

Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. в 76 Общая металлургия [Текст]: учебник для вузов / Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. - 6-изд., перераб и доп. -М.: ИКЦ «Академкнига», 2005 - 768 с: 253 ил. ISBN 5-94628-062-7.

-Пятое издание
вышло в 1998 г. В настоящей книге на основе современных представлений рассмотрены основные металлургические производства. Даны характеристики сырых материалов и способы их подготовки. Детально изложены теория и технология доменного и сталеплавильного производств, а также производство ферросплавов. Коротко рассмотрены процессы производства основных цветных металлов. Освещены физико-химические основы металлургических процессов и технико-экономические показатели производств. Описано оборудование металлургических цехов.
Предназначена в качестве учебника для студентов металлургических и политехнических вузов. Может быть полезна для использования в металлургических лицах и колледжах.

С Торауф ыроа .

KITAnXMJACS

ISBN 5-94628-062-7
9785946280624
9 7 8 5 9 4 6 2 8 0 6 2 4

© В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев, 2002 © ИКЦ «Академкнига», 2002

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие.....	9
Введение	10
ЧАСТЬ ПРОИЗВОДСТВО ЧУГУНА И ЖЕЛЕЗА	20
Г л а в а 1. Сырые материалы 1 их подготовка	20
§ 1. Железные руды.....	21
§ 2. Основные месторождения железных руд.....	24
§ 3. Марганцевые руды.....	28
§ 4. Флюсы и отходы производства	29
§ 5. Подготовка железных руд к доменной плавке.....	31
§ 6. Топливо.....	61
Г л а в а 2. Конструкция доменной пениа	66
§ 1. Общее описание печи.....	66
§ 2. Профиль печи и основные размеры.....	68
§3. Фундамент, кожух и холодильники.....	70
§ 4. Футеровка печи.....	73
§ 5. Горн печи.....	79
§ 6. Колошниковое устройство.....	82
Г л а в а 3. Доменный процесс	87
§ 1. Загрузка шихты и распределение материалов на колошнике	87
§ 2. Распределение температур, удаление влаги и разложение карбона тов	91
§ 3. Процессы восстановления.....	94
1.Восстановление железа	94
2.Восстановление марганца и выплавка марганцовистых чугунов	100
3.Восстановление кремния и выплавка кремнистых чугунов	102
4.Восстановление фосфора.....	104
5.Восстановление других элементов	105
§ 4. Образование чугуна.....	105
§ 5. Образование шлака и его свойства	107
§6. Поведение серы	114
§ 7. Дутье, процессы в горне и движение газов в печи	117
1.Дутье.....	117
2.Процессы в горне	118
3.Движение газов в печи и изменение их температуры, состава, количества и давления	122
§8. Интенсификация доменного процесса'	128
1.Нагрев дутья.....	128
2.Увлажнение дутья	130
3.Повышенное давление газа	131
4.Обогащение дутья кислородом.....	132
5.Вдувание в горн углеродсодержащих веществ.....	13S
6.Комбинированное дутье.....	137
§ 9. Продукты доменной плавки.....	138
§10. Управление процессом, контроль, автоматизация	142
§ 11. Организация ремонтов, задувка и выдувка печи	144

Глава 4. Оборудование и работа обслуживающих доменную печь участков	147
§ 1. Подача шихты в доменную печь	147
§ 2. Воздухонагреватели и нагрев дутья	151
§ 3. Очистка доменного газа	156
§ 4. Выпуск и уборка чугуна	161
§ 5. Выпуск и уборка шлака	166
§ 6. Работа доменных печей и экология	
Глава 5. Показатели работы доменных печей	172
§ 1. Материальный и тепловой балансы плавки	172
§ 2. Расход кокса	174
§ 3. Основные технические показатели	175
Глава 6. Способы внедоменного (бескоксового) получения железа	177
§ 1. Актуальность проблемы	177
§ 2. Процессы твердофазного восстановления железа	179
§ 3. Процессы жидкофазного восстановления (ПЖВ)	184
§ 4. Решение проблем охраны природы и охраны труда	188
ЧАСТЬ V. ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ	191
Глава 1. Общие основы сталеплавильного производства	191
§ 1. История развития сталеплавильного производства	191
§ 2. Классификация стали	203
§ 3. Основные реакции и процессы сталеплавильного производства	206
1. Термодинамика сталеплавильных процессов	206
2. Кинетика сталеплавильных процессов	212
3. Сталеплавильные шлаки	217
4. Основные реакции сталеплавильных процессов	221
5. Газы в стали	233
6. Неметаллические включения	239
7. Раскисление и легирование стали	241
§ 4. Шихтовые материалы сталеплавильного производства	250
Глава 2. Конвертерное производство стали	253
§ 1. Разновидности конвертерных процессов	253
1. Конвертерные процессы с донным воздушным дутьем	253
2. Кислородно-конвертерные процессы	256
§ 2. Устройство кислородных конвертеров для верхней продувки	258
§ 3. Шихтовые материалы кислородно-конвертерного процесса	274
§ 4. Плавка в кислородном конвертере с верхней продувкой	280
1. Технология плавки	280
2. Режим дутья	285
3. Поведение составляющих чугуна при продувке	288
4. Шлаковый режим	293
5. Раскисление и легирование	297
6. Тепловой режим	301
7. Потери металла при продувке	304
8. Основные технические показатели	306
§ 5. Конвертерные процессы с донной продувкой кислородом	308
§ 6. Конвертерные процессы с комбинированной продувкой	314

§ 7. Плавка с увеличенным расходом лома	319
§ 8. Передел высокофосфористых чугунов	323
§ 9. Передел природно-легированных чугунов	328
§ 10. Экология, очистка конвертерных газов	329
§ 11. Автоматизация и контроль конвертерной плавки	333
§ 12. Процессы с аргоно- и парокислородным дутьем	335
§ 13. Производство в конвертерах стали для литья	338
Глава 3. Мартеновское производство стали	342
§ 1. Конструкция и работа мартеновской печи	344
1. Назначение и устройство отдельных элементов печи	347
§ 2. Тепловая работа и отопление мартеновских печей	355
§ 3. Общая характеристика мартеновского процесса	361
1. Разновидности процесса	361
2. Особенности технологии мартеновской плавки	362
3. Шлакообразование и роль шлака в мартеновском процессе	363
§ 4. Основной мартеновский процесс и его разновидности	365
§ 5. Кислый мартеновский процесс	384
§ 6. Современное состояние и перспективы развития мартеновского производства. Двухванные печи. Проблемы экологии	390
§ 7. Автоматизация работы мартеновской печи	398
§ 8. Тепловой и материальный балансы мартеновской плавки	400
Глава 4. Выплавка стали в электрических печах	405
§ 1. Устройство дуговых электропечей	406
1. Общее описание печи	406
2. Рабочее пространство печи	408
3. Рабочее пространство высокоомных водоохлаждаемых печей	416
4. Механическое оборудование печей	426
5. Электроды и механизмы для их зажима и перемещения	432
6. Электрооборудование дуговой печи	436
§ 2. Электрический режим	441
i 3. Выплавка стали в основных дуговых электропечах	445
1. Шихтовые материалы электроплавки	445
2. Традиционная технология с восстановительным периодом	447
3. Выплавка стали методом перепада	456
4. Разновидности технологии плавки в большегрузных печах	457
5. Плавка в высокоомных водоохлаждаемых печах	463
6. Плавка с использованием металлизированных окатышей	468
7. Основные технические показатели	471
i 4. Выплавка стали в кислых дуговых электропечах	472
4 5. Электродуговые печи постоянного тока	474
§ 6. Работа электродуговых печей и экология	479
§ 7. Выплавка стали в индукционных печах	482
1. Устройство индукционной печи повышенной частоты	484
2. Технология плавки	492
3. Плавка в вакуумных индукционных печах	494
Глава 5. Слитки и разливка стали	497
§ 1. Способы разливки стали. Разливка сифоном и сверху	497
i 2. Кристаллизация и строение стальных слитков	501
1. Кристаллизация стали	501
2. Слиток спокойной стали	505
3. Слиток кипящей стали	509

4. Слиток полуспокойной стали.....	515	§ 1. Конструкции сталеплавильных агрегатов непрерывного действия (САНД).....	653
§ 3. Химическая неоднородность слитков.....	516	§ 2. Переплавы металлолома.....	656
§ 4. Оборудование для разлива стали	521	§ 3. Перспективы развития непрерывных процессов.....> ■	659
§ 5. Температура и скорость разлива	537	Г л а в а 10. Переплавные процессы	660
§ 6. Особенности разлива спокойной стали.....	539	§ 1. Вакуумный индукционный перепад.....	661
1. Технология разлива.....	539	§ 2. Вакуумный дуговой перепад.....	662
2. Защита металла в изложнице от окисления.....	540	§ 3. Электродуговой перепад.....	664
3. Специальные методы теплоизоляции и обогрева верха слитка	543	§ 4. Электронно-лучевой и плазменно-дуговой перепада.....	669
§ 7. Особенности разлива кипящей стали	545	§ 5. Перспективы развития переплавных процессов	669
§ 8. Дефекты стальных слитков.....	548	ЧАСТЬ Ш. ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ.....	670
Г л а в а 6- Непрерывная разлива стали	554	Г л а в а 1. Способы производства ферросплавов	670
§ 1. Общая характеристика непрерывной разлива	554	Г л а в а 2. Ферросплавная печь	671
1. Разновидности и преимущества способа	554	§ 1. Восстановительные ферросплавные печи	671
2. Основные типы УНРС.....	556	§ 2. Рафинировочные ферросплавные печи	678
3. Затвердевание непрерывно вытягиваемого слитка	558	§ 3. Загрузка шихты в ферросплавные печи	679
§ 2. Устройство установок непрерывной разлива.....	560	Г л а в а 3. Производство ферросилиция	680
1. УНРС с вытягиванием и скольжением слитка.....	560	Г л а в а 4. Производство углеродистого ферромарганца.....	684
2. УНРС без скольжения слитка в кристаллизаторе	579	Г л а в а 5. Производство силикомарганца	687
3. Литейно-прокатные агрегаты	583	Г л а в а 6. Производство углеродистого феррохрома	688
§ 3. Технология разлива и качество слитка	585	Г л а в а 7. Основы технологии производства ферромарганца и феррохрома с низким содержанием углерода. ...	691
§ 4. Производительность УНРС.....	597	Г л а в а 8. Производство ферротитана	694
Г л а в а 7. Современные технологии получения стали высокого качества. Внепечная обработка стали ...	598	Г л а в а 9. Основы технологии получения феррованадия.....	797
§ 1. Общие условия.....	600	Ч А С Т Ь IV. ПРОИЗВОДСТВО ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ.....	699
§ 2. Технологические основы внепечного рафинирования	601	Г л а в а 1. Народнохозяйственное значение цветных металлов. . .	699
§ 3. Современные способы вакуумирования	606	Г л а в а 2. Металлургия меди	701
§ 4. Обработка металла вакуумом и кислородом.....	610	§ 1. Свойства меди и ее применение	701
§ 5. Метод продувки инертными газами.....	612	§ 2. Сырье для получения меди.....	702
§ 6. Аргонкислородная продувка	616	§ 3. Пирометаллургический способ производства меди	702
§ 7. Внепечная обработка и производство высокохромистых сталей и сплавов	618	1. Подготовка медных руд к плавке.....	703
§ 8. Обработка стали шлаками.....	619	2. Плавка на штейн.....	704
§ 9. Введение реагентов в глубь металла.....	621	3. Конвертирование медного штейна	715
§ 10. Предотвращение вторичного окисления.....	626	4. Рафинирование меди	717
§ 11. Методы отделения шлака от металла ("отсечки" шлака)	627	Г л а в а 3. Металлургия никеля	719
§ 12. Комбинированные (комплексные) методы внепечной обработки	629	§ 1. Свойства никеля и его применение	719
§ 13. Внепечная обработка стали на установках непрерывной разлива (УНРС)	633	§ 2. Сырье для получения никеля.....	720
§ 14. Обработка стали в процессе кристаллизации	635	§ 3. Получение никеля из окисленных руд.....	720
§ 15. Внепечная обработка стали и проблемы экологии.....	640	§ 4. Получение никеля из сульфидных медно-никелевых руд.....	726
Г л а в а 8. Комплексные технологии внепечной обработки чугуна и стали.....	643	Г л а в а 4. Металлургия алюминия.....	729
§ 1. Внедоменная десульфурация чугуна	644	§ 1. Свойства алюминия и его применение.....	729
§ 2. Внедоменная дефосфорация чугуна	647		
§ 3. Проведение обескремнивания и дефосфорации чугуна.....	648		
§ 4. Совместное проведение операции десульфурации и дефосфорации	650		
§ 5. Комплексные технологии внепечной обработки чугуна и стали	650		
Г л а в а 9. Производство стали в агрегатах непрерывного действия.....	652		

§ 2. Сырые материалы.....■ . . .	731
§ 3. Производство глинозема	733
1.Способ Байера	733
2.Способ спекания.....	737
§ 4. Электролитическое получение алюминия.....	740
§ 5. Рафинирование алюминия.....	745
Г л а в а 5. Получение других цветных металлов	746
§ 1. Основы хлоридных методов производства металлов.....	746
§ 2. Производство магния	747
§ 3. Производство титана	750
ЧАСТЬ V. МЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОБЛЕМЫ ОХРАНЫ	
 ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ.....	754
§ 1. Правовые аспекты проблем охраны природы.....	755
§ 2. Основные направления охраны окружающей среды и рационального природопользования	757
§ 3. Охрана природы и металлургия. Особенности структуры металлургического производства в нашей стране	758
§ 4. Защита воздушного бассейна	761
§ 5. Охрана водного бассейна	762
§ 6. Утилизация шлаков.....	762
§ 7. Использование шламов и выбросов.....	763
§ 8. Использование отходов смежных производств.....	763
§ 9. Использование вторичных энергоресурсов	764
§ 10. Использование металлургических агрегатов для переработки бытовых отходов	764
Рекомендательный библиографический список.....	768

ПРЕДИСЛОВИЕ

Первое издание учебника "Общая металлургия", подготовленное в 1965—1966 гг. по инициативе и под руководством известного отечественного металлурга профессора Ф.П.Едне-рала, вышло в 1967 г. Книга получила положительные отзывы и неоднократно переиздавалась. Четвертое издание учебника было отмечено в 1987 г. присуждением Государственной премии СССР.

За годы, прошедшие после выхода в свет 4-го издания, металлургическое производство существенно изменилось, в связи с чем в текст нового издания внесены изменения. Некоторые главы написаны заново, появились новые разделы, текст обновлен и переработан.

Жизнь внесла свои коррективы и в состав авторского коллектива.

В данном издании особое внимание уделено описанию нового оборудования и новых технологических процессов, направленных на повышение качества металла, на экономию энергетических, материальных и трудовых ресурсов, на комплексное решение экологических проблем.

Введение, гл.6 части 1-й (способы внедоменного получения железа), главы 1, 3, 7, 8, 9, 10 части 2-й (общие основы сталеплавильного производства, мартеновское производство стали, современные технологии получения стали высокого качества, внепечная обработка чугуна и стали, производство стали в агрегатах непрерывного действия, переплавные процессы) и часть

5 (Металлургия и проблемы окружающей среды) написаны проф. В.А.Кудриным.

Главы 2, 4, 5 и 6 части 2-й (конвертерное производство стали, выплавка стали в электрических печах, слитки и разливка стали, непрерывная разливка стали) написаны проф. А.М.Якушевым.

Части 1, 3 и 4 (производство чугуна, производство ферросплавов, производство цветных металлов), написанные проф. В.Г.Воскобойниковым, для настоящего пятого издания переработаны и дополнены проф. А.М.Якушевым.

ВВЕДЕНИЕ

Слово "металлургия" происходит от греч.:

metalleuo — выкапываю, добываю из земли;
metallurgeo — добываю руду, обрабатываю металлы;
metallon — рудник, металл.

Это слово означает, соответственно, область науки и техники, охватывающую процессы обработки добытых из недр руд, получение металлов и сплавов, придание им определенных свойств.

И в древности, и в средние века, и сравнительно недавно, вплоть до времен М.В.Ломоносова, считалось, что существует только 7 металлов (золото, серебро, медь, олово, свинец, железо, ртуть).

У алхимиков металлы часто носили название планет: золото называлось Солнцем, серебро — Луной, медь — Венерой, олово — Юпитером, свинец — Сатурном, железо — Марсом, ртуть — Меркурием. Химики древнего мира и средних веков применяли для обозначения веществ символические изображения.

В 1814 г. шведский химик Й.Берцелиус предложил использовать чисто буквенные знаки, которыми по сей день пользуется весь мир, за редкими исключениями. Так, например, во Франции вместо знака азота N, бериллия Be и вольфрама W часто используют знаки Az (Azote), Gl (Glucinium) и Tu (Tungstene); в США вместо знака ниобия Nb нередко употребляют Cb (Columbium).

Сегодня науке известно более 80 металлов, большинство из них используется в технике.

В мировой практике исторически сложилось деление металлов на черные (железо и сплавы на его основе) и все остальные - нечерные (Non-ferrous metals, англ.; Nichtteii-senmetalle, нем.) или цветные металлы. Соответственно, металлургия часто подразделяется на черную и цветную. В настоящее время на долю черных металлов приходится около 95 % всей производимой в мире металлопродукции.

В технике принята также условная классификация, при которой цветные металлы разделены на "*легкие*" (алюминий, магний), "*тяжелые*" (медь, свинец и др.), *тугоплавкие* (вольфрам, молибден и др.), *благородные* (золото, платина и др.), *редкие* металлы.

10

За последние 20 лет ежегодное мировое потребление металлов и мировой металлофонд удвоились и, соответственно, составляют около 800 млн т и около 8 млрд т. Доля продукции, изготовленной с использованием черных и цветных металлов, в настоящее время составляет 72—74 % валового национального продукта государства. Можно смело утверждать, что металлы в XXI в. останутся основными конструкционными материалами, так как по своим свойствам, экономичности производства и потребления не имеют себе равных в большинстве сфер применения.

Из ■* 800 млн т потребляемых металлов ~ 750 млн т — сталь, 20—22 млн т — алюминий, 8—10 млн т — медь, 5—6 млн т — цинк, 4—5 млн т — свинец (остальные — < 1 млн т).

Масштабы получения таких металлов, как упомянутые выше, измеряются в млн т/год; таких как магний, титан, никель, кобальт, молибден, вольфрам - в тыс.т, таких как селен, теллур, золото, платина — в тоннах, таких как иридий, осмий и т.п. — в килограммах.

Сейчас основная масса металлов производится и потребляется в таких странах, как США, Япония, Китай, Россия, Германия, Украина, Франция, Италия, Великобритания и др.

Предполагается, что в начале будущего столетия в мировом производстве и потреблении металлов возрастет роль развивающихся стран, обладающих более высокими темпами экономического развития, валовой национальный продукт которых отличается большей металлоемкостью.

Используемые в технике металлы получают из руд. Рудами называют природные образования, содержащие металлы в таких соединениях и концентрациях, при которых их промышленное использование технически возможно и экономически целесообразно.

По химическому составу преобладающих в той или иной руде минералов различают руды *силикатные, кремнистые, оксидные, сульфидные, карбонатные и смешанные*.

По содержанию ценных компонентов различают руды *богатые и убогие, бедные*.

Применение того или иного металла (или сплава) в значительной мере определяется практической ценностью его свойств; существенное значение имеют и другие обстоятельства, в первую очередь природные запасы, доступность и рентабельность его добычи.

Из наиболее ценных и важных для современной техники металлов лишь немногие содержатся в земной коре в больших количествах: алюминий (8,8 %), железо (4,65 %), магний (2,1%), титан (0,63%). Природные ресурсы ряда весьма важных металлов измеряются сотыми и даже тысячными долями процента. Особенно бедна природа благородными и редкими металлами.

К *рудам черных металлов* обычно относят месторождения *железа, марганца, хрома, титана и ванадия*.

К *рудным месторождениям легких металлов* обычно относят руды, содержащие *алюминий*; основной поставщик алюминия — *бокситы*, а также *алуниты, нефелины и различные глины*. К *рудным месторождениям цветных металлов* относятся месторождения *меди, свинца и цинка, кобальта, никеля, сурьмы*. Запасы металлов в наиболее крупных из них достигают от десятков до сотен млн т, при обычном содержании металлов в руде — единицы процентов.

Характерными для *рудных месторождений редких металлов* являются месторождения *олова, вольфрама, молибдена, ртути, бериллия, тантала и ниобия*. Наибольшие запасы в них достигают сотен тысяч тонн при содержании металла в руде обычно не выше 1 %.

Таким образом масса добываемых материалов во много раз превышает количество содержащихся в руде металлов и в подавляющем большинстве случаев из природных руд экономически невыгодно (а часто и технически невозможно) непосредственно извлекать полезные компоненты. В этих случаях осуществляется *обогащение руд*.

Процесс обогащения обычно включает операции дробления, измельчения. Собственно обогащение осуществляется с использованием различных свойств материалов. Например, при разной плотности разделяемых минералов применяются методы гравитационного обогащения (различие в скорости движения частиц в воде или в воздухе). Различие в физико-химических свойствах поверхности лежит в основе флотационных процессов. При различии магнитной восприимчивости используют метод магнитной сепарации. Иногда используют такой способ, как обжиг и т.д. В результате обогащения получают два продукта: концентрат и хвосты. Если в руде содержится ряд полезных компонентов, то из нее получают несколько концентратов (или комплексные концентраты, ком-

поненты которых разделяются уже в металлургическом переделе).

Здесь же упомянем о содержании таких распространенных у металлургов терминов, как *гидрометаллургия* (от греч. *hydro* — вода), *пиromеталлургия* (от греч. *pyro* — огонь), *биотехнологии* (от греч. *bios* — жизнь).

Гидрометаллургия — это извлечение металлов из руд, концентратов и отходов различных производств при помощи воды и водных растворов химических реактивов (выщелачивание) с последующим выделением металлов из растворов (например, цементацией, электролизом).

Пиromеталлургия — это металлургические процессы, протекающие при высоких температурах (обжиг, плавка и т.п.).

Биотехнологии — технологии, связанные с деятельностью живых организмов (в данном случае — микроорганизмов). Анализ имеющихся данных свидетельствует о том, что во многих странах мира идет интенсивный научный поиск по применению различных микроорганизмов к конкретным металлургическим объектам (биовыщелачивание, биоокисление, биосорбция, биоосаждение и очистка растворов). В частности, железобактерии уже находят применение для выщелачивания металлов из сульфидных и смешанных руд, концентратов и отходов производства, обессеривания углей и т.п. Для получения желательных (более активных) мутантных штаммов используют методы генной инженерии. К настоящему времени наибольшее применение биотехнические процессы нашли для извлечения таких цветных металлов, как медь, золото, цинк, уран, никель из сульфидного сырья. Особое значение имеет реальная возможность использования методов биотехнологии для глубокой очистки сточных вод металлургических производств.

Масштабы переработки руд в мире огромны. Достаточно сказать, что несколько лет назад на территории СССР обогащению ежегодно подвергалось более 1 млрд т руды! Получаемые в результате обогащения концентраты поступают на металлургические предприятия для непосредственного получения из них тех или иных металлов и сплавов. Сегодня металлы являются основой современной цивилизации. Такое положение они заняли в результате многовековых

Штамм (нем. *Stamm*) — чистая культура микроорганизмов одного вида.

усилий людей во многих странах.

Археологические раскопки свидетельствуют о том, что знакомство человека с металлами (возможно, в начале — метеоритного происхождения) относится к временам, весьма удаленным от нас. В частности, обнаруженные в 50—60-х гг. XX в. в юго-западной части Малой Азии следы выплавки меди датируются 7—6-м тысячелетием до нашей эры.

В бронзовом веке (3—1 тыс. лет до н.э.) применение получили изделия и орудия труда из сплавов меди с оловом (оловянная бронза).

Оловянная бронза — древнейший сплав, выплавленный человеком. Считается, что первые изделия из бронзы получены за 3 тыс. лет до н.э. восстановительной плавкой смеси медной и оловянной руд с древесным углем. Значительно позже бронзы стали изготавливать добавкой в медь олова и других металлов (алюминиевые, бериллиевые, кремненикелевые и др. бронзы, сплавы меди с цинком, называемые латуной, и др.). Бронзы применялись вначале для производства оружия и орудий труда, затем для отливки колоколов, пушек и т.д. В настоящее время наиболее распространены алюминиевые бронзы (5—12 % Al) с добавками железа, марганца и никеля.

Вслед за медью человек познакомился с железом.

Общие представления о трех "веках" — каменном, бронзовом и железном — возникло еще в античном мире (Тит Лукреций Кар).

Термин "железный век" был введен в науку в середине XIX в. датским археологом К. Томсеном.

Принято считать, что человек впервые познакомился с метеоритным железом. Об этом свидетельствуют названия железа на языках древних народов: "небесное тело" (древнеегипетский, древнегреческий), "звезда" (древнегреческий). В расшифрованных хеттских текстах XIX в. до н.э. упоминается о железе как о металле, "упавшем с неба". Шумеры называли железо "небесной медью". Возможно, поэтому железо в древности было окружено ореолом таинственности, и люди, добывающие и перерабатывающие железо, были окружены почетом и уважением, к которым примешивалось и чувство страха (их часто изображали колдунами).

В отличие от сравнительно редких месторождений меди и в особенности олова, железные руды (например, бурые железняки) встречаются Почти всюду.

В исторической литературе эпоху железного века делят на два периода: ранний (X—V вв. до н.э.) железный век (так называемая гальштадтская культура по названию города в Австрии, возле которого были найдены железные предметы того времени) и поздний или "второй железный век" (V—II вв. до н.э. — начало н.э.), соответствующий периоду, от которого осталось много железных предметов (так называемая латенская культура — по месту в Швейцарии). Латенская культура связывается с кельтами, считавшимися мастерами изготовления различных орудий из железа. Большое переселение кельтов, начавшееся в V в. до н.э., способствовало распространению этого опыта на территории Западной Европы. От кельтского названия железа "изарнон" произошли немецкое "айзен" и английское "айрон".

В конце второго тысячелетия до н.э. железо появилось в Закавказье. В степях Северного Причерноморья в VII—I вв. до н.э. обитали племена скифов, создавших наиболее развитую культуру раннего железного века на территории России и Украины.

Вначале железо ценилось очень дорого, использовалось для изготовления монет, хранилось в царских сокровищницах. Затем все шире использовалось и как орудие труда, и как оружие. Об использовании железа: в качестве орудий труда упоминается в "Иллиаде" Гомера. Там же упоминается о том, что Ахилл наградил диском из железа победителя дискобола.

По преданию, колыбелью монголов и туркменов были богатые рудами Алтайские горы, своими богами эти народы считали тех, кто ведал кузнечным искусством. Несомненно, пришедшие с Востока народы внесли свой вклад в распространение металлургии. Воинственные кочевники из Средней Азии имели металлические доспехи и железное оружие. Своеобразная культура сложилась в Китае, где, возможно, ранее, чем у других народов, научились получать жидкий чугун и делать из него отливки. До наших дней сохранились некоторые уникальные отливки из чугуна, изготовленные в первом тысячелетии н.э., например, колокол высотой 4 и диаметром 3 м, массой 60 т.

Известны уникальные изделия металлургов древней Индии. В Дели стоит знаменитая Кутубская колонна массой 6 т, высотой 7,5 м и диаметром 40 см. Надпись: на колонне гласит,

что она сооружена примерно в 380—330 гг. до н.э. Она сооружена из отдельных криц, сваренных в кузнечном горне. Еще большее удивление, чем размеры колонны, вызывает тот факт, что на ней нет ржавчины. В захоронениях древней Индии найдено стальное оружие, изготовленное в середине первого тысячелетия до н.э.

Греческие мастера уже в древние времена использовали железо. В построенном зодчим Гермогеном около 200 г. до н.э. храме Артемиды барабаны мраморных колонн храма скреплены мощными железными дюбелями длиной 130, шириной 90 и толщиной 15 мм. Нынешняя цивилизация основывается прежде всего на использовании железа как основного материала в технике. Массовое получение железных материалов стало возможным лишь на определенном уровне развития техники (и сравнительно недавно) тогда, когда научились восстанавливать его из руд.

Первым из известных способов получения железа из руд явился так называемый *сыродутный способ*, при котором в горн или печь загружают железную руду и уголь, при горении которого происходит частичное восстановление железа из руды. Повышение производительности сыродутных печей — горнов достигалось увеличением размеров агрегатов (увеличением высоты) и применением мехов, приводившихся в движение не мускульной силой человека, а водяного колеса или конного привода. При этом удлинялся путь газов в печи, понижалась температура отходящих газов, соответственно повышались температура и степень восстановления руды, поступающей в наиболее горячую зону горна. Увеличение количества воздуха, подаваемого в печь в единицу времени, позволяло увеличить количество загружаемого угля.

Следствием всего этого было повышение температуры в нижней части горна и не только улучшение условий восстановления железа, но и создание условий для его науглероживания. Шлаки при этом получались малоокисленные, а металл — с высоким содержанием углерода (чугун), соответственно с более низкой температурой плавления; такой металл вытекал из печи вместе со шлаком. Таким образом, часть продукта представляла собой периодически выламываемую железную крицу, а часть — жидкий железоуглеродистый расплав (чугун). Практика показала, что безостановочная работа печи с получением чугуна производительнее прямого

16

восстановления сыродутным процессом. Так родилась технология, известная теперь как *доменное производство чугуна*.

Производство чугуна в мире превысило 500 млн т, из которых около 95 % перерабатывается затем в сталь (остальное — для производства чугунных отливок).

Следует иметь в виду коренное отличие в значении слов *домница* и *доменная печь*: в домнице получали (в виде кусков или криц) штуки восстановленного сыродутного (от слов "сырое", т.е. неподогретое дутье) железа, а во второй — доменной печи — жидкий чугун (расплав железа с высоким содержанием углерода). Интересно обратить внимание на следующее.

Ниже приведено название *доменная печь* (от старославянского "дмение" - дутье) на различных языках: англ. Blast — Furnace — дутьевая печь; нем. Hochofen — высокая печь; фр. Haut fourneau — большая, высокая печь. Слово *домница* на различных языках: англ. High bloomery furnace — большая кричная печь; нем. Stuckofen (от Stuck — кусок, крица; ofen - печь или Wolfofen (волчья печь); фр. Fourneau a loupe — волчья печь.

Производство металлов в России традиционно основывалось на использовании расположенных на ее территории месторождениях руд. К ним прежде всего относятся такие богатые месторождения, как Курская магнитная аномалия, Олене-горское и др. месторождения Кольского полуострова, Косто-в мукшское и др. месторождения Карелии, ряд месторождений >^ железных руд Урала и Сибири; крупные месторождения высококачественных бокситов на Северном Урале (Красная Шапочка и др.), в Архангельской области, в республике Коми, в бассейне реки Ангары, на Кольском полуострове (нефелины); Ч большое значение имеют медьсодержащие руды восточных склонов Урала, на Северном Кавказе, а также Удоканское в районе БАМа; крупные месторождения свинцово-цинковых руд (содержат также кобальт и медь) — район г. Норильска; большие месторождения оловорудных минералов — район Восточного Забайкалья и Дальнего Востока. Ртуть, сурьма, золото, платина, редкие металлы — всем этим располагает Россия.

1 До 1991 г. металлургическое проивШЙ

4 Федерации являлось составной частью Единого пШ№Я?одст-
ценного комплекса Союза ССР. После вы]

шшня,,, изи Лосева I. чк t-
еисеобаев,

СССР отдельных союзных республик металлургическое производство России испытывало временные затруднения. Так, на Украине и в Грузии остались богатые марганецсодержащие руды и заводы, производящие марганецсодержащие сплавы, в Средней Азии остались некоторые богатые месторождения руд цветных металлов. За прошедшие годы связанные с этим проблемы решены. Наиболее серьезные проблемы, которые необходимо решить в ближайшее время, — обновление устаревшего оборудования, прекращение деятельности неэффективных производств, организация природоохранных мероприятий.

Отечественная металлургия сегодня удовлетворяет все заявки на свою продукцию от отечественных потребителей.

Многие виды металлургической продукции уже сегодня конкурентоспособны на мировом рынке, а металлургия признана (наряду с топливно-энергетическим комплексом, военной авиацией и космонавтикой) как одна из приоритетных отраслей для государственных вложений (вследствие перспективной эффективности этих отраслей).

Разработанная в конце 1993 г. Федеральная программа технического перевооружения и развития металлургии России направлена на дальнейшее совершенствование и развитие этой важнейшей отрасли отечественной промышленности.

Особое внимание в Федеральной программе уделено двум проблемам: *проблеме ресурсосбережения и охране окружающей среды и проблеме обеспечения качества в металлургии.*

На состоявшейся в 1994 г. в Москве международной конференции "Черная металлургия России и СНГ в XXI веке" сообщалось, что, по экспертным оценкам, в настоящее время в нашей стране образование (удельный выход) различных отходов на 1 т стального проката велико и составляет: вскрышных и горных пород 1500-2500 кг; различных шлаков 500-1000 кг; шламов 80-120 кг; пыли 80-120 кг; окалины 30—40 кг; сточных вод 250—300 м³; технологических газов 8—10 тыс.м³; аспирационного воздуха 30—50 тыс.м³; горючих газов 2000—2500 м³. Наша задача — существенно снизить эти цифры уже в ближайшие годы.

Федеральной программой определены основные направления по снижению вредного воздействия металлургии. Основное направление — *энергосберегающие технологии.* Другое на-

правление — *мероприятия по предотвращению и локализации выбросов и очистке выбросов.*

Переход на рыночную экономику предполагает ужесточение требований к гарантированному соблюдению стандартов качества металлопродукции. В металлургическую практику вводятся международные и европейские стандарты "Управление качеством продукции". Требования этих стандартов формируют новые отношения между потребителем и изготовителем металлопродукции по гарантированному обеспечению качества на протяжении всего технологического цикла (проектирование, оборудование, сырье, технология, отгрузка продукции).

Повсеместное распространение получает сертификация качества металлопродукции как гарантированная система обеспечения качества по всей технологической цепочке металлургического предприятия.

Молодым специалистам в области металлургического производства, вступающим в XXI век, обеспечено необъятное поле деятельности в одной из наиболее приоритетных отраслей народного хозяйства.

Часть 1.ПРОИЗВОДСТВО ЧУГУНА И ЖЕЛЕЗА

Глава 1.СЫРЫЕ МАТЕРИАЛЫ И ИХ ПОДГОТОВКА

Для производства черных и цветных металлов применяют различные сырые материалы, являющиеся полезными ископаемыми, или специально приготовленные материалы, а также отходы металлургического производства.

К сырым материалам металлургического производства прежде всего относят руды, топливо и флюсы. Необходимо уточнить, что понимают под рудой. Руда представляет собой полезное ископаемое, добываемое из недр земли. Это — горная порода или минеральное вещество, из которого при данном уровне развития техники экономически целесообразно извлекать металлы или их соединения. Такая экономическая целесообразность прежде всего определяется содержанием ценных металлов в минеральном веществе, т.е. так называемым браковочным пределом по извлекаемому металлу. Браковочный предел даже для одного и того же металла различен, например для железа он составляет 30—60 %, меди 3—5, никеля 0,3—1,0, а для молибдена 0,005-0,02 %.

Величина браковочного предела по содержанию ценного металла зависит от физических свойств и химического состава горной породы, а также условий ее добычи.

По мере развития техники указанные пределы постепенно снижаются и переработке подвергают все более бедные руды.

Руды обычно называют по одному или нескольким металлам, содержащимся в них, например железные, медные, алюминийевые и марганцевые или медно-никелевые, медно-кобальто-никелевые и др.

Запасы руд того или иного месторождения делят в зависимости от степени их изученности на несколько категорий, обозначаемых буквами латинского алфавита: А, В и С.

К категории А относят запасы, вполне установленные и опробованные детальными разведками. К категории В относят запасы, количество которых достаточно точно выявлено разведками, но границы рудных тел установлены еще недостаточно определенно. К категории С относят запасы, выявленные по естественным обнажениям и геофизическим данным.

Категорию С разделяют на C_x - недостаточно изученные и C_2 — прогнозные. Общими балансовыми запасами называют сумму запасов $A + B + C = A + B + C_1 + C_2$.

Руды приходится специально подготавливать — дробить, обогащать, окучковывать и усреднять.

В способах подготовки различных руд много общих приемов и средств, которые рассмотрены ниже на примере железных руд, применяемых для доменной плавки.

§ 1. ЖЕЛЕЗНЫЕ РУДЫ

Железо является распространенным элементом в природе. Так, по распространению в земной коре оно занимает четвертое место (4,2%) после кислорода (49,7%), кремния (26%) и алюминия (7,45%). Железо как составная часть входит почти во все горные породы, однако многие нельзя считать рудами.

Конкретизируя понятие "полезные ископаемые" применительно к железосодержащим ископаемым, *железными рудами* следует называть горные породы, из которых при данном уровне развития техники экономически целесообразно извлекать железо.

Железо, как известно, обладает сравнительно большим сродством к кислороду и в силу этого в земной коре не обнаруживается в самородном виде, а находится главным образом в соединениях с кислородом и двуоксидом углерода.

Из большого числа встречающихся в земной коре железосодержащих минералов промышленное значение имеют минералы, в которых железо в основном представлено магнитным оксидом Fe_3O_4 (72,4 % Fe), безводным оксидом Fe_2O_3 (70 % Fe), водными оксидами $mFe_2O_3 \cdot nH_2O$ с различным количеством воды (52,3-62,9 % Fe), карбонатом железа $FeCO_3$ (48,3 % Fe).

Магнитный оксид железа в рудах представлен минералом магнетитом. Руду, содержащую в основном магнетит, называют *магнитным железняком* или *магнетитовой рудой*. Магнетит Fe_3O_4 можно рассматривать как соединение $FeO \cdot Fe_2O_3$, содержащее 31,04% FeO и 68,96% Fe_2O_3 .

Магнетит под действием влаги и кислорода атмосферы постепенно окисляется. Оксид FeO в Молекуле $FeO \cdot Fe_2O_3$ реагирует с кислородом воздуха по реакции $4FeO + O_2 \rightarrow$ ■

— $2\text{Fe}_2\text{O}_3$. Образовавшийся минерал по своему химическому составу является гематитом, однако из-за отличия в кристаллической решетке называется мартитом.

Таким образом, в природных условиях магнетит в той или иной степени окислен. Для характеристики окисленности магнетита принято пользоваться отношением $\text{Fe}^{\wedge}\text{Fe}$. В

чистом магнетите это отношение равно $72,4:24,3 \approx 3,0$, а в мартите оно бесконечно велико. Обычно к магнитным железнякам относят руды, в которых это отношение меньше 3,5. При отношении, равном 3,5—7,0, руды относят к полумартитам, а при отношении, большем 7, — к мартитам.

Магнетит характеризуется высокой магнитной восприимчивостью, и поэтому магнитные железняки пригодны для электромагнитного обогащения, являющегося одним из наиболее эффективных и распространенных способов обогащения железных руд.

Магнитный железняк обычно представлен крепкими, плотными кусковыми рудами. Он содержит обычно 55—60 % Fe (иногда лишь 16-30% Fe), 0,02-2,5% S, 0,02-0,7 %P и чаще всего кислую пустую породу (SiO_2 , Al_2O_3).

Безводный оксид железа представлен в рудах минералом *гематитом*. Руды, содержащие в основном гематит, относят обычно к *красным железнякам* или *гематитовым рудам*. Красный железняк— это продукт выветривания магнитных железняков, т.е. в значительной мере окисленный магнетит. В нем обычно содержится от 1 до 8 % магнетита.

Красный железняк, применяемый в металлургии, содержит обычно 55-60 % Fe, а некоторые разновидности — до 69,5 % Fe. В ряде случаев в рудах содержится мало: серы и фосфора. Руды бывают кусковые, а иногда пылевидные. Цвет красных железняков колеблется от красного до светло-серого и даже черного, но на фарфоровой пластинке красный железняк всегда дает красную черту. Пустая порода таких руд обычно состоит из SiO_2 и Al_2O_3 .

Водные оксиды железа представлены в рудах главным образом минералами *лимонитом* $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ и *гетитом* $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$. Руды, содержащие в основном эти минералы, называют *бурыми железняками*. Бурый железняк образуется при выветривании и окислении железных руд других типов. Обычно бурый железняк смешан с глиной или кварцем. В до-

бываемых рудах содержится 37-55%, а чаще 37—40% Fe. Они характеризуются повышенным содержанием фосфора (0,5— 1,5 %), иногда в них присутствует в небольшом количестве ванадий (0,03-0,06%).

Бурый железняк наиболее распространен в земной коре. Обычно он беден и влажен, к тому же трудно поддается обогащению, поэтому его используют сравнительно в небольшом количестве.

Карбонат железа представлен в руде минералом *сидеритом*. Руды, содержащие в основном сидерит, называют *шпатовыми железняками*. Они обычно встречаются в виде плотных и крепких горных пород или глинистых железняков. В шпатовых железняках содержится 30—40% железа.

Промышленно используемым является также минерал ильменит FeTiO_3 , встречающийся в сочетании с магнетитом. Руды, в которых преобладает ильменит, называются титаномагнетитами.

Примеси железных руд

Кроме указанных соединений железа, в рудах присутствуют различные примеси (тоже в виде соединений), которые в зависимости от вида плавки могут быть полезными и вредными.

К вредным примесям относят серу, цинк и мышьяк. Сера вызывает красноломкость стали, а процесс ее удаления в доменном и сталеплавленном производствах связан с ухудшением технико-экономических показателей. Правда, серу можно легко удалить из руд окислительным обжигом и агломерацией.

Цинк, хотя и не переходит в чугун, но возгоняется и, проникая в швы кладки, приводит к ее росту и разрыву металлического кожуха доменной печи.

Небольшое количество мышьяка можно удалить из руды при агломерации или лучше при специальном обжиге руды, а при доменной и сталеплавленной плавках он переходит в металл. Мышьяк придает стали хладноломкость и ухудшает ее свариваемость.

Такие примеси, как фосфор, никель, хром и медь, являются полезными при выплавке чугуна некоторых марок, в остальных же случаях их, особенно фосфор и медь, относят к вредным примесям. Фосфор вызывает хладноломкость стали,

его необходимо удалять при переработке чугуна в сталеплавильных печах.

Ванадий и титан — полезные примеси.

Пустая порода руд в основном состоит из SiO_2 , Al_2O_3 , CaO и MgO , которые обычно находятся в виде различных соединений. Для доменной плавки желательнее, чтобы отношение $(\text{CaO} + \text{MgO})/(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3) \cdot 100$ в этом случае не требовалось флюсы. Такую руду называют *самоплавкой*, однако встречается она очень редко. Чаще всего указанное отношение значительно меньше 1, т.е. пустая порода руд является кислой.

§2. ОСНОВНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

По запасам железных руд Российская Федерация среди других стран занимает одно из первых мест. Железорудные месторождения неравномерно распределены по территории Российской Федерации и имеют различное промышленное значение.

Европейская часть Российской Федерации

Курская магнитная аномалия (КМА) — крупнейшее месторождение железных руд; балансовые запасы составляют более 42 млрд т, перспективные запасы оцениваются в 200—250 млрд т. КМА расположена на территории Курской, Белгородской, Орловской, Брянской, Калужской и Харьковской областей. Месторождение тянется на северо-запад от Белгорода — Нового Оскола почти на 600 км двумя полосами шириной до 25 км каждая при расстоянии между полосами 50—60 км. Рудное тело залегает на глубине 100—600 м, его толщина достигает 2—3 км и более.

Месторождения КМА представлены богатыми, преимущественно мартито-гематитовыми рудами с содержанием 50—62 % Fe и бедными железистыми кварцитами, в основном магнетитовыми, содержащими 35—40 % Fe. Руды, как правило, чистые по фосфору (0,02—0,09%) и содержат 0,1—0,6% серы. Характерной особенностью руд КМА является повышенное содержание глинозема. Отношение кремнезема к глинозему составляет 2,3—3,6. Богатые руды КМА легко восстанавливаемы, а магнетитовые железистые кварциты легко обогащаются методом магнитной сепарации.

Первый керн руды КМА получен в 1923 г., однако промышленное освоение бассейна началось лишь в 1954 г. Это связано с тем, что значительная часть богатых руд находится под грунтовыми водами, что район имеет ограниченные ресурсы технической воды и что месторождения находятся в районе богатых черноземом сельскохозяйственных угодий. Наиболее благоприятны для разработки горно-технические условия залегания руд Старо-Оскольского и Курско-Орловского районов. Здесь эксплуатируются Лебединское, Стойленское и Михайловское месторождения богатых руд и Коробковское, Лебединское и Михайловское месторождения железистых кварцитов.

В ближайшие годы намечено освоение наиболее богатого в КМА Яковлевского месторождения (Белгородская область).

На Севере Европейской части Российской Федерации находятся Оленегорское, Ено-Ковдорское, Костамукшское и Пудожгорское месторождения железных руд.

Оленегорское месторождение расположено в Мончегорском районе Мурманской области. Руды представлены в основном магнетитовыми железистыми кварцитами и содержат около 32% Fe. Руды отличаются сравнительно низким содержанием фосфора (< 0,08 %) и серы (< 0,045 %). Пустая порода — кислая с преобладанием кремнезема (42—44 %). Месторождение разрабатывается с 1955 г. открытым способом. Общие балансовые запасы составляют около 0,6 млрд т.

Ено-Ковдорское месторождение находится в Кировском районе Мурманской области. Месторождение представлено в основном вкрапленными апатито-магнетитовыми рудами с содержанием железа в среднем около 30 %. Руды характеризуются высоким содержанием фосфора (1,7—4,0 %), основной пустой породой (11—17 % оксида кальция и 12—16 % магнезии). Содержание серы в сырой руде составляет 0,15—0,20 %. Запасы месторождения составляют около 0,5 млрд т. Месторождение разрабатывается с 1962 г.

Костамукшское месторождение, расположенное в Карелии, представлено в основном магнетитовыми железистыми кварцитами с содержанием 30—35 % Fe, около 0,07 % P и 0,2 % S. Пустая порода — кислая с преобладанием кремнезема (40—41%).

Балансовые запасы составляют около 1,2 млрд т.

Пудожгорское месторождение расположено в Карелии на берегу Онежского озера. Руды — титаномагнетитовые с содержанием 22—30 % Fe, 0,10 % P, 0,12 % S, а также небольшого количества кобальта и меди.

Балансовые запасы равны около 1,2 млрд т.

Урал

Балансовые запасы железных руд Урала составляют около 15 млрд т, в том числе 8,4 млрд т промышленных запасов.

Около 80% запасов приходится на Качканарский железорудный район. Месторождения этого района разрабатываются с 1963 г. Все остальные месторождения Урала давно и интенсивно разрабатываются и, кроме Бакальского, имеют ограниченные запасы.

Качканарское месторождение обладает огромными запасами бедных титано-магнетитовых руд с содержанием 16—17 % Fe. Достоинствами этих руд являются высокая основность $[(CaO + MgO) : (SiO_2 + Al_2O_3) = 0,7-0,75]$ их пустой породы, легкая обогатимость и присутствие в них ванадия. Месторождение разрабатывают открытым способом. Руды обогащают методом магнитной сепарации и получают концентрат, содержащий 63 % Fe и 0,35 % V. После переработки ванадиевого чугуна в кислородно-конвертерном цехе шлак используют для производства феррованадия. Балансовые запасы превышают 12 млрд. т.

На северном Урале расположены небольшие месторождения Серовско-Ивдельского района.

Из разрабатываемых в настоящее время следует указать Полуночное, Марсятское и Богословское месторождения.

Руды, в основном, магнетитовые с включением бурых железняков; содержание железа в руде Полуночного месторождения составляет 47, Марсятского 30, Богословского 34—39 %. Общие запасы не превышают 250 млн т.

В центральной части Урала находятся многочисленные относительно небольшие месторождения Тагило-Кувшинского железорудного района с общими промышленными запасами около 0,4 млрд. т. Руды, в основном, магнетитовые и полумартитовые с содержанием 32—59 % Fe. Бедные магнетитовые руды отличаются высоким содержанием серы (0,4—1,8 %). Как для магнетитовых, так и для богатых мартитовых руд характерно повышенное содержание оксида марганца и глинозема. Отношение кремнезема к глинозему меньше двух. Разработку ведут на Высокогорском и Гороблагодатском месторождениях.

Бакальское месторождение, расположенное вблизи г. Златоуста, состоит примерно на 85 % из сидеритов, содержащих около 32 % Fe, около 0,02 % P и до 0,5—0,6 % S. Пустая порода — основная с содержанием до 10—11 % MgO. Около 15 % руд составляют бурые железняки, содержащие 47%Fe, 0,04-0,05 %S и 0,02-0,04 % P; пустая порода кислая. Бакальские руды содержат повышенное (1,5—1,7 %) количество MnO. Разработку руд ведут открытым способом. Балансовые запасы составляют более 1 млрд. т.

Орско-Халиловский железорудный район включает месторождения бурых хромоникелевых железняков с содержанием железа 30—36 %, хрома 1,0-1,5 %. Наиболее крупные месторождения — Аккермановское и Ново-Киевское. Добываемые руды используют без обогащения. Балансовые запасы ~ 340 млн т.

Магнитогорское месторождение (г. Магнитная) магнетитовых и мартитовых руд получило известность, так как послужило рудной базой для создания Магнитогорского металлургического комбината. Разрабатываемое с 1932 г. месторождение в настоящее время в значительной мере исчерпано.

Сибирь и Дальний Восток

Балансовые запасы железных руд Сибири и Дальнего Востока составляют около 8,4 млрд т, в том числе промышленных категорий 5,7 млрд т. Потенциальные ресурсы этих районов не исчерпываются указанными запасами, выявленными неполно даже в пределах наиболее обжитой территории, и по мере открытия постепенно увеличиваются. Наиболее полно изучены железорудные районы Западной Сибири. К ним относят Горную Шорию, Горный Алтай и Кузнецкий Алатау.

Горно-Шорийский железорудный район представлен небольшими месторождениями магнетитовых руд: Таштагольским, Шерегешским, Шалымским, Темирским, Ода-а Башским, Казским и др. Содержание железа в рудах колеблется от 40 до 50 %, снижаясь в отдельных случаях до 32—35 %. Большая часть руд является сернистыми с примесью цинка. Пустая порода содержит повышенное количество оснований. Суммарные балансовые запасы составляют около 770 млн т, добычу руды в Горной Шории ведут много лет. Горно-Алтайский железорудный район включает Инское и Белорецкое месторождения магнетитовых руд. Они содержат 35—42 % железа и требуют магнитного обогащения. Балансовые запасы равны ~ 330 млн т. В Восточной Сибири разрабатываемые месторождения расположены в Хакасском и Ангаро-Илимском железорудных районах. В Хакасском районе несколько не крупных месторождений магнетитовых руд, которые содержат 35—45% Fe, 0,67—2,3 % S, 0,10—0,20 % P. Кроме того в рудах имеются примеси кобальта, а иногда олова и мышьяка. Суммарные балансовые запасы составляют около 0,9 млрд т. Ангаро-Илимский железорудный район (Иркутская область) имеет крупные запасы легкообогащаемых магнетитовых руд и отличается благоприятными горно-техническими условиями. Наиболее крупное месторождение — Коршунское, разрабатываемое открытым способом. Руда содержит 30—35 % Fe, 0,26 % P, около 0,04 % S и повышенное количество MgO (до 10 %). Запасы месторождения равны 0,5 млрд т. В этом же железорудном районе расположены Рудногорское, Татьянинское и Красноярское месторождения. Из них наиболее перспективно Рудногорское, содержащее богатые магнетитовые руды (53% Fe) и бедные вкрапленные магнетитовые руды (38,4% Fe). Они содержат 0,39—0,44% P и 0,05—0,08% S; пустая порода самоплавкая, т.е. в ней сумма CaO и MgO практически равна сумме кремнезема и глинозема. Балансовые запасы — 0,3 млрд. т.

В Восточной Сибири выявлен и разведан еще ряд железорудных бассейнов, из которых наиболее крупные Ангаро-Питский, Средне-Ангарский, Приангарный.

На территории бывшего СССР крупными являются также ряд железорудных месторождений Украины и Казахстана. Криворожский железорудный бассейн с промышленными запасами в 18,7 млрд т занимает площадь около 300 км². Основная масса руд — бедные (~ 35% Fe) железистые кварциты (80% магнетитовых и 20 % гематитовых); имеется также около 1,5 млрд т промышленных запасов богатых (~ 56 % Fe) гематитовых и магнетитовых руд. Большинство руд очень чисты по сере и фосфору. Месторождение разрабатывается более 100 лет.

Керченское месторождение бурых железняков (балансовые запасы около 2 млрд т) с содержанием 30—40 % Fe отличается повышенным содержанием марганца, фосфора (0,6—1,1%) и наличием мышьяка (0,07—0,13%).

В Кустанайской области расположены разрабатываемые Соколовское, Сарбайское и Канарское месторождения магнетитовых руд (балансовые запасы 4 млрд т), содержащих 43—48 % Fe и зачастую до 1—4 % S. Кустанайская группа месторождений бурых железняков (балансовые запасы 9,8 млрд т) представлена Аятским и разрабатываемым Лисаковским месторождениями. Руды содержат 35—38 % Fe и до 0,5% P.

§3. МАРГАНЦЕВЫЕ РУДЫ

Марганцевые руды применяют в основном для выплавки ферросплавов, содержащих 10—82 % Mn. И иногда добавляют в шихту доменной плавки при выплавке пердеальных чугунов для получения в них повышенного (до 0,6—0,8 %) содержания марганца.

Минералы, образующие руды марганца, немногочисленны, хотя марганец входит в состав большого количества природных соединений. Марганцевые руды промышленных типов можно подразделить на четыре разновидности: а) оксидные руды, представляющие минералы — пиролюзит (MnO_2), браунит (Mn_2O_3), псиломелан ($mMnO_2 \cdot nMnO + H_2O$), гаусманит (Mn_3O_4), манганит ($Mn_2O_3 \cdot nH_2O$); б) карбонатные руды, содержащие марганцевый шпат или родохрозит ($MnCO_3$); в) силикатные руды, содержащие родонит ($MnSiO_3$); г) окисленные руды, представляющие продукт окисления карбонатных и силикатных руд.

Содержание марганца в этих минералах составляет от 41,9 до 72,1 %. Однако в добываемых марганцевых рудах из-за примесей содержание марганца составляет 20—45 и редко 50—57 %. Пустая порода по своему составу аналогична железным рудам и в основном представлена кремнеземом и в меньшей степени глиноземом. Известковая пустая порода встречается довольно редко.

Добываемые марганцевые руды обычно подвергают промывке или гравитационно-магнитному обогащению с получением концентратов, содержащих 40-56 % марганца.

В зависимости от области потребления к марганцевым рудам и концентратам предъявляют определенные требования по химическому составу и физическим свойствам.

Желательно, чтобы в марганцевой руде было много марганца и мало фосфора. Так, для выплавки ферросплавов фосфора не должно быть более 0,2%. В рудах, предназначенных для выплавки пердеального чугуна, фосфора может быть 0,6 % и даже более. Если руда предназначена для выплавки богатого ферромарганца, то для обеспечения высокого содержания марганца в сплаве необходимо, чтобы железа в ней было не более 4—6 %.

Марганцевые руды в Российской Федерации до последнего времени не добывали, а потребности всей металлургии Советского Союза в этих рудах удовлетворялись за счет разработки крупных Никопольского (Украина) и Чиатурского (Грузия) месторождений. Теперь, чтобы уменьшить зависимость России от внешних поставщиков, решено начать разработку собственных относительно не крупных месторождений марганцевых руд. Основные месторождения марганцевых руд Российской Федерации: Усинское (Кемеровская обл.) с запасами 98,5 млн т; открытое в 1987 г. Парнокское с запасами около 20 млн т; группа месторождений Северного Урала — 40 млн т; Аккермановское (Южный Урал) — 5,7 млн т.

5.4. ФЛЮСЫ И ОТХОДЫ ПРОИЗВОДСТВА

Флюсы вводят в доменную печь для перевода пустой породы железосодержащей шихты и золы кокса в шлак требуемого химического состава, обладающего определенными физическими свойствами.

Температура плавления оксидов, входящих в состав

пустой породы агломерата, окатышей или руд, а также в золе кокса (SiO_2 - 1710, Al_2O_3 - 2050, CaO - 2570, MgO - 2800 °С), значительно выше температуры шлака в доменной печи (1450—1600 °С). Вместе с тем при определенном соотношении указанных оксидов образуются легкоплавкие составы, которые имеют температуру плавления ниже 1300 °С и характеризуются хорошей текучестью при 1450—1600 °С.

Необходимо также, чтобы шлаки, получаемые в доменной печи, содержали определенное количество основных оксидов (CaO и MgO) для обеспечения требуемой десульфуризирующей способности. Например, рекомендуется, чтобы в шлаках отношение ($\text{CaO} + \text{MgO}$) : ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$) составляло около 1,0, а отношение SiO_2 : Al_2O_3 было равно 2—4,5.

Таким образом, в зависимости от состава пустой породы руды и вида топлива нужно применять основные, кислые или глиноземистые флюсы. Добываемые руды, как правило, содержат кислую пустую породу и характеризуются приемлемым соотношением SiO_2 и Al_2O_3 , поэтому по технологическим причинам обычно применяют основной флюс — известняк, состоящий из карбоната кальция CaCO_3 , или доломитизированный известняк, содержащий, кроме CaCO_3 еще MgCO_3 .

До 1948—1949 гг. известняк вводили в доменную печь. В этом случае к известняку предъявляли определенные требования в отношении механической прочности и кусковатости. Теперь же известняк вводят при окусковании железных руд или железорудных концентратов. Это приводит к улучшению показателей доменной плавки и прежде всего сокращению расхода кокса, так как при этом отпадает необходимость в затрате тепла на эндотермический процесс разложения карбонатов. Известняк вводят в измельченном состоянии (размер зерен 3—0 мм), поэтому не требуются его высокая механическая прочность и кусковатость. Необходимо лишь, чтобы в известняке было немного SiO_2 , Al_2O_3 , серы и фосфора. Известняк хорошего качества содержит, %: 52—54,5 CaO (против 56 в чистом CaCO_3); 0,6–1,0 SiO_2 ; 0,005–0,01 S и 0,008—0,015 P. В обычном известняке содержится 0,5—3, а в доломитизированном 5—10% MgO и более.

При доменной плавке используют также некоторые отходы производства, содержащие Fe, Mn, CaO и MgO и являющиеся заменителями железных руд и флюса. К ним относят колошниковую пыль, сварочный шлак и окалину нагревательных пе-

чей, пиритные огарки и шлаки мартеновского производства. Наиболее широко применяют колошниковую пыль, получаемую в доменных цехах. Она состоит из железосодержащих материалов и кокса, уловленных при очистке газа доменных печей. В пыли содержится 40—56 % Fe и 3—15 % C. С целью утилизации ее добавляют в шихту к рудам или концентратам при их окусковании.

§5. ПОДГОТОВКА ЖЕЛЕЗНЫХ РУД К ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ

Чем тщательнее подготавливают руду к доменной плавке, тем выше производительность доменной печи, ниже расход топлива и выше качество выплавляемого чугуна.

В конечном итоге стремятся снабжать доменную печь шихтой, состоящей только из двух компонентов: офлюсованного железорудного сырья и кокса определенной кусковатости и не содержащих мелких фракций (ниже 5—8 мм для железосодержащей шихты и ниже 20—30 мм для кокса).

Для обеспечения хорошей газопроницаемости плавильных материалов желательно, чтобы шихта была однородной по кусковатости. Рекомендуется, чтобы диаметр самого крупного куска не превышал диаметр самого мелкого куска более чем в два раза, т.е. целесообразно давать руду или окускованную шихту кусковатостью 10—20 или 20–40 мм.

Важным резервом повышения производительности доменных печей и снижения расхода топлива является увеличение содержания железа в шихте. Его увеличение на 1 % позволяет снизить расход кокса на 2—2,5 % и на столько же увеличить производительность печи.

Кроме того, при росте содержания железа в шихте снижается выход шлака при доменной плавке, что ведет к повышению технико-экономических показателей плавки.

Для получения богатого железорудного сырья разработаны и внедрены эффективные способы обогащения железных руд. При решении вопроса об оптимальной степени обогащения железных руд нужно исходить из технико-экономических соображений.

По мере повышения содержания железа в концентратах возрастают затраты на обогащение руд, что показано кривой *CD* на рис. 1, в то время как затраты в доменном цехе сокращаются (кривая *AB*). Пересечение кривых *AB* и *CD* в точке

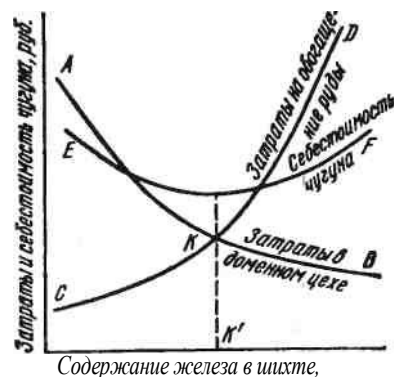


Рис. 1. Схема графического определения оптимального содержания железа в железосодержащей части шихты

К указывает на оптимальную степень обогащения железных руд (точка K' на оси абсцисс). Пересечение этих кривых обычно соответствует минимальной себестоимости чугуна (кривая EF).

Расчеты показывают, что для многих руд оптимальное содержание железа в концентратах: для доменной плавки находится в пределах 64—67 %. Существующая подготовка шихты пока еще не удовлетворяет указанным требованиям. Поэтому повышение однородности шихты по кусковатости и химическому составу и увеличение содержания железа в шихте крайне необходимы. В зависимости от характеристики добываемой руды применяют следующие методы подготовки руды: а) дробление; б) сортировку; в) обогащение; г) усреднение; д) окускование.

Дробление и измельчение

Крупность добываемых руд в естественном виде очень различна. При открытой добыче размер отдельных кусков достигает 1000—1200 мм, а при подземной 300—800 мм.

Для дальнейшего использования руда такой крупности должна быть предварительно подвергнута дроблению. Дробление представляет собой процесс уменьшения размера кусков твердого материала его разрушением под действием внешних сил и имеет целью придание кускам материала определенной крупности.

Размер крупности кусков дробленой руды определяется способом ее дальнейшей переработки и типом руды. Для доменной плавки верхний предел крупности кусков руды составляет 40—100 мм, для мартеновской плавки 20—40 мм, для агломерации 6—10 мм, а для обогащения в ряде случаев требуется получение материала крупностью менее 0,1 мм. Чем

тоньше измельчена руда, тем полнее рудные зерна могут быть отделены от пустой породы в процессе обогащения. Поэтому дробление часто дополняют измельчением руды.

Дробление и измельчение руды — энергоемкий и дорогостоящий процесс. На обогатительных фабриках стоимость процесса дробления и измельчения руды составляет от 35 до 70 % от расходов на весь цикл обогащения, а стоимость дробильных устройств достигает 60 % стоимости оборудования фабрики. Поэтому всегда желательно соблюдать принцип "не дробить ничего лишнего", т.е. дробить руду только до нужных размеров и только в необходимом количестве.

Для выполнения этого принципа процесс дробления руды разделяют на несколько стадий и перед каждой из них проводят классификацию (рассев) с целью выделения готовых по размеру кусков и мелочи, чтобы не подвергать их повторному дроблению.

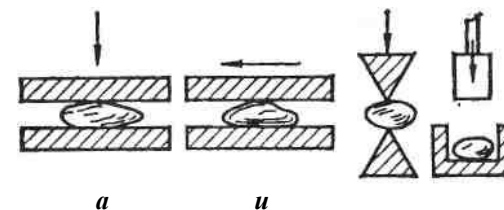
Обычно различают следующие стадии дробления: крупное дробление — от кусков размером 1200 мм до получения кусков размером 100—350 мм; среднее дробление — от 100—350 до 40—60 мм и мелкое дробление — от 40—60 до 6—25 мм; измельчение — от 6—25 до 1 мм; тонкое измельчение — менее 1 мм. Крупное, среднее и мелкое дробление осуществляют в аппаратах, называемых дробилками, а измельчение — в мельницах. Дробление можно выполнять следующими методами: раздавливанием, истиранием, раскалыванием, ударом и сочетанием перечисленных выше способов (см. рис. 2).

Основные типы применяемых дробилок представлены на рис. 3. Щековые дробилки служат для крупного и среднего дробления.

Схема одной из разновидностей щековых дробилок показана на рис. 3, а. Дробимую руду загружают сверху в зазор между неподвижной щекой 1 и подвижной 2, подвешенной на оси 3. Привод дробилки через шкив 4 вращает эксцентрико-

Рис. 2. Схематическое изображение основных способов дробления:

а — раздавливание; б — истирание; в — раскалывание; г — удар



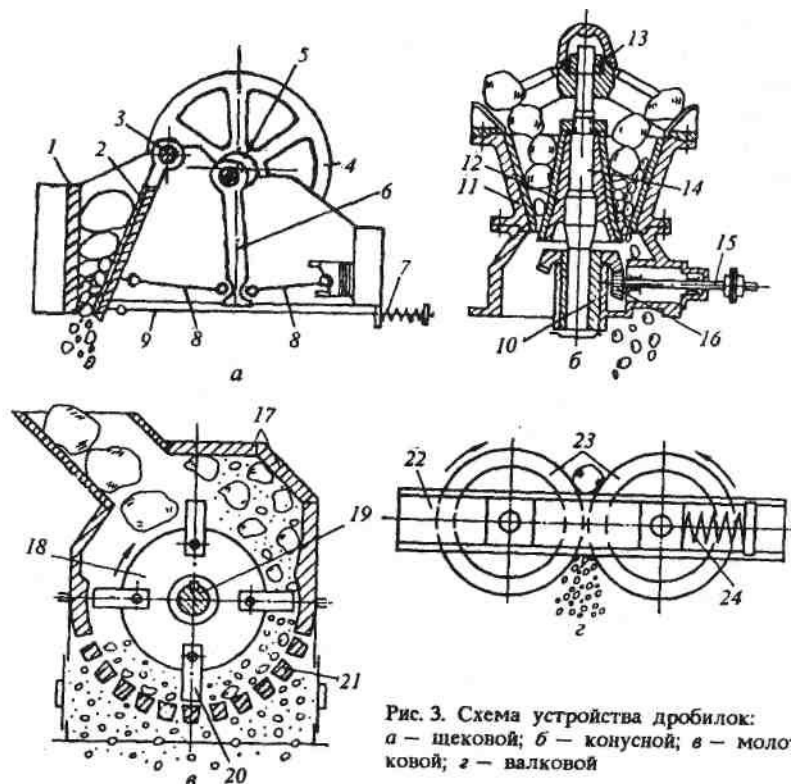


Рис. 3. Схема устройства дробилок:
а — щековой; б — конусной; в — молотковой; з — валковой

вый вал 5, при этом шатун *б* движется вверх-вниз. При подъеме шатуна распорные плиты 8 нажимают на подвижную щеку 2, она сближается с неподвижной и происходит дробление кусков руды; при опускании шатуна подвижная щека отходит назад под воздействием пружины 7 и тяги 9, и через зазор между щеками снизу высыпается дробленая руда. Производительность щековых дробилок составляет 10-700 т/ч.

В конусных дробилках (рис. 3, б) основными рабочими элементами являются неподвижный 11 и подвижный 12 конусы, в зазор между которыми сверху засыпают дробимую руду. Верх вала 14 подвижного конуса закреплен в шарнире 13, а его нижней части придают с помощью приводного вала 15, зубчатой передачи 16 и эксцентрика 10 вращательное движение. Подвижный конус при этом перекачивается по внутренней поверхности неподвижного конуса и в месте сближения

конусов происходит дробление кусков, а с противоположной стороны через кольцевую щель просыпается дробленый продукт.

Конусные дробилки применяются для крупного, среднего и мелкого дробления. Производительность дробилок крупного дробления составляет 150-2300 м³/ч, среднего — от 8 до 580 м³/ч, мелкого- от 24 до 260 м³/ч.

Молотковые дробилки (рис. 3, в) применяют для крупного, среднего и мелкого дробления мягких и средних по твердости пород. Дробилка состоит из корпуса, внутри которого закреплены массивные отбойные плиты 17. В опорах конуса установлен вращающийся с большой скоростью вал 19 с насаженными на него несколькими дисками 18, на которых шарнирно закреплены стальные молотки (била) 20. Дробление происходит в результате ударов, наносимых кускам материала молотками; выдача дробленой руды происходит через отверстия колосниковой решетки 21. Производительность молотковых дробилок достигает 1500 т/ч и более.

Валковые дробилки применяют для среднего и мелкого дробления пород средней крепости. Чаще применяют двух- и четырехвалковые дробилки. В двухвалковой дробилке (рис. 3, г) дробление происходит между двумя вращающимися палками 23; оба вала приводные, один из них закреплен в раме 22 жестко, второй — подвижный и прижимается к неподвижному пружины 24 либо гидравлическим, либо пневмогидравлическим устройством. Валки бывают гладкими и иногда рифлеными и зубчатыми.

Для тонкого измельчения руд применяют шаровые мельницы и в последнее время мельницы бесшарового помола. Шаровая мельница (рис. 4, а) представляет собой вращаемый через зубчатый венец 5 футерованный плитами из износостойкой стали барабан 4 с полами цапфами 2. Барабан почти наполовину заполнен чугунными или стальными шарами 3. Куски руды вместе с водой подают в цапфу через устройство 1, в барабане куски, испытывая удары падающих шаров, раскалываются, раздавливаются и истираются; измельченный продукт с водой (пульпа) выдается через противоположную цапфу барабана. Производительность крупных шаровых мельниц достигает 150-200 т/сут.

На рис. 4, б показана мельница бесшарового помола типа Лэрофол". Крупные и мелкие куски руды вместе со сжатым

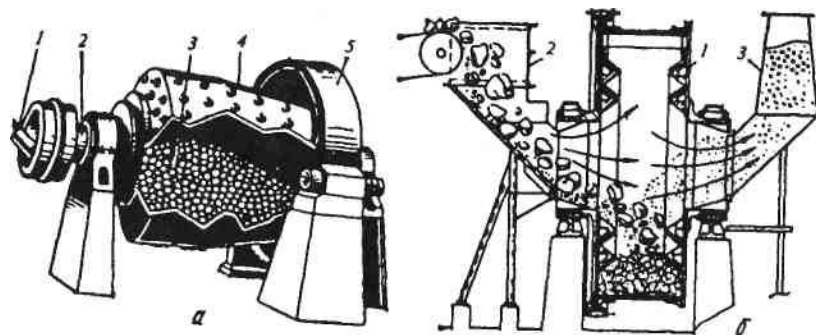


Рис. 4. Шаровая мельница (а) и мельница для бесшарового помола (б)

воздухом вводят через питатель 2 во вращающийся барабан 1. Крупные куски играют роль дробящих шаров; измельченный продукт уносится воздухом через пустотелую цапфу в шахту выдачи 3, а затем скапливается в пылеуловителях.

Грохочение и классификация

Разделение или сортировку материалов на классы крупности при помощи решеток или механических сит называют грохочением, а разделение в воде или воздухе на основе разности скоростей падения зерен различной крупности — гравитической или воздушной классификацией. Грохочением обычно разделяют материалы до крупности 1—3 мм, а более мелкие — классификацией.

Материал, поступающий на грохочение, называют исходным, остающийся на сите — надрешетным продуктом, прошедший через отверстия сита — подрешетным продуктом.

Аппараты для грохочения называют грохотами, их основным рабочим элементом является решето или сито. Наибольшее распространение получили различные грохоты с колебательным движением решета; ограниченное применение находят неподвижные грохоты, а также барабанные, валковые или роликовые.

Простейшим и малопродуктивным является неподвижный колосниковый грохот, применяемый в приемных отделениях горно-рудных предприятий. Он представляет собой расположенную под углом $\sim 45^\circ$ к горизонту решетку из параллель-

ных стальных брусков (колосников) с величиной щели 25—200 мм. Подаваемый сверху материал опускается по поверхности решетки, а мелочь просыпается сквозь щели решетки. Производительность грохота составляет 9—80 м³/ч на 1 м² решетки, а к.п.д. не превышает 50—70 %.

Дуговой гидравлический неподвижный грохот представляет собой изогнутую по дуге решетку, по которой сверху движется пульпа; через ячейки решетки проходят отделяемые частицы пульпы размером 0,3—1,0 мм.

Придание решету грохота колебательных движений сильно повышает производительность и к.п.д. грохота (до 95—98 %). Из подобных грохотов в последнее время широко применяют самобалансные и самоцентрирующиеся инерционные грохоты. Самобалансный грохот (рис. 5) представляет собой опирающийся на пружины 3 короб 1 с просеивающим решетом 2. В боковых стенках короба на подшипниках установлены два дебалансных вала 4 (ось вала не совпадает с осью его вращения). Валы вращают с одинаковой скоростью в противоположных направлениях, при этом возникают инерционные силы, вызывающие колебания короба по направлению стрелок "А", что обеспечивает подбрасывание груза и его перемещение вдоль решета с эффективным просеиванием мелочи. Для самобалансных грохотов частота колебаний составляет 740-950 в минуту, амплитуда колебаний 4-9 мм, размеры решета достигают 3х6,4 м, производительность — 600 т/ч.

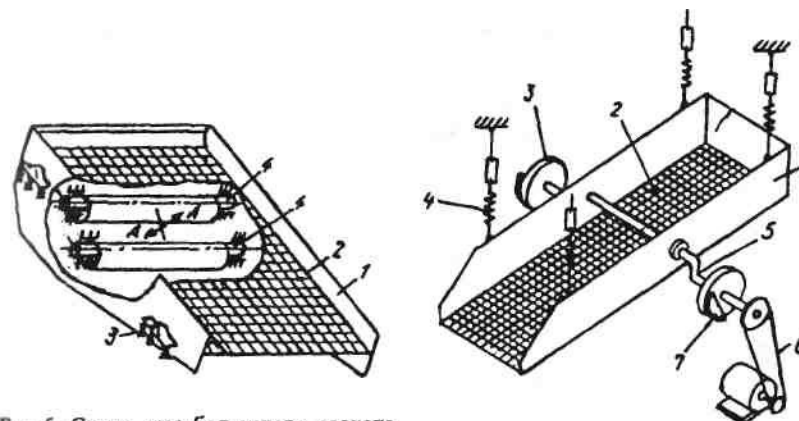


Рис. 5. Схема самобалансного грохота

Рис. 6. Самоцентрирующийся инерционный

Самоцентрирующийся инерционный грохот показан на рис. 6. Грохот состоит из подвешенного на пружинах 4 короба 1 с одним или двумя ситами 2. В подшипниковых опорах короба закреплен вращаемый приводом через шкив 6 эксцентриковый вал 5, на концах которого имеются диски 3 с противовесами (дебалансами) 7. Вращение вала с дебалансами вызывает перемещение короба по круговой траектории вокруг оси вала с амплитудой 3—6 мм. Частота составляет 520—1440 колебаний в минуту, производительность грохотов 2000 т/ч.

Гидравлическая классификация (разделение) тонкоизмельченных руд основана на том, что в воде более крупные частицы оседают быстрее, чем мелкие. Существует несколько разновидностей гидравлических классификаторов, наиболее распространенным является спиральный классификатор. Он выполнен в виде наклонного желоба, внутри которого расположены продольные вращающиеся двухзаходные спирали. В желоб подают рудную пульпу; крупные частицы оседают на дне желоба и выносятся из желоба через его верх вращающимися спиралями, а мелкие частицы с водой сливаются из нижнего конца желоба. В маловодных районах применяют воздушную классификацию.

Обогащение

Руды, добываемые из недр земли, часто не удовлетворяют требованиям металлургического производства не только по крупности, но и в первую очередь по содержанию основного металла и вредных примесей, а потому нуждаются в обогащении.

Под обогащением руд понимают процесс обработки полезных ископаемых, целью которого является повышение содержания полезного компонента путем отделения рудного минерала от пустой породы или отделения одного ценного минерала от другого. В результате обогащения получают готовый продукт — концентрат, более богатый по содержанию определенного металла, чем исходная руда, и остаточный продукт — хвосты, более бедный, чем исходная руда.

Все применяемые на практике способы обогащения руд основаны на (использовании различий в физических и физико-химических свойствах слагающих руду минералов. При хорошей размываемости минерала водой применяют промывку; при различной плотности — гравитационное обогащение, при маг-

нитной восприимчивости — магнитное обогащение, на использовании различных физико-химических поверхностных свойств основана флотация. Выбирая оптимальный способ обогащения, оценивают также экономическую эффективность того или иного способа.

Конечный результат обогащения характеризуют степенью извлечения (ϵ , %) полезного элемента, которую определяют из соотношения: $\epsilon = (y/r)/a$, где y — выход концентрата (% от массы исходной руды), a и r — соответственно содержание извлекаемого элемента в исходной руде и в концентрате, %.

Промывка. Промывка представляет собой процесс разрушения и диспергирования глинистых и песчаных пород, входящих в состав руды. Ее применяют для руд с плотными разновидностями рудных минералов, не размываемых водой, и с рыхлой пустой породой. К ним чаще всего относятся буро-железняковые и маритовые руды, а также многие марганцевые руды.

При обогащении промывкой потоки воды размывают и уносят глинистые и песчаные частицы, а также мелкую руду, поэтому промывке обычно подвергают крупнокусковые руды, а мелкие классы направляют на дальнейшее обогащение другими методами.

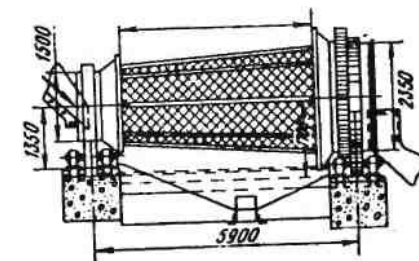
Основными агрегатами для обогащения промывкой служат бутары, скрубберы, корытные мойки и промывочные башни.

Бутара представляет собой вращающийся цилиндр с решетчатой поверхностью (рис. 7). Руда внутри барабана продвигается вперед, скользя и перекатываясь по его стенкам. Ввиду наличия коротких уголков, укрепленных внутри бутары под прямым углом к направлению скольжения, куски руды разбиваются. Разрыхлению способствует вода, подаваемая из

Рис. 7. Коническая бутара

4250

39



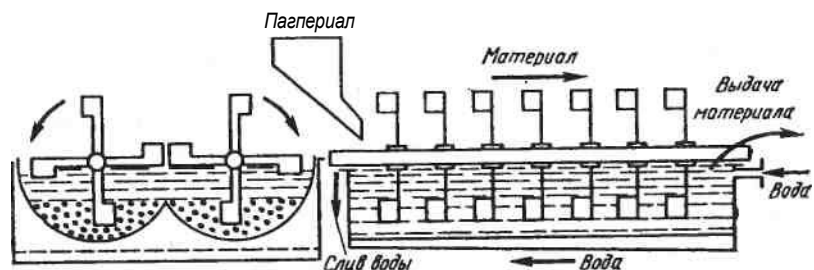


Рис. 8. Схема корытной мойки

оросительной трубы, расположенной вдоль барабана. Вода с растворенной частью пустой породы и мелкими зернами руды проходит через отверстия бугары, а крупный отмытый материал удаляется через разгрузочный конец. Производительность бугары 150—190 т/ч.

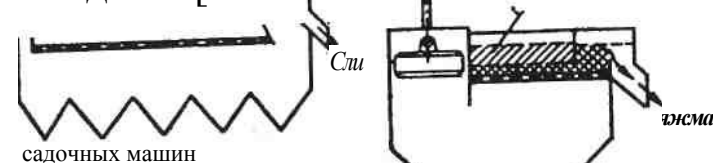
Основной недостаток — высокий расход воды, составляющий 3—5 м³ на 1 т материала. Выход годного продукта равен примерно 75 % при относительно высоком содержании железа в хвостах (25-26%).

Более совершенными являются корытные мойки. Корытная мойка (рис. 8) представляет собой наклонное корыто длиной 2,6—7,8 м, шириной 0,8-2,7 м и глубиной в нижней части до 2,1 м. По продольной оси корыта расположены два вала с лопастями, которые вращаются в противоположных направлениях с частотой 8—20 об/мин. Материал поступает в нижнюю часть корыта, на 2/3 заполненную водой, и передвигается лопастями навстречу струе воды, которая подается под давлением в верхнюю часть корыта.

С одного конца корыта избыток воды уходит в слив, унося с собой размытую породу, а с другого конца корыта промытая руда выдается лопастями. Расход воды составляет 2—5 м³/т, а производительность 60—80 т/ч при степени извлечения железа 85—89 %.

Гравитация. При гравитационном обогащении минералы разделяются по плотности. Гравитация может быть воздушной или мокрой. Воздушную гравитацию для обогащения железных и марганцевых руд не применяют, поскольку их рудные и нерудные минералы сравнительно мало отличаются по плотности. Мокрую гравитацию чаще всего осуществляют отсадкой. В качестве жидкости обычно используют воду, но применяют и более тяжелые среды.

Питан
Рис. 9. Схема устройства от-
ГНгда^й -[ш^-



Наиболее распространенным методом является мокрая отсадка, которой зерна различного удельного веса расслаиваются под действием струи пульсирующей в вертикальном направлении. При этом более легкие зернам вытесняются в верхний слой, а более тяжелые осаждаются внизу.

Применяемые для отсадки отсадочные машины иногда делают с подвижным решетом, совершающим возвратно-поступательное движение в вертикальной плоскости, что создает пульсацию воды (рис. 9, а). Чаще применяют машины с неподвижным решетом, в которых вода движется под действием поршня (рис. 9, б). Существуют и другие способы перемещения воды (подвижная диафрагма, качающийся конус, качающаяся перегородка, воздушный или гидравлический пульсатор).

Сравнительно простой и совершенный способ — это гравитационное обогащение в тяжелых средах. Руду погружают в жидкость, плотность которой больше плотности пустой породы. Тяжелые зерна рудного минерала осаждаются на дно, а частицы пустой породы всплывают.

При обогащении железных руд плотность жидкости должна составлять около 2800—3000 кг/м³. Органические жидкости с такой плотностью стоят дорого, поэтому применяют тяжелые суспензии — взвеси тонкого порошка какого-либо твердого тела, например ферросилиция (для обогащения железных руд) или свинцового блеска (для обогащения руд цветных металлов). Для того чтобы плотность была неизменной в любой части аппарата, суспензия должна находиться в непрерывном движении. Кроме того, чтобы уменьшить скорость осаждения

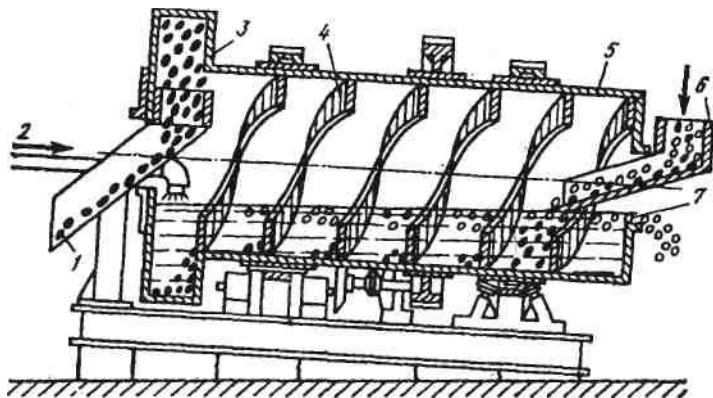


Рис. 10. Барабанный сепаратор для гравитационного обогащения руд

ферросилиция, к суспензии добавляют глинистую породу — бентонит. Тяжелые суспензии применяют главным образом для обогащения руд цветных металлов; в этом случае используют конусные сепараторы различных конструкций.

Для гравитационного обогащения применяют сепараторы или спиральные классификаторы. Широко используют барабанный сепаратор, показанный на рис. 10.

Сепаратор состоит из наклонного барабана 5 диаметром 1,5-3 и длиной 3—10 м со спиралями 4 и кольцевым черпаковым элеватором 3. Руда поступает по желобу 6, концентрат оседает в среде, передвигается спиралями 4 и разгружается черпаковым элеватором 3 по желобу 1. Всплывшая легкая фракция переливается через горловину 7. Расход суспензии восполняется через питатель 2.

Магнитная сепарация. Наиболее распространенным способом обогащения железных руд является магнитная сепарация, основанная на различии магнитных свойств железосодержащих минералов и частиц пустой породы.

Важнейшая характеристика магнитных свойств веществ — их способность намагничиваться, выражаемая удельной магнитной восприимчивостью χ_v , измеряемой в метрах кубических на килограмм.

По величине удельной магнитной восприимчивости все минералы делят на сильномагнитные, для которых $\chi_v > 3 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{кг}$, слабомагнитные — $0,6 \cdot 10^{-6} \cdot 0,015 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{кг}$ и немагнитные $\chi_v < 0,015 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{кг}$.

К сильномагнитным железорудным минералам относят магнетиты, титаномагнетиты и слабоокисленные мартиты; к слабомагнитным относят гематиты, бурые железняки и сидериты, а к немагнитным относят кварц, кальцит, полевой шпат и другие.

Среднемагнитными материалами являются полумартиты, мартиты, ильменит.

Магнитное обогащение заключается в том, что подготовленную соответствующим образом руду (дробленную до высокой степени раскрытия рудного зерна), содержащую магнитный минерал, вводят в магнитное поле, создаваемое магнитами. Силовые линии магнитного поля сгущаются в зернах магнитного минерала, намагничивают их, вследствие чего зерна притягиваются магнитом и, преодолевая постояннодействующие силы (тяжести, центробежные, сопротивления водной среды и др.), движутся в одном направлении, в то время как немагнитные зерна под действием этих сил движутся в другом направлении.

Магнитное обогащение осуществляют в аппаратах, называемых магнитными сепараторами, в которых магнитное поле создается электромагнитами постоянного тока или магнитными системами, состоящими из постоянных магнитов.

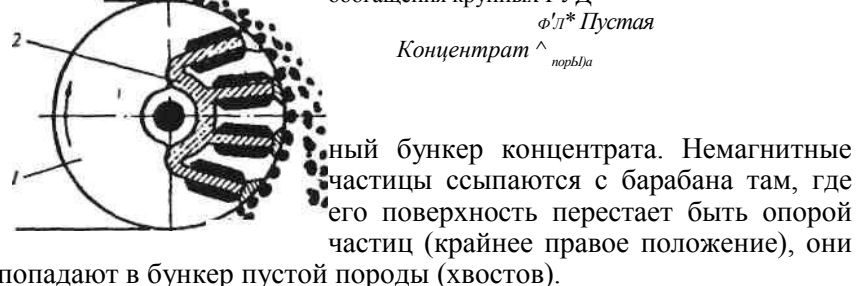
В зависимости от минералогического состава руд применяют сепараторы с разной напряженностью магнитного поля. Сильномагнитные руды обогащают на сепараторах, в которых создается меньшая напряженность магнитного поля (40-100 кА/м), а для слабомагнитных руд требуется высокая напряженность магнитного поля (160—1600 кА/м).

Магнитное обогащение железных руд осуществляют методами мокрой и сухой магнитной сепарации, а также комбинированными методами (сухая сепарация с последующей мокрой).

Для обогащения магнитных железных руд крупностью более 3-6 мм применяют только сухую магнитную сепарацию; руды меньшей крупности можно обогащать как сухим, так и мокрым методами, но применяют в основном мокрую сепарацию, поскольку при этом устраняется пыление. Для руд крупностью менее 0,1 мм применяют только мокрую сепарацию.

По конструктивным признакам различают сепараторы барабанные, ленточные, шкивные, роликовые и кольцевые. Наибольшее распространение для обогащения магнетитовых руд получили барабанные сепараторы. Схема устройства и работы барабанного сепаратора для сухого обогащения показана на рис. 11. Внутри вращающегося барабана / из немагнитной стали закреплены неподвижные электромагниты 2. Обогащаемую руду подают на барабан сверху; частицы магнетита притягиваются электромагнитом к поверхности барабана и перемещаются на ней до выхода из зоны действия магнита. Здесь они под действием силы тяжести падают вниз в прием-

Рис. 11. Питание 11. Схема барабанного электромагнитного сепаратора для сухого обогащения крупных РУД



бункер пустой породы (хвостов). Барабанные сепараторы для мокрого обогащения в зависимости от направления подачи рудного материала и его движения по отношению к направлению вращения барабана подразделяют (рис. 12) на три типа: с прямоточной, противоточной и полупротивоточной ваннами. Барабанный сепаратор с прямоточной ванной (рис. 12, а) применяют для обогащения руд крупностью 0—6 мм. Он включает вращающийся немагнитный барабан 2 с расположенными внутри него неподвижными электромагнитами 3. Рудную пульпу через загрузочную коробку 1 по лотку 9 подают под барабан в направлении, совпадающем с направлением его вращения. Магнитные частицы руды притягиваются к барабану и удерживаются на его поверхности до выхода из зоны

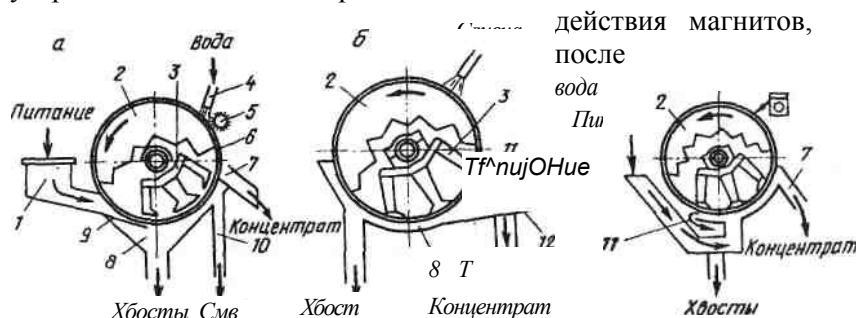


Рис. 12. Схема барабанных сепараторов для мокрого обогащения

чего они под действием сил тяжести, гидросмыва 4 и щетко-снимателя 5 попадают в разгрузочный лоток 7 концентрата. Пустая порода остается в ванне 8 и удаляется в виде хвостов. Постоянный уровень пульпы в ванне обеспечивается за счет слива ее избытка через патрубок 10. Барабан имеет резиновое покрытие 6.

Сепараторы с противоточной ванной (рис. 12, б) применяются для обогащения мелкозернистой (0—2 мм) руды. Рудную пульпу подают по питающему лотку 12 навстречу направлению вращения барабана. Частицы магнетита извлекаются барабаном из ванны в противотоке и в месте окончания зоны действия магнитов 3 выдаются через сливной порог 11 в лоток 7 концентрата. Пустая порода с водой проходит под барабаном и удаляется из ванны с противоположной от места выдачи концентрата стороны (хвосты).

Сепараторы с полупротивоточной ванной (рис. 12, в) применяются для обогащения тонкозернистых руд (частицы < 0,2 мм). Пульпа подается к вращающемуся барабану 2 снизу. Притягиваемые к барабану магнитные частицы разгружаются по ходу вращения барабана через лоток 7, а пустая порода (хвосты) под действием потока воды удаляется с противоположной стороны через сливной порог 11.

Для слабомагнитных руд (гематит и др.) перспективным способом повышения магнитных свойств до уровня, необходимого для их обогащения на простых магнитных сепараторах долгое время считался магнетизирующий обжиг. Он заключается в том, что железную руду нагревают во вращающейся трубчатой печи или печи кипящего слоя до 600—800 °С в восстановительной атмосфере; при этом Fe_2O_3 восстанавливается до Fe_3O_4 , обладающего высокими магнитными свойствами. Но после многолетнего опробования от этого способа в настоящее время отказались в связи со сложностью, высокой стоимостью и загрязнением окружающей среды выбросами обжиговых печей.

Для обогащения слабомагнитных руд ограниченное применение находят валковые сепараторы с сильным магнитным полем, в них пульпа проходит через создаваемое между двумя магнитными полюсами поле напряженностью ~ 1300 кА/м. Однако эти сепараторы сложны по устройству и малопроизводительны. Для тонкоизмельченных слабомагнитных руд (крупность частиц < 0,8 мм) применяются полиградиентные

сепараторы сильного магнитного поля, в которых рабочее пространство между магнитными полюсами заполнено, например, стальными шарами. В точке касания шаров создается очень высокая напряженность магнитного поля, и при пропускании через него пульпы из нее выпадает выделяемый минерал.

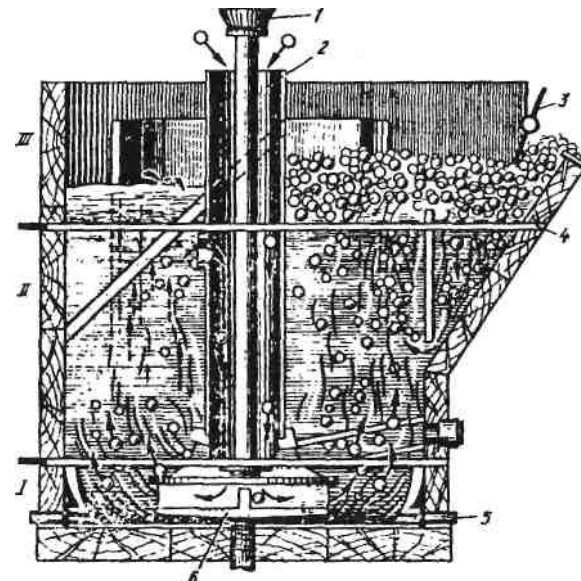
Флотация. Под флотацией понимают метод обогащения, основанный на различии физико-химических свойств поверхностей различных минералов. Для обогащения руд применяют только пенную флотацию. Она базируется на том, что одни минералы (в тонкоизмельченном состоянии в водной среде) не смачиваются водой, прилипают к пузырькам воздуха и поднимаются или, как говорят, всплывают и флотируют на поверхности подобно воздушному шару, образуя минерализованную пену. Это — гидрофобные тела. Другие минералы смачиваются водой, не прилипают к воздушному пузырьку и остаются в пульпе. Это — гидрофильные тела.

Для повышения эффективности флотации используют флотационные реагенты трех видов: коллекторы, регуляторы и вспениватели. Коллекторы — это органические вещества, избирательно адсорбирующиеся на поверхности минерала и усиливающие их гидрофобные свойства; для разных минералов — это различные вещества. Регуляторы — это многочисленные реагенты, одни из которых (активаторы) активизируют флотацию минералов, а другие (депрессоры) подавляют ее. Вспениватели способствуют созданию обильной минерализованной пены.

Обычно пенный продукт флотации состоит из зерен полезных минералов (концентрата), но так как различные флотационные реагенты могут действовать на минералы избирательно, то в некоторых случаях флотацию ведут так, чтобы всплывали бесполезные минералы — минералы пустой породы (хвосты). В первом случае процесс называют прямой флотацией, во втором — обратной флотацией.

Флотационные машины, в которых осуществляется флотационный процесс, по своему действию делят на механические, пневматические и комбинированные. В первых для перемешивания пульпы и засасывания воздуха используют механические мешалки, во вторых воздух подается по специальным трубкам под небольшим давлением, в третьих перемешивание происходит мешалками с дополнительной подачей воздуха.

Рис. 13. Схема действия механической флотационной машины



Наиболее широкое распространение получили механические флотационные машины (рис. 13).

При вращении вала 1 мешалки 6 создается разрежение, пульпа и воздух засасываются в зону / перемешивания и аэрации. Пульпа, поступающая по трубе 2 в эту зону, смешивается с воздухом и отбрасывается центробежной силой мешалки вверх и в стороны. В зоне II разделения воздушные пузырьки, несущие минерал, поднимаются, а гидрофильные частички возвращаются в зону перемешивания через отверстия в разделительном диске. В зоне III концентрации минерализованная пена собирается выше перегородки 4, отделяющей ее от разгрузочной стороны машины, и снимается вращающимся гребком 3, а промежуточный продукт спускается через специальное отверстие 5 в следующую машину. Производительность флотационной машины составляет 10—20 т/ч.

Флотацию широко применяют для обогащения руд цветных металлов.

Усреднение

Химический состав добываемых железных руд непостоянен, и это обстоятельство вызывает при их дроблении непостоянство гранулометрического (зернового) состава. Неоднородность химического и гранулометрического состава шихты крайне отрицательно влияет на показатели работы доменных

печей. Особо важное значение имеет постоянство содержания железа, так как снижение его содержания приводит к разогреву печи, а повышение — к похолоданию. Естественно, что при непостоянстве доменной шихты по содержанию железа приходится вести плавку с некоторым избытком топлива с тем, чтобы исключить или хотя бы резко сократить число случаев похолодания печи, являющихся расстройством процесса, вызывающим ухудшение показателей ее работы.

Следует также обеспечить постоянство по основности пустой породы шихты с тем, чтобы обеспечить стабильность состава шлака. Рекомендуются так подготавливать шихту, чтобы отклонения по содержанию железа от среднего его содержания не превышали $\pm 0,3—0,5\%$.

Большое значение имеет и однородность шихты по кусковатости. Особо вредное влияние оказывает наличие мелочи в шихте. Так, увеличение содержания мелочи в шихте (< 3 мм) на 10 % приводит к увеличению расхода кокса на 4—7 %.

Вопросы оптимизации гранулометрического состава шихты решаются путем дробления агломерата и отсева мелочи от окускованной шихты, а задача усреднения железорудных материалов по химическому составу решается, в основном, на складах, где хранят запас руды перед агломерацией или окомкованием (механизированные склады для усреднения или же рудные дворы в старых доменных цехах). Усреднение здесь обеспечивается за счет формирования рудного штабеля горизонтальными слоями и забора руды из штабеля поперек слоев: привозимую руду укладывают в штабели, рассыпая ее тонким слоем по всей длине штабеля и так слой за слоем до получения требуемой высоты штабеля (до 17 м); забирают же руду с торца штабеля сверху донизу так, чтобы, например, грейфер захватывал одновременно большое число слоев. Это обеспечивает усреднение отгружаемой со склада руды.

Окускование железорудного сырья

Окускование — это процесс превращения мелких железорудных материалов (руд, концентратов, колошниковой пыли) в кусковые необходимых размеров, применение которых значительно улучшает показатели работы металлургических агрегатов. Для подготовки сырья к доменной плавке широко применяются два способа окускования: агломерация и окомкование.

Агломерация. Это процесс окускования мелких руд, концентратов и колошниковой пыли спеканием в результате сжигания топлива в слое спекаемого материала. Наиболее распространены ленточные агломерационные машины со спеканием слоя шихты на движущейся колосниковой решетке при просасывании воздуха через шихту.

Продукт спекания (агломерации) — агломерат представляет собой кусковой пористый продукт черного цвета; упрощенно можно характеризовать его как спеченную руду или спеченный рудный концентрат.

Агломерацию следует рассматривать шире, чем окускование, так как при этом удаляются некоторые вредные примеси (сера и частично мышьяк), разлагаются карбонаты и получается кусковой пористый, к тому же офлюсованный материал. По существу — это металлургическая подготовка руд к плавке. Способ спекания рудной мелочи на колосниковой решетке с просасыванием воздуха через слой шихты впервые был предложен в 1887 г., а в 1911 г. был внедрен с использованием горизонтальных ленточных машин.

Шихта агломерации и ее подготовка. Основные составляющие агломерационной шихты — железосодержащие материалы (рудный концентрат, руда, колошниковая пыль); возврат (отсеянная мелочь ранее произведенного агломерата); топливо (коксовая мелочь); влага, вводимая для окомкования шихты; известняк, вводимый для получения офлюсованного агломерата.

Кроме того, в шихту зачастую вводят известь (до 25—80 кг/т агломерата), что улучшает комкуемость шихты, повышая ее газопроницаемость и прочность агломерата; марганцевую руду (до 45 кг/т агломерата) для повышения содержания марганца в чугунах и отходы (прокатную окалину, шламы и другие материалы, вносящие оксиды железа).

Количество основных компонентов агломерационной шихты, %:

Железосодержащие материалы (руда, концентрат, колош- никовая пыль) крупностью	
8-0 мм	40-50
Известняк крупностью 3—0 мм	20—30
Возврат (мелкий агломерат)	
крупностью 10—0 мм	20—30
Топливо крупностью 3—0 мм	4—6
Влага	6-9

Подготовку шихты, как и спекание, ведут на агломерационных фабриках. Подготовка шихты должна обеспечить усреднение, необходимую крупность, дозирование компонентов шихты, смешивание и окомкование ее.

Составляющие шихты из бункеров, где они хранятся, выдают с помощью весовых и объемных дозаторов. Дозирование должно обеспечить требуемый состав агломерата.

Для обеспечения равномерного распределения компонентов по всему объему шихты необходимо осуществлять хорошее смешивание шихты, что обычно проводят во вращающихся барабанах, сначала в смесительном, а затем в окомковательном. На некоторых аглофабриках эти операции совмещают в одном барабане.

При подаче в барабан воды^ разбрызгиваемой над поверхностью шихты, происходит окомкование ее вследствие действия возникающих между частичками материала капиллярных сил. Окомкованная шихта характеризуется более высокой газопроницаемостью. Большое влияние на комкуемость, а следовательно, и газопроницаемость оказывает содержание влаги в шихте. Газопроницаемость шихты возрастает по мере увеличения влажности до 6-9%, а при превышении этой величины шихта превращается в полужидкую массу, газопроницаемость которой низка. После окомкования шихту транспортируют к спекательной машине.

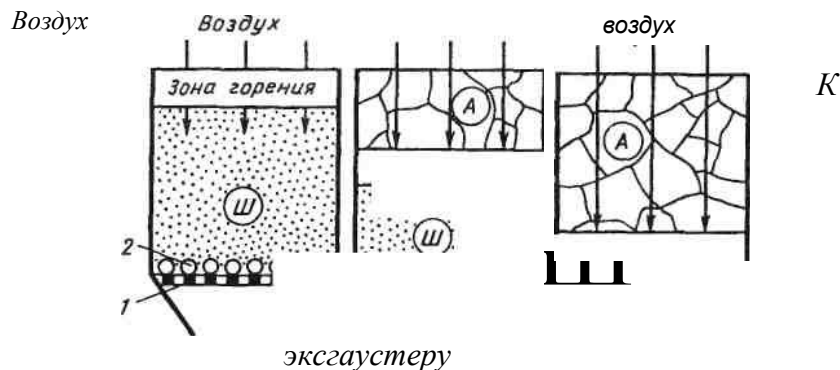


Рис. 14. Схема агломерационного процесса:

а - начало процесса; б - промежуточный момент; в - конечный момент; А - агломерат; Ш — шихта

Процесс спекания. Схема процесса представлена на рис. 14. На колосниковую решетку 1 конвейерной ленты загружают так называемую "постель" 2 высотой 30—35 мм, состоящую из возврата крупностью 10—25 мм. Затем загружают шихту (250—350 мм). Под колосниковой решеткой создают разрежение около 7—ЮкПа, в результате чего с поверхности в слой засасывается наружный воздух.

Чтобы процесс начался, специальным зажигательным устройством нагревают верхний слой шихты до 1200—1300 °С, и топливо воспламеняется. Горение поддерживается в результате просасывания атмосферного воздуха. Зона горения высокой около 20 мм постепенно продвигается сверху вниз (до колосников) со скоростью 20—30 мм/мин.

В зоне горения температура достигает: 1400—1500 °С. При таких температурах известняк CaCO_3 разлагается на CaO и CO_2 , а часть оксидов железа шихты восстанавливается до FeO . Образующиеся CaO и FeO , а также оксиды шихты SiO_2 , Fe_3O_4 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 и др. вступают в химическое взаимодействие с образованием легкоплавких соединений, которые расплавляются. Образующаяся жидкая фаза пропитывает твердые частицы и химически взаимодействует с ними.

Когда зона горения опустится ниже мест образования жидкой фазы, просасываемый сверху воздух охлаждает массу, пропитанную жидкой фазой, и последняя затвердевает, в результате чего образуется твердый пористый продукт — агломерат. Поры возникают в результате испарения влаги и просасывания воздуха. Продвижение через слой шихты сверху вниз зоны, в которой происходит горение топлива и формирование агломерата (т.е. спекаемого слоя) длится 8—12 мин и заканчивается при достижении постели (см. рис. 14, в).

Рассмотрим основные химические реакции, протекающие при агломерации. Горение топлива происходит по реакциям:



В отводимых продуктах горения отношение CO_2 : CO равно 4*6, но вблизи горящих кусочков кокса атмосфера восстановительная (преобладает CO), что вызывает восстановление оксидов железа.

Большая часть непрочных оксидов Fe_2O_3 превращается в Fe_3O_4 в результате восстановления: $3\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CO} = 2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}_2$, либо в результате диссоциации: $6\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow 4\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{O}_2$.

Часть оксидов Fe_3O_4 восстанавливается до FeO : $3\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO} = 3\text{FeO} + \text{CO}_2$. Содержание FeO в агломерате обычно находится в пределах 7—17 %, оно возрастает при увеличении расхода кокса на агломерацию; одновременно уменьшается остаточное содержание Fe_2O_3 .

Известняк разлагается по реакции $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$, идущей с поглощением тепла.

При агломерации удаляется сера и частично (около 20%) мышьяк. Сера в шихте обычно находится в виде сульфида железа FeS_2 (пирит), а иногда в виде сульфатов $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ (гипс) и BaSO_4 (барит). Пирит в условиях агломерации окисляется по нескольким реакциям, одна из них: $3\text{FeS}_2 + 2\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 6\text{SO}_2$. Гипс и барит разлагаются при 1200-1400 °C по реакциям $\text{CaSO}_4 = \text{CaO} + \text{SO}_3$; $\text{BaSO}_4 = \text{BaO} + \text{SO}_3$.

В процессе агломерации выгорает 90-98 % сульфидной серы, а сульфатной 60—70%. Нижний предел относится к офлюсованному агломерату, а верхний к нефлюсованному.

Протекает много реакций взаимодействия между оксидами шихты, в результате чего образуются десятки различных химических соединений. В твердом офлюсованном агломерате обнаруживаются железокальциевые оливины $(\text{CaO})_x(\text{FeO})_{2-x}\text{SiO}_2$ ($T_{\text{плав}} = 1130$ °C), ферриты кальция $\text{CaO} \cdot 2\text{Fe}_2\text{O}_3$ ($T_{\text{плав}} = 1230$ °C) и $\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ($T_{\text{плав}} = 1216$ °C), силикаты кальция $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ ($T_{\text{плав}} = 1540$ °C) и $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ ($T_{\text{плав}} = 2130$ °C), магнетит, стекло (силикатное железистое).

Офлюсованный агломерат и его свойства. В настоящее время производят офлюсованный агломерат, т.е. в шихту агломерации вводят известняк, чтобы агломерат содержал CaO и его основность CaO/SiO_2 составляла 1-1,4 и более. Это позволяет работать без загрузки известняка в доменную печь.

Агломерат разных заводов содержит, %: Fe 47—58; FeO 9-17; Mn 0,2-0,6; SiO_2 8-13; Al_2O_3 1,0-2,5; CaO 8-17; MgO 1-3; S 0,03-0,1.

Основные преимущества офлюсованного агломерата:

1. Исключение из доменной плавки эндотермической реакции разложения карбонатов, т.е. $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2 - Q_1$ или $\text{MgCO}_3 \rightarrow \text{MgO} + \text{CO}_2 - Q_2$, требующих тепла, а следовательно, расхода кокса.

Этот процесс перенесен на аглоленту, где расходуется менее дефицитное и более дешевое топливо, чем кокс.

2. Улучшение восстановительной способности газов в самой доменной печи вследствие уменьшения разбавления их двуокисью углерода, получаемой от разложения карбонатов.

3. Улучшение восстановимости агломерата, так как известь вытесняет оксиды железа из трудновосстановимых силикатов железа.

4. Улучшение процесса шлакообразования, так как в офлюсованном агломерате оксиды плотно контактируют друг с другом.

5. Уменьшение числа материалов, загружаемых в доменную печь.

В конечном итоге, применение офлюсованного агломерата приводит к сокращению расхода кокса на 6—15 %. Нижний предел относится к богатой по железу шихте, а верхний — к бедной.

Качество агломерата оценивают рядом параметров: он должен быть в кусках определенной крупности, должен иметь высокую прочность в холодном и в горячем состоянии, высокую восстановимость, высокую температуру размягчаемости. Агломерат не должен содержать фракций < 5 мм, поскольку мелочь сильно снижает газопроницаемость шихты в доменной печи; крупность агломерата для малых и средних печей должна составлять 5—40, а для крупных и сверхмощных — 15-40 мм.

Высокая холодная и горячая прочность необходимы, чтобы агломерат не разрушался с образованием мелочи, препятствующей движению газов через слой шихты в печи. Под холодной прочностью подразумевают прочность, препятствующую разрушению агломерата при его транспортировке и загрузке в печь, под горячей — препятствующую разрушению под воздействием давления столба шихты в печи при высоких температурах. Холодную прочность агломерата определяют по выходу фракции крупностью более 5 мм после обработки 15 кг агломерата в барабане, вращающемся с частотой 25 мин⁻¹ в течение 8 мин; лучший показатель равен 70—80 %. Для получения стабильно высокой холодной прочности прежде всего важно соблюдение технологии подготовки шихты с поддержанием оптимального гранулометрического состава и ее высокой газопроницаемости, в том числе путем ее тщательного окомкования и добавки в шихту извести. Повышению холодной прочности способствуют: увеличение расхода топлива, но

при этом снижается вертикальная скорость спекания и производительность ленты; введение в шихту доломитизированного известняка, вносящего MgO ; повышение толщины спекаемого слоя; "калибровка" агломерата путем его обработки перед охлаждением во вращающихся барабанах или роторных дробилках; использование топлива без мелких фракций, т.е. крупностью 1-3 мм вместо 0-3 мм. Холодная прочность сильно снижается при очень быстром охлаждении и при наличии остатков шихты в агломерате. Для предотвращения резкого охлаждения горячий агломерат со спекательной ленты направляют в специальные охладители, где его охлаждают в течение 40-60 мин просасываемым вентиляторным воздухом. С тем, чтобы в агломерате после спекания не оставалось кусков шихты, она не должна содержать рудных частиц крупностью > 8 мм и известняка > 3 мм; необходимо также увеличивать расход топлива.

Особенность офлюсованного агломерата: его прочность снижается по мере роста основности от 0,5 до 1,3-1,4. Это связано с тем, что при основности $> 0,5$ в структуре агломерата появляется двухкальциевый силикат $2CaO \cdot SiO_2$, который в процессе охлаждения при $675^\circ C$ претерпевает полиморфное превращение с увеличением объема на 10-11%, что вызывает большие внутренние напряжения в куске, ведущие к его разрушению. При увеличении основности $> 1,5$ прочность вновь возрастает вследствие появления вместо $2CaO \cdot SiO_2$ соединения $3CaO \cdot SiO_2$, не подверженного полиморфным превращениям. Горячую прочность агломерата определяют во вращающемся барабане в атмосфере $CO-CO_2$ при нагреве или по газопроницаемости сдавливаемого нагретого слоя агломерата. Влияние параметров процесса получения агломерата на его горячую прочность изучено пока недостаточно. Установлено, что повышенной горячей прочностью обладает агломерат, содержащий 7-10% FeO .

Восстановимость агломерата в первую очередь определяется величиной поверхности пор, доступных газу-восстановителю. В офлюсованном агломерате повышению восстановимости способствует наличие в нем кальциевых оливинов и ферритов кальция. Максимальная восстановимость отмечается при основности агломерата 1,4-1,5. В современных условиях восстановимость агломерата не лимитирует хода доменной плавки.

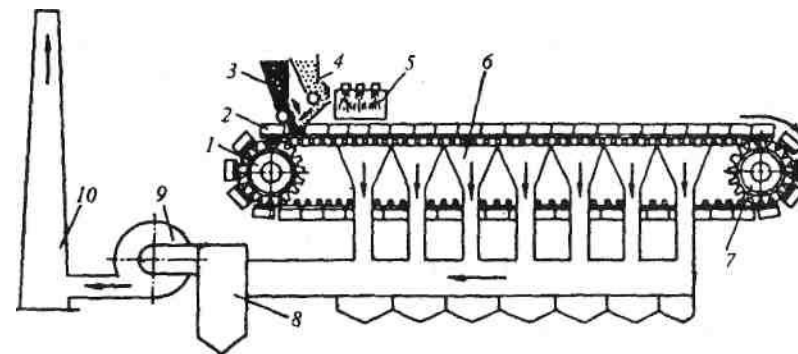


Рис. 15. Схема агломерационной машины

Температура начала размягчения современных офлюсованных агломератов достаточно высока ($1000-1150^\circ C$), что позволяет в большей части объема печи иметь шихту в твердом виде, обеспечивая тем самым высокую газопроницаемость столба шихты.

Производство агломерата ведут на агломерационных фабриках, в состав которых входят комплекс оборудования для подготовки шихты, ленточные (конвейерные) агломерационные машины и комплекс оборудования для дробления и охлаждения полученного агломерата и отсева его мелочи.

Агломерационная машина (рис. 15) имеет в качестве основного элемента замкнутую ленту (конвейер) из отдельных спекательных тележек-паллет 2. Тележка — это опирающаяся на четыре ролика колосниковая решетка с продольными бортами; тележки движутся по направляющим рельсам под воздействием пары приводных звездочек 1. На горизонтальном участке ленты тележки плотно примыкая друг к другу, образуют движущийся желоб с дном в виде колосниковой решетки.

Под тележками рабочей ветви ленты расположено 13—26 вакуум-камер 6, в которых с помощью эксгаустера 9 создают разрежение 10—13 кПа. Ширина ленты составляет 2—4 м, число тележек в ленте от 70 до 130, скорость ее движения 1,4—7 м/мин; площадь спекания действующих машин равна 50—312 m^2 . Удельная производительность по площади спекания составляет 1,2—1,5 $t/(m^2 \cdot ч)$.

На движущуюся ленту питателем 3 укладывают постель высотой ~ 30 мм из возврата агломерата крупностью $10-25$ мм;

она предотвращает просыпание шихты через щели решетки и предохраняет решетку от перегрева. Затем питателем 4 загружают слой шихты высотой 250—350 мм. Далее шихта на движущейся ленте попадает под зажигательный горн 5, который нагревает поверхность шихты по всей ширине до 1200—1300 °С, в результате чего загорается топливо. При дальнейшем движении ленты за счет просасываемого эксгаустером 9 сверху воздуха слой горения кокса и спекания агломерата перемещается вниз, а продукты сгорания через вакуумные камеры 6 поступают в пылеуловитель 8 и далее выбрасываются в атмосферу через трубу 10.

Формирование агломерата заканчивается на горизонтальном участке движения ленты; этот момент легко определяют по резкому падению температуры отходящих газов, свидетельствующему об окончании горения кокса. Готовый агломерат при огибании лентой холостой звездочки 7 ссыпается вниз. Он попадает в валковую дробилку горячего дробления и затем на грохоты, где от дробленого продукта отсеивают горячий возврат. Далее агломерат поступает на охладитель (пластинчатый конвейер либо круглый вращающийся охладитель), где он в течение 40—60 мин охлаждается до 100 °С просасываемым воздухом. Затем агломерат направляется на грохоты холодного агломерата, где отделяется постель. После этого годный агломерат конвейером транспортируют в доменный цех, а мелочь — в бункер возврата. Этот возврат, также как и горячий, вновь направляются на агломерацию. Выход годного агломерата (фракции крупностью > 5 мм) из шихты не превышает 70-80 %.

Производство окатышей. Расширение использования бедных руд и особенно стремление к более глубокому обогащению их привели к получению тонкоизмельченных железорудных концентратов (менее 0,07 мм), для которых появилась необходимость найти новые пути окускования. В связи с этим начал развиваться так называемый процесс окатывания или окомкования. Процесс был опробован в нашей стране более 30 лет тому назад. Однако первые промышленные установки были созданы в США лишь в 1945—1955 гг. Этот процесс приобретает особое значение, когда фабрику окускования концентратов приходится строить не на металлургическом заводе. Объясняется это тем, что окатыши меньше разрушаются при перевозке, чем агломерат, особенно офлюсованный.

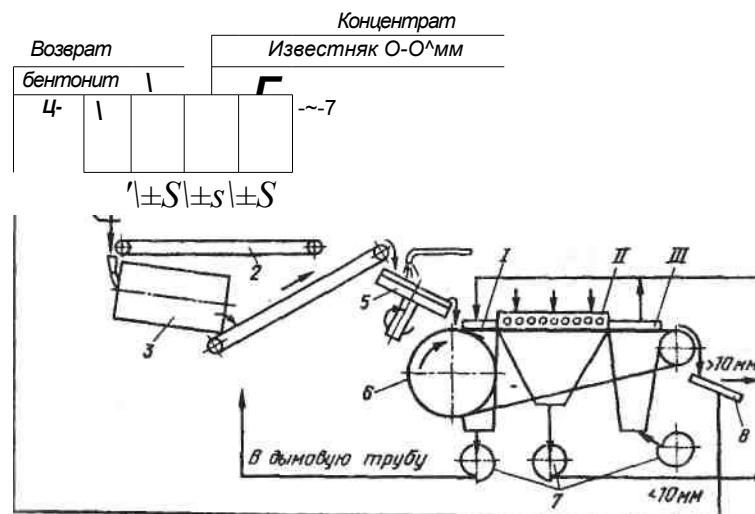


Рис. 16. Схема производства окатышей:

/ — сушка; // — обжиг; II f — охлаждение; 1 — шихтовые бункеры; 2 — сборный конвейер; 3 — смесительный барабан; 4 — бункер для бентонита; 5 — тарельчатый гранулятор; 6 — обжигочная машина; 7 — вентиляторы; 8 — грохот

Процесс производства окатышей состоит из двух стадий: а) получения сырых (мокрых) окатышей; б) упрочнения окатышей (подсушка при 300—600 и обжиг при 1200—1350 °С).

Схема производства окатышей на современной фабрике показана на рис. 16. Исходную шихту: возврат (некондиционные окатыши), концентрат и в случае производства офлюсованных окатышей известняк загружают в бункеры 7, откуда она при помощи дозаторов выдается на сборный транспортер 2 и поступает в смесительный барабан 3. После смешивания шихта поступает по другому транспортеру в окомкователь или так называемый гранулятор 5. Для лучшего окомкования и обеспечения необходимой прочности к шихте добавляют связующее вещество, обычно бентонит (мелкодисперсная глина) в количестве 0,5—1,5 % и воду в количестве 8—10 %. В грануляторе при круговом движении шихта при помощи связующего вещества и воды постепенно превращается в гранулы — комки. При этом из гранулятора разгружаются только комки, достигшие определенного размера (шарики диаметром 10—20 мм). На рис. 17 показан тарельчатый гранулятор, являющийся одним из наиболее распространенных. Часто применяют также барабанный гранулятор, иногда конусный. Тарельчатые грануляторы выпускают диаметром 5,5—7,0 м, они

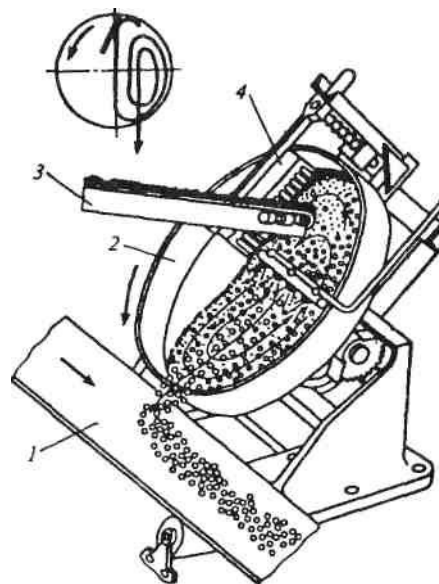


Рис. 17. Тарельчатый окомкователь: / — конвейер уборки окатышей; 2 — чаша; 3 — конвейер подачи шихты; 4 — скребки

обеспечивают производительность 125—150 т/ч. Оптимальных условий окатыwania достигают подбором угла наклона тарели (40—60°) и частоты вращения (6—9 об/мин).

Сырые окатыши после гра-нулятора 5 падают на обжиговую машину. Обычно применяют ленточную конвейерную машину, подобную агломерационной. Реже применяют для обжига окатышей другие агрегаты: шахтные печи, вращающиеся трубчатые печи, последовательно расположенные колосниковая решетка — вращающаяся трубчатая печь.

У конвейерных машин ширина паллет составляет 3—4 м, рабочая площадь спекания 100-500 м² и производительность их равна 2500—9000 т/сут. Верх ленты перекрыт камерами в соответствии с делением на зоны сушки, обжига и охлаждения. Зона обжига составляет около 50 % от общей площади машины. В зоне сушки окатыши подогревают до 250-400 °С газами, поступающими из зон обжига и охлаждения. Циркуляция газов и удаление их в дымовую трубу осуществляются вентиляторами. В зонах обжига окатыши нагреваются до 1200—1350 °С продуктами горения газообразного или жидкого (мазута) топлива, просасываемыми через слой окатышей на колосниковой решетке машины. В зоне охлаждения окатыши охлаждаются принудительно подаваемым через колосниковую решетку воздухом. Охлажденные окатыши разгружаются на грохот. Фракцию > 5 мм отправляют для

доменной плавки, а фракция 0—5 мм является возвратом. Время пребывания окатышей в зоне обжига равно 7—12 мин.

Расход природного газа составляет 21—45 кг/т окатышей.

Основная цель обжига окатышей сводится к упрочнению их до такой степени, чтобы они в дальнейшем выдерживали транспортировку, перегрузки и доменную плавку без значительных разрушений. При этом в отличие от агломерации нельзя доводить процесс до перехода значительной части шихты в жидкое состояние. Если не ограничить верхний предел температуры (1320—1350 °C), то произойдет оплавление окатышей и сваривание их в крупные глыбы. В то же время понижение температуры обжига ниже 1200—1250 °C приводит к понижению прочности окатышей.

Обычно окомковывают магнетитовые концентраты. Основными физико-химическими процессами при обжиге являются разложение известняка, окисление магнетита, химические взаимодействия с образованием легкоплавких фаз, упрочнение окатышей, удаление серы.

При обжиге офлюсованных окатышей идет разложение известняка CaCO_3 с образованием CaO и поглощением тепла. Поскольку атмосфера в зоне обжига окислительная, при температурах 900-1000 °C идет окисление магнетита до гематита: $2\text{Fe}_3\text{O}_4 + 0,5\text{O}_2 = 3\text{Fe}_2\text{O}_3$. Обычно в окатыше обнаруживается периферийная гематитовая зона и центральная зона с остатками магнетита. При температурах 1200—1350 °C появляется жидкая фаза из легкоплавких соединений, образующихся в результате химического взаимодействия составляющих шихты; в неофлюсованных окатышах это соединения из SiO_2 и Fe_2O_3 , в офлюсованных — ферриты кальция $\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ и $2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$.

Упрочнение окатышей (спекание частиц в прочную гранулу) происходит преимущественно путем твердофазного (без участия жидкой фазы) спекания и отчасти путем жидкофазного. Первое заключается в том, что в результате нагрева поверхность частиц размягчается и в местах контакта друг с другом они спекаются (свариваются). Твердофазное спекание начинается при 800—900 °C, спекаются как гематит, так и магнетит. Жидкофазное спекание начинается при температурах 1200—1350 °C, когда, как отмечалось, появляются участки жидкой фазы. Она смачивает твердые частицы и при затвердевании скрепляет их; при этом по сравнению с твердофазным спеканием повышается прочность окатышей, но несколько уменьшается их пористость. Оптимальное количество жидкой фазы составляет 12—20%.

При обжиге сульфиды шихты (FeS_2 , FeS) окисляются, а образующийся газообразный оксид SO_2 уносится газами; степень удаления сульфидной серы из неофлюсованных окатышей составляет 95-99%. При добавке известняка в шихту степень десульфурации снижается, так как SO_2 связывается в соединение CaSO_4 . Готовые неофлюсованные окатыши содержат < 0,003% S, офлюсованные 0,01-0,08 %S.

Свойства окатышей. В нашей стране производят неофлюсованные окатыши и офлюсованные с основностью 0,4—1,25. Окатыши разных заводов содержат, %: Fe 58-67; SiO_2 3,3-12; CaO 0,1-4,8; Al_2O_3 0,2-1,1; MgO 0,2-1,1; S 0,001-0,08; P 0,007-0,01.

Крупность окатышей должна составлять 5-18 мм, допускается содержание не более 3 % фракций крупностью менее 5 мм.

Холодную прочность окатышей определяют по величине усилия, необходимого для раздавливания окатыша, и результатам испытаний во вращающемся барабане, проводимых как и при испытании прочности

агломерата. Усилие раздавливания составляет 1,5-2,5 кН на окатыш; барабанная проба (выход фракции крупностью более 5 мм) холодных окатышей составляет 82—97 % при норме не менее 95 %.

Горячую прочность (прочность при восстановлении) определяют по величине раздавливающего усилия восстановленного до определенной степени горячего или охлажденного окатыша, и по газопроницаемости и усадке восстанавливаемого слоя окатышей, находящихся под нагрузкой. Установлено, что горячая прочность сильно снижается по мере восстановления окатыша. Горячая прочность возрастает при увеличении плотности структуры окатыша, в частности, при обжиге с получением определенного количества жидкой фазы.

Восстановимость определяется удельной поверхностью доступных для газа-восстановителя пор и размером окатыша. Наилучшая восстановимость у окатышей, обожженных при 1000-1150 °C с упрочнением по твердофазному механизму

и с пористой неоплавленной структурой. Но из-за малой прочности таких окатышей обжиг ведут при 1200—1350 °С. Появление при этих температурах жидкой фазы и оплавленных участков в окатыше несколько снижает восстановимость. Восстановимость падает по мере роста диаметра окатышей и особенно резко при диаметре более 16—18 мм.

По сравнению с агломератом производство окатышей характеризуется меньшим отсевом мелочи, дополнительным расходом топлива; у окатышей выше содержание железа и ниже основность, а себестоимость их производства примерно одинакова. Основным преимуществом окатышей является более высокая холодная прочность, что позволяет транспортировать их на большие расстояния; однако их горячая прочность ниже, и содержание мелочи в шахте печи при проплавке агломерата и окатышей выравнивается.

Металлизированные окатыши. В последнее время в доменном производстве опробованы металлизированные окатыши, в которых часть оксидов железа восстановлена до железа. Повышение степени металлизации окатышей на каждые 10% обеспечивают снижение расхода кокса на 4,5—6 % и увеличение производительности доменной печи на 5—7 %. На металлизацию расходуется топлива больше, чем кокса на восстановление железа в доменной печи, но это более дешевое и менее

дефицитное топливо, чем кокс (уголь, природный газ).

§6. ТОПЛИВО

Основным топливом доменной плавки является кокс — кусковой пористый материал из спекшейся углеродистой (83—88 % С) массы, получающейся при прокаливании каменного угля без доступа воздуха. Вследствие своей прочности, термостойкости (способности не растрескиваться) и способности не спекаться кокс сохраняет форму кусков на всем пути движения шихты от колошника до горна. Благодаря этому кокс разрыхляет столб шихты в печи, обеспечивая необходимую ее газопроницаемость. В нижней части печи (в

запечниках и горне) только кокс остается в твердом состоянии, образуя как бы подвижную дренажную решетку (коксовую насадку), через которую в горн стекают жидкие продукты плавки, а вверх проходят газы.

Естественные твердые виды топлива не пригодны для доменной плавки вследствие низкой термостойкости и из-за склонности к спекаемости, поэтому кокс не может быть заменен другим топливом; возможна лишь частичная замена кокса газообразным, жидким и пылеугольным топливом.

Как топливо кокс, сгорая у фурм, обеспечивает доменную печь теплом, необходимым для нагрева и расплавления шихты

и протекания процессов восстановления железа из оксидов. Кроме того, углерод кокса является восстановителем и служит для науглероживания железа, а продукт сгорания кокса — газ CO также является восстановителем.

Производство кокса. Кокс получают сухой перегонкой (нагревом до 1100°C без доступа воздуха) коксующихся каменных углей в коксовых печах, представляющих собой камеры из динасового кирпича высотой 5—7, длиной 15—17 и шириной 0,4—0,45 м; их объем составляет 30—42 м³. В камеру объемом 30 м³ загружают 22 т шихты.

Плоские камеры объединены в коксовые батареи (рис. 18) по 60—80 параллельно расположенных камер. С торцов каждая камера герметично закрыта съемными дверями, а в своде камер есть 3-4 люка для загрузки шихты из бункеров загрузочного вагона 11. Производительность батареи достигает 2000 т/сут.

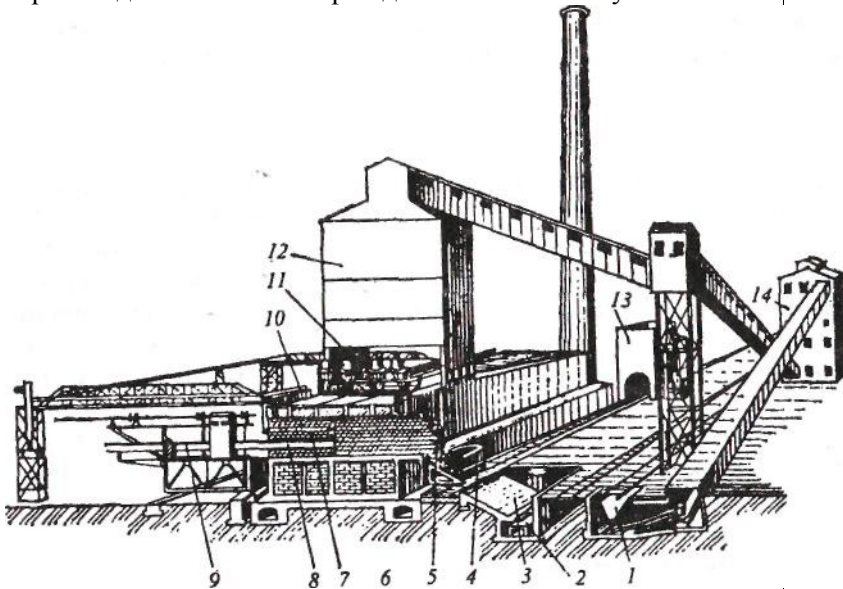
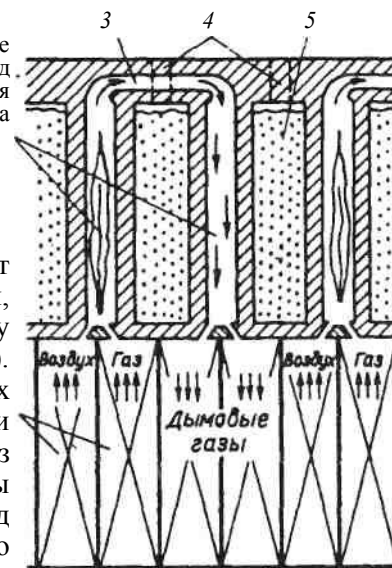


Рис. 18. Общий вид коксовой батареи:

1 - приемный бункер для сырого каменного угля; 2 — конвейер; 3 — рампа выгрузки охлажденного кокса; 4 - тушильный вагон; 5 - кокс; 6 - регенераторы; 7 — камера коксования; 8 — штанга коксовыталкивателя; 9 — коксовыталкиватель; 10 — отвод коксового газа; 11 — загрузочный вагон; 12 — распределительная башня; 13 — тушильная башня; 14 — отделение для дробления и смешивания угля

Рис. 19. Схематический разрез коксовой батареи:

1 — регенераторы; 2 — обогреваемые вертикалы; 3 — обводной канал; 4 — отверстия для загрузки шихты; 5 — камера коксования



Коксовые печи отапливают доменным и коксовым газами, сжигаемыми в простенках между камерами — в вертикалах (рис. 19). Для получения в вертикалах высокой температуры пла-7 мени (1400°C) воздух и доменный газ перед подачей в вертикалы нагревают в регенераторах 1. Под каждым вертикалом расположено по два регенератора (камеры), которые заполнены решетчатой кладкой из огнеупорного кирпича. В каждую пару регенераторов поочередно с интервалом в 20—30 мин то направляют из вертикалов горячие дымовые газы, нагревающие насадку, то холодные воздух и доменный газ (раздельно), которые нагреваются, охлаждая насадку. Из регенераторов нагретые воздух и доменный газ поступают в вертикалы, а дымовые газы через борова уходят в трубу.

Для коксования применяют коксовые, паровично-жирные, паровично-спекающиеся и газовые угли. Предварительно уголь дробят и обогащают для снижения зольности. Далее составляют шихту, смешивая разные угли в требуемом соотношении. Затем шихту подвергают окончательному дроблению и помолу и направляют в распределительную башню (рис. 18, поз. 12). В шихте должны быть фракции размером менее 3 мм, так как это способствует получению кокса с меньшим количеством трещин.

Коксование загруженной в камеру порции шихты длится 14,5—16 ч. В процессе нагрева при температурах 350 — 500°C происходит размягчение и плавление угля и начинается сильное выделение летучих веществ, которые испучивают массу и делают ее пористой. При 500 — 600°C масса интен-

сивно разлагается с выделением летучих; по мере их выделения в массе возрастает содержание углерода, увеличивается вязкость массы и она затвердевает, переходя в полукокс. При дальнейшем нагреве до 1100 °С выделяются все летучие, и аморфный углерод превращается в кристаллический графит, обладающий высокой твердостью и прочностью. Коксовый пирог, открыв торцевые двери камеры, выталкивают (рис. 18) с помощью штанги 8 коксовыталкивателя 9 в тушильный вагон 4, доставляющий кокс в башню 13, где его заливают водой, либо на установку сухого тушения, где кокс охлаждают потоком азота. После водяного тушения кокс из тушильного вагона через рампу 3 выгружают на конвейер 2, доставляющий кокс в доменный цех. Сухое тушение, внедряемое в последние годы, предпочтительнее по следующим причинам: а) уменьшается растрескивание кокса, т.е. его потери в виде мелочи; б) снижается влажность кокса (0,5—1,0 % вместо 2—5 % при тушении водой); в) тепло нагретого азота используется для выработки пара, а при тушении водой безвозвратно теряется.

Выделяющиеся из коксовой печи летучие ("грязный коксовый газ" в количестве 300—320 м³ т/шихты) направляют в химические цехи, где из них извлекают смолы, аммиак и бензол, из которых при дальнейшей переработке получают до 500 других ценных продуктов (лаки, краски, растворители, лекарства, пек и др.). После химических цехов очищенный коксовый газ содержит, %: 56-60 Н₂; 23-26 СН₄; 2-4 С₂Н₆; 5-7 СО; 2-3 СО₂; 3-7 N₂. Его теплота сгорания составляет 16,8—18,4 МДж/м³. Газ используют в качестве топлива на металлургическом заводе.

Свойства кокса. Кокс содержит 83—88 % углерода; 8—13 % золы; 0,7-1,5% летучих; 0,5-5% влаги; 0,4-1,8% серы; 0,02—0,05 % фосфора. Кокс хорошего качества светло-серого цвета и при ударе куса о кусок издает легкий звон. Удельное количество тепла при сгорании кокса 28000—31500 кДж/кг. Наряду с высокой теплотой сгорания кокс как доменное топливо должен обладать определенным комплексом свойств, эти основные свойства следующие:

— высокая прочность, чтобы кокс не был раздавлен столбом вышележащей шихты в печи и не истирался при движении от колошника до фурм, а также высокая термостойкость, чтобы он не растрескивался при нагреве. В случае измель-

чения в печи кокса сильно снижается газопроницаемость шихты. Прочность кокса определяют в барабане диаметром 1 м и длиной 1 м, на внутренней поверхности которого по всей длине приварены четыре угловых профиля. Для истирания берут 50 кг кокса. Барабан вращается с частотой 25 об/мин в течение 4 мин. Затем кокс рассеивают на сите. Показателями прочности кокса служат величины выхода класса более 40 мм (показатель М40) и менее 10 мм (показатель М10), выраженные в процентах. Величина М40 должна составлять 72-82, а М10 8,5-10%;

— малое содержание золы, основными составляющими которой являются SiO₂ и Al₂O₃. Для их ошлакования необходимо увеличивать расход флюса, что увеличивает количество шлака. Увеличение зольности кокса на 1 % вызывает снижение производительности печи на 1,3% и увеличение расхода кокса на 1,3 %. Зола также снижает прочность кокса;

— неспекаемость в условиях доменного процесса;

— определенный размер кусков — от 25 до 60 мм; загружать в печь более мелкий кокс недопустимо, так как при этом ухудшается газопроницаемость шихты;

— малое содержание вредных примесей серы и фосфора. Содержание фосфора в коксе невелико — < 0,05 %. Для перевода при плавке поступающей с коксом серы в шлак необходимо увеличивать расход флюса, что ведет к снижению производительности печи и увеличению расхода кокса. Количество серы в коксе определяется ее содержанием в исходном угле; кокс из кузнецких, печорских, карагандинских углей содержит 0,4—0,7% серы, кокс из донецких углей 1,4—1,8 %;

— малое и, что особенно важно, постоянное содержание влаги. Неучитываемые колебания количества влаги во взвешиваемом коксе при его дозировании приводят к тому, что действительное количество поступающего в печь кокса будет отличаться от расчетного, а это нарушает заданный тепловой режим работы печи. При сухом тушении влажность кокса составляет 0,4—1 %, при тушении водой 2—5 %;

— высокая пористость, благодаря чему достигается высокая скорость сгорания кокса. Обычно пористость кокса находится в пределах 37—53 %.

Другие виды топлива. Кокс является дорогостоящим и дефицитным материалом, поскольку запасы коксующихся углей во многих странах невелики.

В связи с этим в последние годы при доменной плавке часть кокса заменяют природным газом, мазутом или пылевидным топливом. Природный газ содержит 90—98% углеводородов (главным образом, CH_4 и C_2H_6) и небольшое количество азота (около 1%, а в газе Ишимбайского месторождения до 10%).

Мазут представляет собой тяжелый остаток прямой перегонки и крекинга нефти. Горючая масса мазута содержит 84-88% С, 10-12% H_2 , 0,3-0,5% О, и 0,5-4% S. В качестве пылевидного топлива обычно используют молотый каменный уголь.

Глава 2. КОНСТРУКЦИЯ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Доменная печь является мощным и высокопроизводительным агрегатом, в котором расходуются огромное количество шихты и дутья. Современная, наибольшая по размерам, доменная печь ежедневно расходует около 23000 т шихты, 18000 т дутья, 1700 т природного газа и выдает 12000 т чугуна, 4000 т шлака и 27000 т колошниковога газа. Таким образом, в большой доменной печи ежеминутно выплавляется около 9 т чугуна. Для обеспечения непрерывной подачи и выпуска столь большого количества материалов необходимо, чтобы конструкции печи были просты и очень надежны.

§1. ОБЩЕЕ ОПИСАНИЕ ПЕЧИ

Доменная печь — печь шахтного типа (рис. 20). Сверху в печь порциями непрерывно загружают шихтовые материалы — агломерат (окатыши) и кокс, которые медленно опускаются вниз; длительность их пребывания в печи составляет 4—6 ч. В нижнюю часть печи (верх горна) через фурмы подают дутье — нагретый воздух; у фурм за счет кислорода дутья сгорает кокс с выделением тепла, а горячие продукты сгорания движутся через столб шихты вверх, нагревая ее; время пребывания газов в печи составляет 3—12 с. При опускании нагревающейся шихты в ней из оксидов восстанавливается железо, которое науглероживается, расплавляется и каплями стекает в горн, формируя чугун, а невосстановившиеся оксиды в нижней части печи (низ шахты, распар) расплавляются, образуя шлак, который также стекает в горн. Накап-

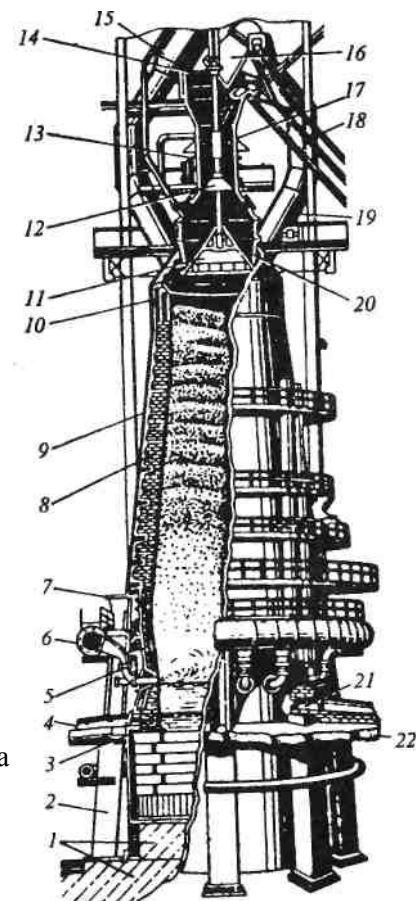
Рис. 20. Общий вид доменной печи с двухконусным засыпным аппаратом:

1 — фундамент; 2 — колонна; 3 — летка для выпуска чугуна; 4 — чугунные желоба; 5 — фурменные устройства; 6 — кольцевой воздухопровод; 7 — мараторное кольцо кожуха; 8 — футеровка; 9 — стальной кожух; 10 — колошник; 11 — большой конус; 12 — малый конус; 13 — вращающий механизм засыпного устройства; 14 — приемная воронка; 15, 19 — газоотводы; 16 — скип; 17 — норонка; 18 — наклонный мост; 20 — воронка (чаша); 21 — летка для выпуска шлака; 22 — площадка

ливающиеся в горне чугун и шлак, имеющие температуру 1450-1500 °С, периодически выпускают через чугунные и шлаковые летки.

Общий вид доменной печи, оборудованной двухконусным засыпным аппаратом, показан на рис. 20. Печь опирается на фундамент 1, большая часть которого заглублена в землю. Снаружи печь заключена в сплошной стальной кожух 9.

Внутри кожуха находится футеровка 8, охлаждаемая холодильниками, которые крепятся к внутренней поверхности кожуха. В нижней части печи (горне) расположены летки 3 для выпуска чугуна и летки 21 для выпуска шлака. Вокруг печи проложен кольцевой футерованный воздухопровод 6, в который из воздухонагревателей подается горячее дутье (воздух); кольцевой воздухопровод служит для подвода дутья к многочисленным расположенным по окружности печи фурменным устройствам 5, через которые дутье поступает в верхнюю часть горна. Выше колошника 10 печи расположено колошниковое устройство. Оно включает газоотводы 15, 19, служащие для отвода из



печи доменного газа; засыпной (загрузочный) аппарат и ряд других механизмов, связанных с загрузкой шихты и отводом газа. Показаны элементы засыпного аппарата: большой конус 11, закрывающий воронку (чашу) 20; малый конус 12, закрывающий воронку 17, и механизм 13, обеспечивающий их вращение; приемная воронка 14, в которую шихтовые материалы высыпают из скипа 16 путем его опрокидывания, причем скип доставляют на колошник по рельсам наклонного моста 18.

Тяжесть кожуха и футеровки верхней части печи передается на фундамент через мараторное кольцо 7 кожуха и колонны 2. Выпускаемый из печи через летки 3 жидкий чугун поступает в располагаемые на рабочей площадке 22 чугунные желоба 4 и по ним в чугуновозные ковши; выпускаемый через летки 21 шлак по расположенным на площадке 22 шлаковым желобам стекает в шлаковозные ковши либо на установки припечной грануляции жидкого шлака.

§2. ПРОФИЛЬ ПЕЧИ И ОСНОВНЫЕ РАЗМЕРЫ

Профилем доменной печи называют очертание рабочего пространства, ограниченного футеровкой. В горизонтальных (поперечных) сечениях профиль представляет собой окружности переменного диаметра. Профиль печи в вертикальном осевом сечении представлен на рис. 21; основные элементы профиля — это горн, заплечики, распар, шахта и колошник, составляющие полезный объем печи, т.е. объем от оси чугунной летки — О.Ч.Л. — до низа подвижных элементов засыпного аппарата в опущенном положении (в полезный объем не входят объем 1 нижней части горна от оси чугунной летки до кладки лещади, где находится несдвигаемый слой жидкого чугуна, и ограниченный куполом 3 печи объем 2, в котором расположены элементы засыпного аппарата).

Колошник имеет форму цилиндра и служит для приема загружаемой сверху шихты. Ниже колошника расположена расширяющаяся книзу шахта; это расширение необходимо, чтобы обеспечить свободное опускание шихтовых материалов, объем которых увеличивается в результате нагрева. Распар, представляющий собой короткий цилиндр, служит для создания плавного перехода от расширяющейся шахты к сужающимся заплечикам. Заплечики выполнены в виде усеченного конуса; такая их форма необходима, поскольку здесь происходит

Рис. 21. Профиль доменной печи

плавление рудной части шихты, в результате чего объем шихты уменьшается и суживающиеся заплечики не позволяют шихте слишком быстро опускаться в горн. Последний имеет цилиндрическую форму, в нижней его части скапливаются жидкие чугун и шлак, а в верхнюю подают дутье и ** здесь сгорает топливо (кокс).

Основным размером доменной печи является полезный объем. В нашей стране доменные печи строятся по типовым проектам, в соответствии с которыми предусмотрены следующие величины полезного объема, м³: 1033, 1386, 1513, 1719, 2002, 2300, 2700, 3000, 3200, 4500, 5000 и 5500.

Основные размеры профиля печи — это полезная высота, высота и диаметр отдельных элементов профиля, полная высота печи. Полезной высотой Я (рис.21) называют расстояние от оси чугунной летки до низа большого конуса 5 или низа вращающегося распределителя шихты (лотка) в опущенном положении. Полная высота печи Я_п (рис.21) — расстояние от оси чугунной летки до верхней кромки колошниковой фланца 4, который служит опорой засыпного аппарата.

Оптимальные соотношения между размерами выработаны на основании многолетнего опыта эксплуатации печей. Известен ряд методов приближенного расчета размеров печи. Например, по методу Н.К.Леонидова их рассчитывают, исходя из величины полезного объема V. Полезную высоту Я находят из выражения: $Я = 6,42V^{0,2}$. Высоты h и диаметры D отдельных частей печи вычисляют по следующим эмпирическим формулам, м: для горна $A_r = 0,125Я$, $D_r = 0,342K^{0,44}$; для заплечиков $L_3 = 0,11Я$; для распара $L_p = 0,07Я$, $\Gamma > 0,384^{0,44}$; для шахты $L_{ш} = 0,60Я$; для колошника $L_k = 0,095Я$, $D_k = 0,593F^{0,33}$.

Полная высота обычно изменяется в пределах от 1,085 до 1,11 полезной высоты. Угол наклона шахты а составляет

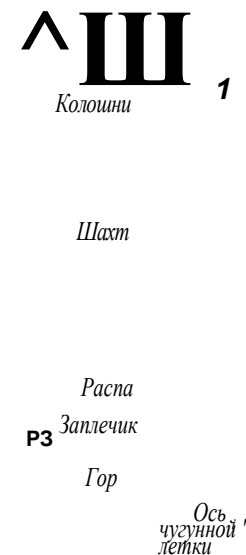


Таблица 1. Основные размеры доменных печей

Параметр	Полезный объем печи, м ³					
	1033	1719	2002	3200	5000	5500
Высота, м:						
полная $H_{\text{п}}$	28,75	31,25	32,36	35,29	36,1	41,0
полезная H	26,0	28,5	29,4	32,13	33,5	34,8
горна A	3,2	3,2	3,6	3,9	4,4	5,7
запечников L	3,0	3,0	3,0	3,4	3,7	3,7
распара A	2,0	2,0	1,7	2,3	1,7	2,0
шахты L	15,0	17,8	18,2	19,6	20,7	20,4
колошника h_k	2,8	2,5	2,9	2,99	3,0	3,0
горна O_r	7,2	9,1	9,75	12,0	14,7	15,1
распара D	8,2	10,2	10,9	13,1	16,1	16,5
колошника D_k	5,8	6,9	7,3	8,9	10,8	IV

82-85°, угол p наклона запечников 79-81°. Отношение полезной высоты к диаметру распара составляет 2,83-2,11, как правило, уменьшаясь при росте полезного объема печи. Отношение диаметра колошника к диаметру распара равно 0,62-0,7 и диаметра распара к диаметру горна 1,1—1,13.

В табл. 1 приведены основные размеры некоторых отечественных типовых печей. Можно видеть, что по мере увеличения объема печи заметно возрастают поперечные размеры элементов профиля при незначительном росте высоты. Это объясняется тем, что высота существующих печей достаточна для завершения в основном теплообмена между опускающейся шихтой и поднимающимся потоком горячих газов, и кроме того, увеличение высоты печи нежелательно, поскольку ведет к росту давления столба шихты на ее нижние слои, повышая вероятность раздавливания непрочного кокса.

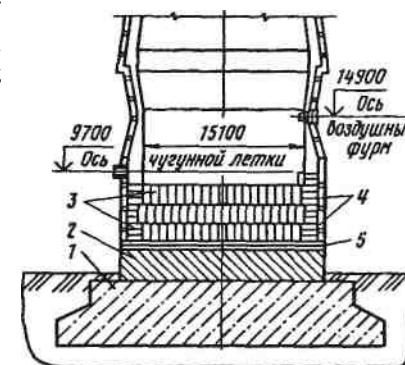
§3. ФУНДАМЕНТ, КОЖУХ И ХОЛОДИЛЬНИКИ

Фундамент является основанием печи и служит для передачи нагрузки, создаваемой массой печи на грунт. Площадь фундамента рассчитывают с учетом массы печи (например, масса печи объемом 5000 м³ с шихтой достигает 450 т) и того, что давление на грунт не должно превышать 2,5 кг/см².

Фундамент состоит из двух частей (рис. 22): нижней, подземной, называемой подошвой 1, и верхней, называемой пнем 2. Подошву выполняют из бетона, а пень — из жаро-

Рис. 22. Фундамент и лещадь печи объемом 5500 м³:

1 — подошва фундамента; 2 — пень; 3 — углеродистые блоки; 4 — холодильники; 5 — воздушное охлаждение низа лещади



упорного бетона с огнеупорностью 1400-1500 °С. Жаропрочность придает бетон при применении огнеупорного наполнителя - боя шамота. В качестве связки применяют портландцемент с тонкомолотыми добавками шамота или огнеупорной глины.

Подошву делают в виде восьмиугольной плиты толщиной 4-6 м, толщина пня составляет 2—3,5 м. От перегрева и термического разрушения фундамент на современных печах предохраняют путем воздушного охлаждения низа лещади (стыка лещади с пнем).

На подошву фундамента у большинства печей опираются стальные колонны (рис.20, 2), передающие нагрузку верхнего строения печи.

Кожух доменной печи представляет собой сварную конструкцию, состоящую из цилиндрических и конических поясов, изготовленных из стального листа. Толщина кожуха в верхней части составляет 20—40, в нижней 40—60 мм. Делают кожух из сталей с высокой ударной вязкостью, прочностью, пластичностью, термостойкостью (16Г2АФ, 10Г2С1, 14Г2 и др.). Большая часть печей имеет кожух с маратором или ма-раторным кольцом (рис. 27, 1 и 20, 7), т.е. горизонтально расположенным кольцом из стального листа, сваренным с кожухом нижней части шахты и верха запечников. Через мара-тор и колонны (рис. 20, 2) нагрузка верхней части печи передается на фундамент; кроме того маратор служит опорой для кладки шахты и распара. Строившиеся в последние годы отечественные печи объемом 3000-5000 м³ стали делать с самонесущим, т.е. гладким кожухом без мараторного кольца (рис.26,Д При этом ухудшились условия опоры кладки шахты на кожух и на новой, более мощной отечественной печи объемом 5500 м³, кожух сделан самонесущим, но с небольшим мараторным кольцом, служащим для опоры кладки шахты.

В кожухе печи делают вырезы для фурм, чугунных и шлаковых леток, для горизонтальных холодильников (если они имеются), а также отверстия для болтов крепления вертикальных холодильников и для трубок, подводящим к ним воду.

Холодильники служат для охлаждения футеровки и кожуха печи с помощью пропускаемой через них холодной технической воды, а при испарительном охлаждении — с помощью кипящей химически очищенной воды. Широко применяются плито-вые холодильники, располагаемые вертикально между кожухом и футеровкой; ряд разновидностей таких холодильников для водяного охлаждения показан на рис. 23. Холодильник — это плита из чугуна с залитой в ней стальной трубкой в виде змеевика для циркулирующей воды. Холодильник крепят к кожуху печи с помощью болтов.

Холодильники (рис. 23) делают с гладкой внутренней поверхностью (их устанавливают в лещади и горне); с ребристой поверхностью, что улучшает теплообмен с футеровкой и способствует удержанию гарнисажа (применяют в распаре и шахте); ребристые с залитыми огнеупорными кирпичами, что повышает стойкость против истирания кусками шихты и способствует удержанию гарнисажа (применяют в заплечиках). Холодильники для фурм и леток (рис. 23, г, д) имеют округлую выемку; иногда холодильник делают с двумя залитыми трубками, располагаемыми в два ряда (рис. 23, д).

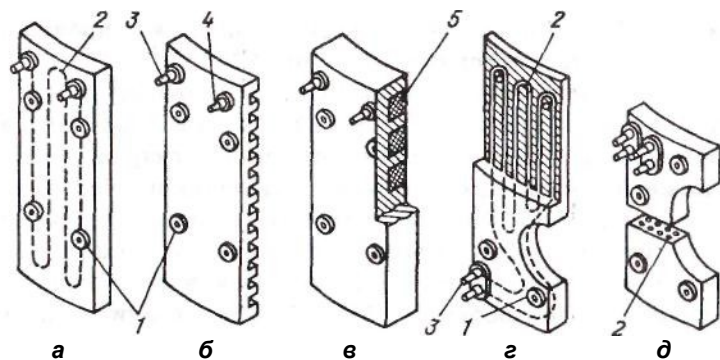


Рис. 23. Плитовые водяные холодильники:

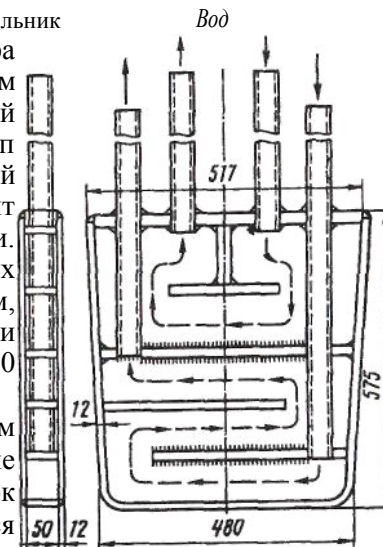
а — с гладкой внутренней поверхностью; б — ребристый; в — ребристый с залитым кирпичом; г — холодильник фурменной зоны; д — холодильник чугунной летки (1 — отверстие для болтов крепления к кожуху; 2 — залитая стальная трубка; 3 — подвод воды; 4 — отвод воды; 5 — залитый кирпич)

Рис. 24. Плитовой горизонтальный холодильник

Холодильники шахты и распара часто делают с горизонтальным выступом на внутренней поверхности (рис. 26, 5); выступ охлаждается отдельной водоподводящей трубкой и служит опорой для кирпичной кладки. Толщина гладких плит товых холодильников равна 120—160 мм, а холодильников с залитыми кирпичами достигает 250—350 мм.

При испарительном охлаждении во избежание образования паровых пробок кипящая вода должна двигаться снизу вверх; поэтому в плиту заливают две или более вертикально располагаемые трубки с подводом воды к каждой из них снизу и отводом сверху.

Находят применение горизонтальные холодильники; их горизонтально располагаемая плита заглублена в футеровку (см. рис. 27), усиливая ее охлаждение, и служит опорой для кирпичной кладки. Один из горизонтальных холодильников показан на рис. 24. Для установки горизонтальных холодильников в кожухе печи, как правило, необходимо делать вырезы.



§4. ФУТЕРОВКА ПЕЧИ

Огнеупорная футеровка (кладка) доменной печи предназначена для уменьшения тепловых потерь и предохранения кожуха от воздействия высоких температур и от контакта с жидким металлом и шлаком.

Применяемые огнеупоры. Для футеровки доменной печи применяют качественный (доменный) шамотный кирпич, высокоглиноземистый кирпич, углеродистые блоки, иногда карбидокремниевый кирпич. Основу шамота составляют SiO_2 и

Al_2O_3 . Для доменных печей стандартом предусмотрено три сорта шамотных изделий с содержанием Al_2O_3 соответственно не менее 42, 41 и 39%; они отличаются повышенной плотностью и прочностью, высокой огнеупорностью ($> 1750^\circ\text{C}$), низким содержанием Fe_2O_3 ($< 1,5\%$). Кирпич с более высоким содержанием Al_2O_3 применяют для кладки низа печи, а с более низким — для кладки верха. Кроме того, для кладки печей объемом «1033 м³» стандартом предусмотрена марка шамота с меньшим ($> 37\%$) содержанием Al_2O_3 , меньшей огнеупорностью ($> 1730^\circ\text{C}$), прочностью и плотностью. Кирпич может быть длиной 230 мм (нормальный) и 345 мм (полуторный). Применение кирпичей различной длины обеспечивает хорошее переплетение швов кладки.

Высокоглиноземистый муллитовый кирпич, применяемый для кладки лещади, содержит $> 63\%$ Al_2O_3 при огнеупорности $> 1800^\circ\text{C}$. Доменный карбидокремниевый кирпич содержит $> 72\%$ SiC и $> 7\%$ азота и отличается от огнеупоров на основе Al_2O_3 и SiO_2 заметно большей прочностью и теплопроводностью.

Углеродистые блоки изготовляют из кокса и обожженного антрацита с добавкой в качестве связующего небольшого количества каменноугольного пека. Длина блоков достигает 3–4 м, они прямоугольного сечения 400х400 и 550х550 мм. Блоки в комбинации с высокоглиноземистым кирпичом больших размеров (400х200х100 мм) применяют для кладки самой нижней части печи — лещади.

Швы между огнеупорными кирпичами заполняют раствором, изготовленным из мертелей, соответствующих классу кирпича. Мертель — это порошок, состоящий из измельченного шамота и огнеупорной глины. Для ответственных видов кладки применяют мертели с добавкой небольших количеств поверхностно-активных и клеящих веществ (сода, сульфитно-спиртовая барда), что позволяет приготавливать растворы с меньшей влажностью при одновременном повышении их пластичности. Для заполнения швов между углеродистыми блоками применяют углеродистую пасту, состоящую из кокса и смоло-пека. Зазор между блоками допускается не более 0,5 мм для вертикальных и не более 1,5 мм для горизонтальных швов.

Лещадь. Ранее лещади доменных печей выкладывали из качественного шамотного кирпича. Однако рост объема печей и интенсификация плавки вызывали быстрое разрушение такой

кладки. Поэтому в настоящее время лещади делают либо цельноуглеродистыми, либо комбинированными из углеродистых и высокоглиноземистых огнеупоров. Применение углеродистых огнеупоров вызвано тем, что из-за их высокой теплопроводности снижается перегрев и вследствие этого уменьшается разрушение кладки лещади.

Один из вариантов кладки цельноуглеродистой лещади из углеродистых блоков показан на рис. 22. В комбинированной лещади, один из вариантов которой показан на рис. 25, ее низ 1 и наружную часть (стакан) 4 выкладывают из углеродистых блоков, а внутреннюю центральную часть 2 и высокоглиноземистых муллитовых изделий, содержащих более 65 % Al_2O_3 . Высота лещади составляет ~ 5,6 м; это необходимо, поскольку за многие месяцы эксплуатации печи происходит разрушение кладки жидким чугуном, и в лещади образуется заполненная жидким чугуном полость, могущая достигать фундамента печи (см. рис. 48). С тем, чтобы уменьшить износ лещади, в современных печах предусматривают воздушное охлаждение ее низа. Между низом лещади 1 и пнем 8 фундамента закладывают чугунные плиты 7 толщиной 180 мм; в плиты залиты стальные трубки диаметром 140 мм, в которые вентилятором подают охлаждающий воздух. Снаружи кладку лещади охлаждают гладкими плитовыми холодильниками 3.

Горн. Футеровку горна до уровня фурм выполняют из углеродистых блоков, а в районах фурм и чугунных и шлаковых леток из шамотного ($> 42\%$ Al_2O_3) кирпича, поскольку углерод здесь может окисляться кислородом дутья, диоксидом углерода (CO_2), а также парами воды из огнеупорных масс. При работе на безводных леточных массах район чугунных леток делают из углеродистых блоков. Для предотвращения окисления углеродистых блоков в период задувки печи их защищают кладкой (рис. 25, б) в один ряд из шамотного кирпича.

Толщина футеровки у низа горна достигает 1600 мм. Снаружи кладку горна охлаждают гладкими плитовыми холодильниками.

Запечники. Кладку запечников чаще всего делают тонкостенной (толщина 230 или 345 мм) из шамотного ($> 42\%$ Al_2O_3) кирпича в один ряд, при этом кирпич примыкает к периферийным плитовым холодильникам с залитым кирпичом (рис. 26). Иногда вместо шамота применяют карбидокремне-

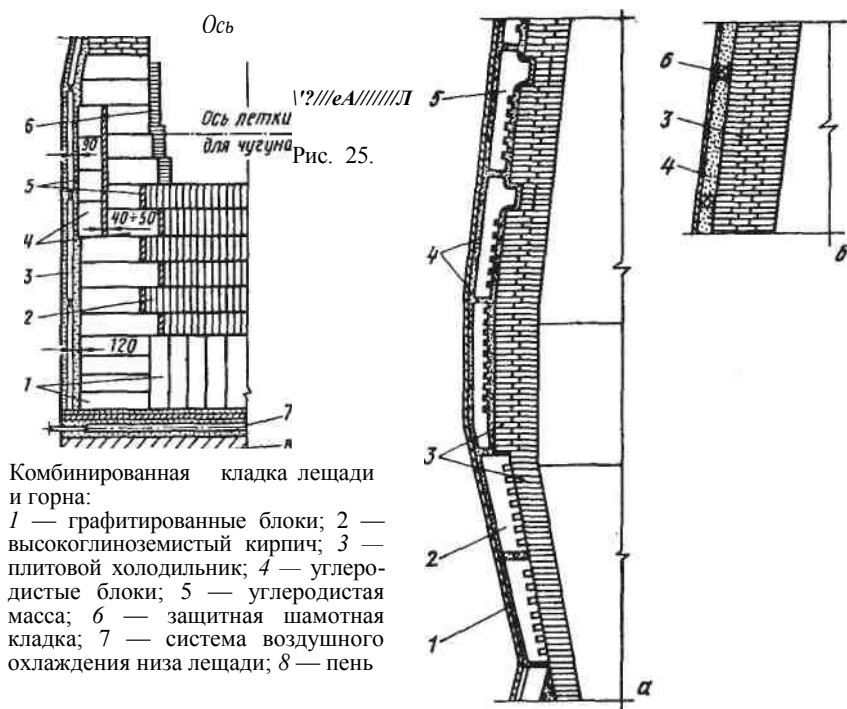


Рис. 25. Комбинированная кладка лещади и горна:
1 — графитированные блоки; 2 — высокоглиноземистый кирпич; 3 — плитовой холодильник; 4 — углеродистые блоки; 5 — углеродистая масса; 6 — защитная шамотная кладка; 7 — система воздушного охлаждения низа лещади; 8 — пень

Рис. 26. Кладка заплечиков, распара и низа шахты (Я) и верха шахты (Ш): 1 — кожух печи; 2 — плитовой холодильник с залитым кирпичом; 3 — шамотный кирпич; 4 — огнеупорная масса; 5 — ребристый холодильник с выступом; 6 — асбесто-смоляной блок

вые кирпичи. Кладка заплечиков быстро изнашивается и вместо нее на поверхности холодильников формируется слой гарнисажа (застывшего шлака и мелких кусков шихты).

Шахта и распар. Кладку распара и охлаждаемой части шахты (~ 2/3 ее высоты снизу) выполняют из шамотного (> 41—42 % Al_2O_3) или карбидкремниевое кирпича, а *кплиц*-ку верхней неохлаждаемой части шахты из шамота, содержащего > 39 % Al_2O_3 . Кирпичи укладывают в два—три ряда вперевязку (рис. 26).

Кладка шахты с распаром может быть толсто-, средне- и тонкостенной. В прежние годы широко применяли толстостенную кладку (толщина верха шахты 800—900 мм и до 1300 мм в районе распара) с горизонтальными холодильниками, заглубленными в кладку и служащими ее опорой (расположение

таких холодильников можно видеть на рис. 27). Однако в связи с тем, что холодильники расположены на расстоянии друг от друга, плохо охлаждается кожух, и после износа футеровки возникают его местные перегревы, вызывая термическую деформацию и возможность появления трещин. Кроме того, вырезы в кожухе для установки горизонтальных холодильников снижают его прочность и делают кожух менее герметичным. В связи с этим в последние годы делают тонко- и среднестенные шахты. Тонкостенная шахта (и распар) имеет в охлаждаемой части толщину кладки 230—345 мм и в верхней неохлаждаемой части 575—690 мм с охлаждением вертикальными ребристыми холодильниками (рис. 26), причем часть холодильников имеет горизонтальные выступы, которые служат опорой для кладки и способствуют удержанию гарнисажа.

Среднестенная шахта имеет толщину кладки в охлаждаемой части 575—900 мм и в неохлаждаемой 700 мм, охлаждение либо комбинированное из вертикальных ребристых холодильников в сочетании с горизонтальными (как на рис. 27), либо из вертикальных ребристых холодильников, имеющих горизонтальные выступы (как на рис. 26).

В распаре и охлаждаемой части шахты по мере износа кирпича образуется слой гарнисажа. С тем, чтобы уменьшить давление от расширяющейся при нагреве кладки на кожух печи и

Рис. 27. Шахта с вертикальными и горизонтальными холодильниками: 1 — мараторное кольцо; 2 — горизонтальный мараторный холодильник; 3 — кожух печи; 4 — плитовой вертикальный холодильник; 5 — горизонтальный холодильник; 6 — огнеупорная масса; 7 — шамотная кладка

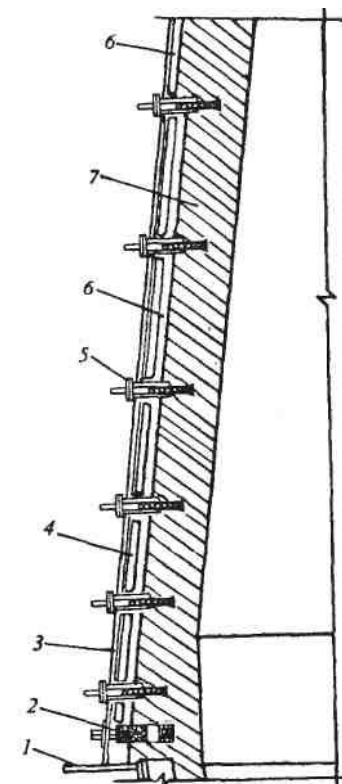


Рис. 28. Колошниковая защита (футеровка колошника):

1 — шамотный кирпич; 2 — пластина; 3 — штырь; 4 — кронштейн; 5 — шлакоасбестовая масса; 6 — серьга; 7 — футеровочная плита купола; 8 — кожух печи; 9 — глинисто-асбестовая масса; 10 — кладка шахты; 11 — стальной сегмент

предотвратить его разрыв, между футеровкой и вертикальными холодильниками по всей высоте печи (кроме распара) предусматривают зазор в 70—200 мм, заполняемый шамотоасбестовой или пластичной углеродистой массой.

Колошник. Собственно футеровка колошника состоит из одного ряда шамотного кирпича, выкладываемого у кожуха. За ним располагают "колошниковую защиту", которая воспринимает удары падающих сверху в процессе загрузки кусков шихты. Широко распространенная ее разновидность состоит из стальных сегментов — литых полых коробок, заполненных шамотным кирпичом. Сегменты (рис. 28) расположены несколькими кольцевыми рядами по высоте колошника; соседние по окружности сегменты соединены между собой болтами. Вся колошниковая защита крепится к кожуху с помощью не-

скольких подвесок, в каждой из которых (см. рис. 28) сегменты прикреплены к вертикальной пластине, соединенной с серьгой, которая свободно подвешена на штыре, вставленном в отверстие кронштейна; последний прикреплен к кожуху болтами. Такая подвеска позволяет всем сегментам перемещаться вверх в случае роста кладки шахты в вертикальном направлении в результате ее нагрева.

§5. ГОРН ПЕЧИ

Горн условно подразделяют на две части — верхнюю фурменную зону, где сгорает кокс, и нижнюю — металлоприемник, служащий для накопления жидкого чугуна и шлака, и где расположены чугунные и шлаковые летки. Высота горна (расстояние от оси чугунной летки до заплечиков) на современных печах составляет 3,2—3,9 м, а на наиболее мощной отечественной печи объемом 5500 м³ она увеличена до 5,7 м.

Чугунные летки располагают на 600—1800 мм выше лещади, а находящаяся ниже леток часть металлоприемника заполнена нессливаемым или "мертвым" слоем жидкого чугуна; этот слой необходим для предотвращения размывания лещади потоками чугуна в горне и предохранения ее от воздействия высоких температур. Печи малого объема имеют одну чугунную летку, печи объемом около 2000 м³ — две, печи объемом 2700 м³ — три, а печи объемом 3200—5500 м³ — четыре летки. На больших печах с четырьмя поочередно работающими летками, число выпусков чугуна в сутки достигает 18—24, на печи объемом 1000 м³ оно равно 4—5.

Шлаковые летки располагают выше оси чугунных леток на 1,4—2,0 м. На печах объемом 2700 м³ и менее имеется по две шлаковых летки, служащих для выпуска так называемого "верхнего" шлака; кроме того, часть шлака вытекает вместе с выпускаемым чугуном через чугунные летки ("нижний" шлак). На печах объемом 3200—5500 м³, имеющих четыре чугунных летки, практически весь шлак выходит через чугунные летки вместе с чугуном, и на этих печах делают одну шлаковую летку, имеющую резервное значение.

Чугунная летка показана на рис. 29. Вырез для летки в кожухе печи обрамлен приваренной к нему стальной кольцевой рамой 2, футерованной внутри шамотным кирпичом. Летка представляет собой сквозной канал в кладке горна и рамы;

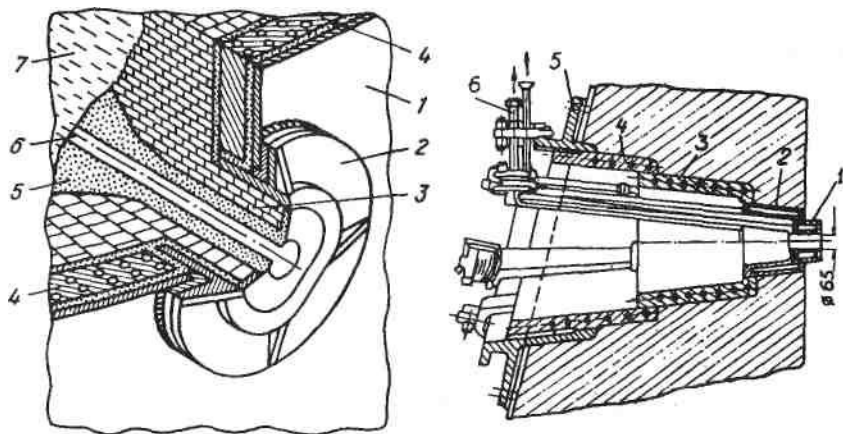


Рис. 29. Чугунная летка:
1 — кожух печи; 2 — рама летки; 3 — шамотная кладка; 4 — холодильник летки;
5 — леточная масса; 6 — канал летки; 7 — жидкий чугун

Рис. 30. Шлаковый прибор

этот канал шириной 250—300 и высотой 400-500 мм заполнен огнеупорной леточной массой. Для выпуска чугуна в массу просверливают отверстие диаметром 50—80 мм с помощью сверлильной машины, вращающей бур. После выпуска чугуна канал летки забивают огнеупорной массой с помощью электропущи.

Шлаковые летки обрамляют арматурой, называемой шлаковым прибором, который помещают в проем горновых холодильников и крепят к кожуху печи. Шлаковый прибор дан на рис. 30. Он состоит из телескопически соединенных элементов: медной сварной или штампованной полый охлаждаемой водой фурмы 1 диаметром 50—70 мм, литого медного полого холодильника (шлаковой амбразуры) 2, чугунного холодильника 3 с залитым спиральным змеевиком для охлаждающей воды, чугунной водоохлаждаемой амбразуры 4 аналогичной конструкции и рамы 5, при помощи которой прибор крепится к кожуху печи. Все элементы прибора имеют коническую форму, что облегчает их замену при повреждении. Отверстие шлаковой фурмы закрывают металлической пробкой при помощи специального механического стопора. Конусную полость шлакового прибора набивают огнеупорной массой, в которой

прорезают отверстие для выхода шлака из печи. Трубки 6 служат для подвода—отвода воды к фурме.

Фурменный прибор. В верхней части горна на расстоянии 2700—3500 мм от оси чугунной летки горна по его окружности с равными промежутками устанавливают воздушные фурмы, через которые в печь поступает нагретое до 1100—1300 °С дутье, природный газ и другие топливные добавки (мазут, пылеугольное топливо). Число фурм зависит от диаметра горна и его примерно определяют по следующей зависимости:

$$n = 3J_r - 8,$$

где n — число фурм; D_r — диаметр горна, м.

По этой формуле число фурм для больших печей получается равным 20—36 шт., что близко к действительной величине (на существующих печах объемом от 1033 до 5500 м³ число фурм составляет 16—42).

Комплекс устройств, служащих для подвода дутья в горн из кольцевого воздухопровода, называют фурменным прибором (рис. 31). Основная часть прибора — медная пустотелая во-

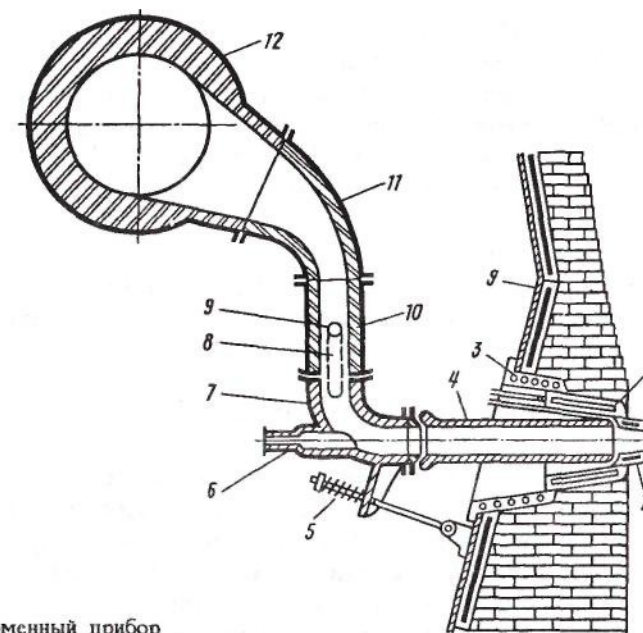


Рис. 31. Фурменный прибор

здушная фурма 1 с внутренним диаметром 140-190 мм, охлаждаемая водой. Фурма выступает из кладки внутрь печи на расстояние 300—500 мм.

Фурму устанавливают в медную полую литую амбразуру 2, а амбразуру — в имеющий залитую спиральную трубку чугунный холодильник (кадушку) 3, который своим фланцем крепится к кожуху печи с помощью болтов. Фурма, амбразура и холодильник охлаждаются проточной водой.

Дутье, подаваемое к фурме / из кольцевого воздухопровода 12, проходит по прикрепленным к нему рукаву 11 и неподвижному патрубку (колену) 10; подвижному колену 7, которое прикреплено к патрубку 10 при помощи двух подвесок 8, и по сменному соплу 4. Подвижное колено 7 прижимает сопло к фурме с помощью пружинного натяжного устройства 5, присоединенного к кожуху печи. Для обеспечения герметичности прибора (на случай перекосов отдельных элементов в результате нагрева и др.) в местах стыка фурма—сопло, сопло—подвижное колено и подвижное колено—патрубок 10 предусмотрены шаровые соединения (стыки заточены по шаровой поверхности). В торце подвижного колена предусмотрена закрытая стеклом гляделка 6 для наблюдения за работой прифурменной зоны.

Рукав, патрубок 10 и подвижное колено футеруют внутри шамотным кирпичом. Сопло делают из стали с тонкой футеровкой изнутри. Фурма и амбразура периодически прогорают и для их смены отсоединяют натяжное устройство 5, ослабляют подвески 8 и разворачивают подвижное колено вокруг оси 9 подвесок 8 в положение, удобное для удаления сопла, фурмы и амбразуры.

Кольцевой воздухопровод 12, по которому горячее дутье подводят к фурмам, футерован шамотным кирпичом и имеет диаметр в свету 800—1800 мм в зависимости от объема печи.

§6. КОЛОШНИКОВОЕ УСТРОЙСТВО

Колошниковое устройство представляет собой многоэтажную металлическую конструкцию, служащую для поддержания комплекса механизмов, предназначенных для загрузки шихты в доменную печь (засыпной аппарат и др.), отвода газов (газоотводы) и для монтажа оборудования.

Газоотводы. Для отвода доменного газа в куполе печи

имеются отверстия и идущие от них вверх газоотводы (рис. 20, 19). Обычно число газоотводов равно четырем, их соединяют вначале симметрично попарно, а затем в один газопровод, идущий вниз к пылеуловителям (см. рис. 55 и 56), расположенным на нулевой отметке (на печах объемом 5000—5500 м³ имеется восемь газоотводов и по два нисходящих газопровода). От верхних точек газоотводов отходят вертикальные свечи (трубы), заканчивающиеся атмосферным клапаном, который открывается, выпуская газ в атмосферу при превышении давления в печи сверх допустимого. Число свечей с клапанами колеблется от двух до четырех, они служат также для выпуска газа при остановках печи.

Засыпной аппарат. Он предназначен для загрузки шихты, необходимого ее распределения по сечению колошника, т.е. печи и для обеспечения герметичности печи в процессе загрузки, т.е. для предотвращения попадания в печь воздуха, ведущего к возможности взрыва, и предотвращения выделения печного газа в атмосферу.

Большая часть доменных печей оборудована двухконусными засыпными аппаратами, а новые печи сооружают с засыпными аппаратами новой конструкции - бесконусными. Двухконусный засыпной аппарат показан на рис. 32, а. Его основными элементами являются: большой конус 1 с воронкой (чашей) 2; вращающийся распределитель шихты, состоящий из малого конуса 4 и воронки 10; приемная воронка 6. Большой и малый конусы могут перемещаться вверх—вниз; в верхнем положении большой конус прижат к воронке 2, а малый к воронке 10, изолируя рабочее пространство печи от атмосферы; положение конусов в опущенном состоянии показано пунктиром. Малый конус подвешен на полый трубчатый штанге 5, большой - на штанге 3, проходящей внутри полый штанги 5, благодаря чему конусы могут опускаться и подниматься независимо друг от друга. Воронка 10 связана с приводом, обеспечивающим ее вращение вместе с малым конусом.

Шихтовые материалы доставляют на колошник двумя скипами (тележками), движущимися по рельсам 8 наклонного моста 9; в крайнем верхнем положении скип 7 опрокидывается, поскольку его передние колеса катятся по рельсам, загнутым вниз, а задние — по другим рельсам, загнутым вверх и поднимающим заднюю часть скипа (см. рис. 32, а). При этом порция шихты высыпается через приемную воронку на поверх-

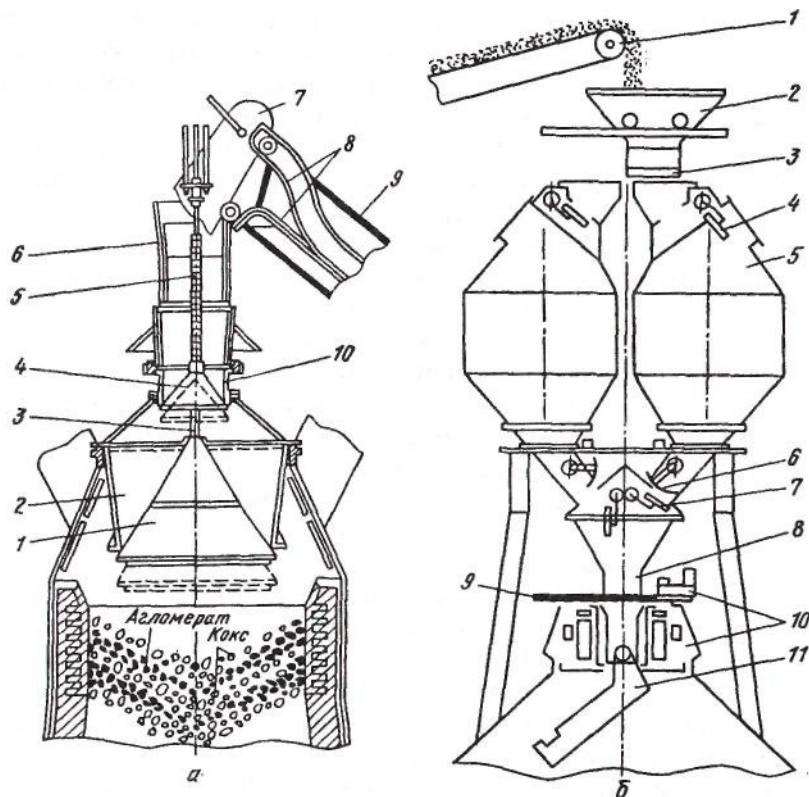


Рис. 32. Засыпной аппарат двухконусный (а) и бесконусный фирмы "Поль—Вюрт" (б):

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

б: 1 — конвейер шихтоподачи; 2 — приемная воронка; 3 — затвор; 4 — верхний газоотсекающий клапан; 5 — бункер; 6 — затвор бункера; 7 — нижний газоотсекающий клапан; 8 — трубка; 9 — отсечная задвижка; 10 — механизм вращения лотка; 11 — вращающийся лоток

ность малого конуса, после чего он опускается и материал просыпается вниз на поверхность большого конуса, а малый конус сразу же поднимается. Подобным образом на поверхность большого конуса загружают два—шесть скипов (набирают подачу). Затем при поднятом малом конусе опускают большой конус, и материал подачи просыпается в печь, после чего большой конус поднимается.

Далее на большой конус набирают новую подачу (два—шесть скипов), но перед каждым опусканием малого конуса он с воронкой 10 поворачивается на 60° . Загрузив эту подачу в печь путем опускания и подъема большого конуса, на него набирают следующую подачу; при этом перед каждым опусканием малого конуса он с воронкой поворачивается на 120° от исходного положения. При наборе последующей подачи угол поворота составляет 180° и т.д. Благодаря такому вращению распределителя подачи попадают не в одно место под наклонным мостом 9, а сравнительно равномерно распределяются по периферии колошника.

В процессе загрузки конусы работают поочередно: когда один опущен, другой поднят (закрыт), что обеспечивает герметичность печи.

После опускания малого конуса в межконусном пространстве создается давление, соответствующее атмосферному, а большой конус находится под давлением газов в печи, что препятствует его опусканию. После же опускания большого конуса, в межконусном пространстве создается давление, равное давлению газов в печи, что препятствует открытию малого конуса. Для выравнивания давления в межконусном пространстве и печи подают чистый газ в межконусное пространство под давлением, близким к давлению газов в печи. Это делают перед опусканием большого конуса при помощи уравнивающих клапанов, а при опускании малого конуса сбрасывающий клапан выпускает газ из межконусного пространства в атмосферу. Работа уравнивающих клапанов автоматизирована и заблокирована с работой конусов засыпного аппарата.

Слабым местом аппарата являются стыки конусов с соответствующими воронками. Здесь в связи с повышенным давлением в печи просачивается доменный газ и содержащаяся в нем пыль вызывает абразивный износ металла. Поэтому стойкость конусов низкая, малый конус заменяют почти через каждые полгода, а большой через 1,5–2,5 г.

Среди ряда бесконусных загрузочных устройств хорошо зарекомендовала себя конструкция фирмы "Поль Вюрт" (Люксембург). Схема подобного устройства показана на рис. 32, б. Его основные элементы: передвижная приемная воронка 2 с затвором 3 внизу; два накопительных шлюзовых бункера 5, центральная точка (труба) 8, отсечная задвижка 9 и вра-

вдающийся лоток 11 с механизмами 10, обеспечивающими вращение лотка вокруг вертикальной оси и изменение угла его наклона. Шлюзовые бункеры 5 объемом 50—80 м³ оборудованы верхним 4, нижним 7 газоотсекающими клапанами и шихтовым дозирующим затвором 6. Газоотсекающие клапаны обеспечивают герметичность печи, поскольку верхний клапан открывают при закрытом нижнем и наоборот. Отсечная задвижка 9 служит для герметизации печи при ремонтах загрузочного устройства.

Загрузку шихты производят следующим образом. Приемную воронку 2 устанавливают над пустым бункером 6, открывают верхний газоотсекающий клапан 4 при закрытых нижнем клапане 7 и затворе 6 бункера и, открыв затвор 3 воронки, начинают подачу шихты в бункер с конвейера 1 шихтоподачи; наполнив бункер, закрывают затвор воронки и верхний газоотсекающий клапан. Для выгрузки шихты в печь открывают нижний газоотсекающий клапан и затем шихтовый затвор 6 бункера, при этом скорость высыпания материала из бункера определяется степенью раскрытия шихтового затвора. Высыпавшийся из бункера материал через трубу 8 попадает на вращающийся лоток 11 и скатывается по нему в печь. После опорожнения бункера закрывают шихтовый затвор 6 и затем нижний газоотсекающий клапан 7. За время опорожнения бункера лоток совершает не менее 10 оборотов, при этом угол наклона лотка изменяют по заданной программе в пределах 7-53°, выгрузка длится 60—140 с.

Правый и левый бункеры 5 работают поочередно: когда наполняют один бункер, из другого материал выгружают в печь. Шихту с конвейера 1 направляют в тот или иной бункер, передвигая приемную воронку 2. Газоуплотнительные клапаны выполняют только функцию уплотнения, не соприкасаясь с шихтой, что увеличивает срок их службы.

При работе загрузочного устройства перед открытием газоотсекающих клапанов производят выравнивание давления в бункерах 5 с давлением в печи или с атмосферным. Чтобы предотвратить выброс из бункеров 5 запыленного доменного газа в атмосферу, на отечественных печах предусмотрена система пылеподавления, заключающаяся в том, что в бункер во время выгрузки из него шихты подают азот под давлением большим, чем давление газов в печи, и поэтому газы из печи в бункер и из него в атмосферу не попадают.

Недостатком устройства считают то, что сложный механизм вращения лотка расположен в куполе печи и для его охлаждения и защиты от горячих колошниковых газов требуется расходовать много (10-30 тыс.м³/ч) азота или очищенного охлажденного доменного газа; кроме этого раз в три-четыре месяца необходима кратковременная остановка печи для замены резиновых прокладок газоотсекающих клапанов.

Г л а в а 3. ДОМЕННЫЙ ПРОЦЕСС

§1. ЗАГРУЗКА ШИХТЫ И РАСПРЕДЕЛЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ НА КОЛОШНИКЕ

В современной доменной печи продолжительность пребывания в ней материалов составляет 4—6 ч, а газов — около 3—12 с. Высокие показатели плавки могут быть получены при хорошем распределении газов по сечению печи. Только в этом случае газы в максимальной степени отдадут физическое тепло материалам и наиболее полно будет использована их восстановительная способность. Естественно, что распределение газового потока по сечению печи зависит от сопротивления столба шихты, через которую проходят газы. Учитывая то, что газы всегда движутся по зонам с меньшим сопротивлением шихты, его в процессе загрузки регулируют, перераспределяя определенным образом порции агломерата и кокса по сечению печи с учетом того, что слой агломерата менее газопроницаем, чем слой кокса. Если этого не делать, то основная часть газов будет двигаться по зонам с малым сопротивлением шихты и покидать печь с высокой температурой, т.е. с недоиспользованной тепловой энергией и с неполностью использованной восстановительной способностью. В то же время в участках с большим сопротивлением шихты газов будет проходить мало и шихта будет плохо нагретой и восстановленной, что потребует дополнительного расхода тепла в нижней части печи, т.е. увеличения расхода кокса.

При загрузке прежде всего учитывают следующее: дутье поступает в печь у стен и сопротивление газам у гладких стен меньше, чем в объеме шихты, в связи с чем газы стремятся двигаться у стен. Поэтому целесообразно, чтобы у стен были толще слои менее газопроницаемого агломерата, а

в центре — толще слой кокса, что способствует перераспределению газового потока к центру. По окружности же печи материалы должны располагаться равномерно.

На печах с двухконусным засыпным аппаратом шихту загружают в печь отдельными порциями — подачами. Подача включает несколько скипов (чаще четыре и иногда три, пять, шесть) и состоит из рудной части (в основном агломерата) и кокса, взятых в соотношении, вытекающем из расчета шихты. Подача может быть совместной, когда все входящие в нее скипы агломерата и кокса накапливают на большом конусе, путем опусканий малого конуса без его вращения и затем загружают в печь за одно опускание большого конуса (пример ее обозначения: ААККу); раздельной, когда агломерат загружают одним опусканием большого конуса, а кокс — вторым (ААуККу) и расщепленной, когда подача загружается в два приема, но в каждой полуподаче есть и кокс и агломерат (ААКуККАу). В приведенных обозначениях знак у означает опускание большого конуса, А — скип агломерата, К — скип кокса. (Порядок набора подачи и распределения подач по окружности колошника дан выше при описании засыпного аппарата.)

Для управления распределением агломерата и кокса по сечению колошника применяют следующие приемы: изменение порядка набора скипов агломерата и кокса на большом конусе, использование раздельных и расщепленных подач, изменение массы подачи, ступенчатое изменение уровня засыпи на колошнике, неполное опускание большого конуса при выгрузке подачи в печь, установку подвижных плит у стен колошника.

При регулировании распределения шихты с помощью этих приемов учитывают следующие известные закономерности поведения сыпучих материалов:

- падающие с большого конуса материалы укладываются на колошнике с возвышением — гребнем (рис. 33 и 34); при расположении гребня у стены он имеет один скат, а на удалении от стены — два ската;

- в месте падения шихты (у гребня) скапливается больше мелочи, а крупные куски в значительной мере скатываются к подножию гребня, в связи с чем газопроницаемость шихты в зоне гребня ниже. При этом основная часть мелочи — это агломерат;

Рис. 33. Влияние высоты (Я) уровня засыпи на распределение материалов; ТП — траектория падения материалов с большого конуса

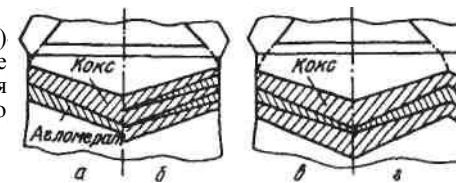


Рис. 34. Распределение материалов на колошнике при большой (а) и малой (б) подачах, при меньшем (в) и большем (г) зазоре между большим конусом и стенкой колошника

- на расположение гребня влияет уровень засыпи на колошнике, при снижении уровня засыпи от H_x до Y_3 (рис. 33) гребень приближается к стенкам колошника;

- расположение гребня зависит от величины зазора между большим конусом и стенкой колошника; при малом зазоре гребень располагается у стен (рис. 34, в), при большом —отдаляется от стен (рис. 34, г);

- угол естественного откоса при свободной укладке падающего сверху кокса меньше, чем у агломерата, поэтому при сыпании с большого конуса у стен печи получается более толстый слой агломерата, а в центре — кокса (рис. 34);

- в связи с таким различием углов откоса уменьшение массы подачи ведет к снижению толщины слоя агломерата в центре печи и позволяет создать в центре зону без агломерата (рис. 34, б) с повышенной газопроницаемостью;

- неполное опускание большого конуса способствует перемещению гребня материалов к стенкам колошника и попаданию большого количества мелочи на периферию;

- при сыпании подачи с большого конуса ее нижняя часть ложится у стен, образуя гребень, с которого в центр скатывается заключительная часть подачи, т.е. в центр печи в основном поступает материал из тех скипов подачи, которые на большой конус загружали последними. Соответственно при подаче агломератом вперед ААККу в центр поступает заметно больше кокса, а при обратной подаче ККАу — больше агломерата. Изменение порядка загрузки на обратный является сильно действующим средством перераспределения

материалов по сечению колошника и применяется как крайняя мера; меньшее воздействие на распределение материалов оказывают промежуточные порядки загрузки типа КАКА[^], АККА[^] и др.

В целом регулирование распределения шихты по сечению печи с помощью двухконусного аппарата является сложной задачей и непрерывно совершенствуется. В последние годы на некоторых печах у стен колошника устанавливают подвижные плиты, которые можно перемешать в горизонтальной плоскости и изменять угол их наклона. Падающие на плиты куски шихты отражаются и, изменяя положение плит, можно направлять шихту в заданные зоны колошника.

На печах с бесконусным загрузочным устройством шихту загружают в печь через два поочередно открываемых шлюзовых бункера (см. описание бесконусного загрузочного устройства и рис. 32, б), а в бункеры ее доставляют наклонным ленточным конвейером, на котором с определенными интервалами уложены порции агломерата (или смеси агломерата и окатышей) и кокса. В один бункер с ленты поступает одна порция агломерата или кокса; из бункера порцию выгружают на колошник печи по наклонному вращающемуся лотку, который за время выгрузки порции (60—140 с) совершает более десяти оборотов вокруг вертикальной оси; при этом угол наклона лотка изменяют в пределах 7—53°.

Для характеристики этого способа загрузки чаще используют не термин "подача", а "цикл загрузки". Цикл загрузки — это повторяющаяся совокупность располагаемых в определенном порядке порций шихтовых материалов. Максимальная масса порций определяется объемом шлюзового бункера (50—80 м³) засыпного устройства. Число порций в цикле может изменяться в пределах от 5—7 до 14 и более.

Применение вращающегося лотка и изменение угла его наклона в процессе выгрузки из шлюзового бункера каждой порции материала позволяет в очень широких пределах перераспределять шихту по сечению колошника и регулировать толщину слоев агломерата и кокса, добиваясь рациональной ее укладки и эффективного использования газового потока.

Чтобы судить о газопроницаемости шихты в доменной печи и о том, насколько хорошо протекают теплообменные и химические процессы между шихтой и газами, желательно иметь данные о температуре и составе газа по сечению. Повышен-

ное содержание CO_г в газах и низкая температура указывают на полноту химических и теплообменных процессов в печи. Для интенсивной и экономичной работы печи желательно, чтобы содержание CO_г на периферии и по оси печи было несколько пониженным, а на расстоянии около 1—2 м от стен печи — повышенным.

На новых печах для контроля температуры и отбора проб газов по сечению печи применяют вводимые через отверстия в кожухе и футеровке зонды, периодически перемещаемые от периферии к центру печи над уровнем шихты и в объеме шихты на расстоянии от 1,5 до 7—12 м ниже ее уровня. На всех печах контролируют уровень засыпи (верха материалов) на колошнике; общепринят контроль с помощью двух зондов — вертикально перемещаемых штанг, пропущенных через отверстие в куполе печи. В рабочем положении нижний конец зонда находится на поверхности шихты, постепенно опускаясь вместе с ней, зонд связан с контрольно-измерительными приборами, отражающими изменение уровня шихты; при ссыпании шихты с большого конуса зонды поднимают. Начинают применять новые бесконтактные методы измерения уровня, используя показания направленных на поверхность засыпи инфракрасных, микроволновых и других датчиков.

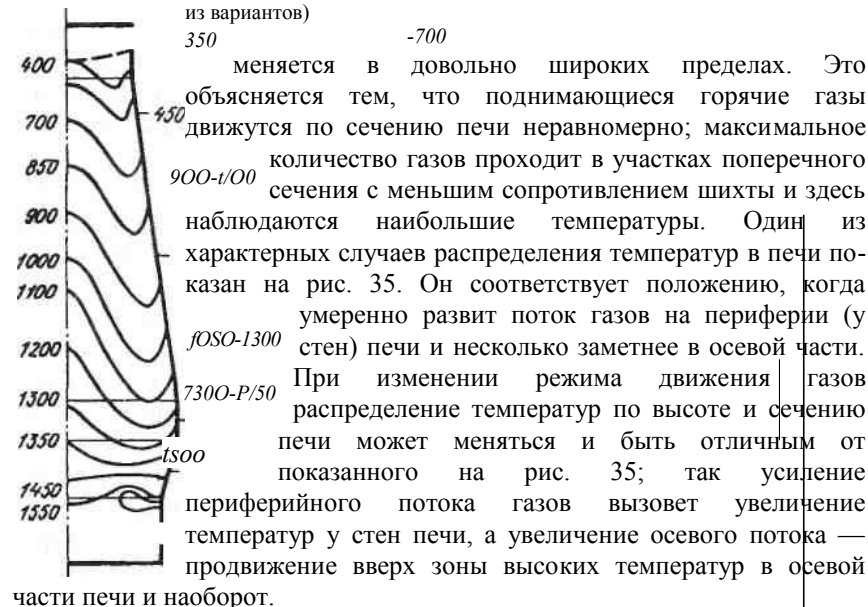
§2. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕМПЕРАТУР, УДАЛЕНИЕ ВЛАГИ И РАЗЛОЖЕНИЕ КАРБОНАТОВ

Распределение температур в печи

Помимо тепла, вносимого нагретым дутьем, основным источником тепла для нагрева шихты и газов, расплавления чугуна и шлака, обеспечения процессов восстановления и компенсации теплотеря является тепло, выделяющееся в верхней части горна при сгорании топлива (кокса и зачастую вводимых для замены части кокса природного газа, нефтепродуктов и угольной пыли). Горячие газообразные продукты сгорания движутся из горна вверх, отдавая тепло опускающимся вниз холодным шихтовым материалам, нагревая их, а сами охлаждаются. Поэтому по мере отдаления от горна кверху температура в печи понижается с 1400—1600 до 200—350 °С на выходе из колошника.

Вместе с тем, на одном и том же горизонте печи (поперечном сечении) температура не является постоянной и из-

Рис. 35. Распределение температуры газов по высоте и сечению доменной печи (один из вариантов)



меняется в довольно широких пределах. Это объясняется тем, что поднимающиеся горячие газы движутся по сечению печи неравномерно; максимальное количество газов проходит в участках поперечного сечения с меньшим сопротивлением шихты и здесь наблюдаются наибольшие температуры. Один из характерных случаев распределения температур в печи показан на рис. 35. Он соответствует положению, когда умеренно развит поток газов на периферии (у стен) печи и несколько заметнее в осевой части. При изменении режима движения газов распределение температур по высоте и сечению печи может меняться и быть отличным от показанного на рис. 35; так усиление периферийного потока газов вызовет увеличение температур у стен печи, а увеличение осевого потока — продвижение вверх зоны высоких температур в осевой части печи и наоборот.

Удаление влаги

Шихта, загружаемая в доменную печь, содержит гигроскопическую влагу (например, в коксе 0,5—5 %), а иногда гид-

ратную влагу. Гигроскопическая влага легко испаряется на колошнике, и для ее удаления не требуется дополнительного тепла, так как температура колошниковых газов выше температуры испарения влаги.

Гидратная влага появляется лишь при загрузке в печь железных руд, она находится в соединении с Fe_2O_3 (в буром железняке) или с Al_2O_3 (в каолинитах $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$). Эти соединения разлагаются при 400—1000 °С с поглощением тепла. Однако в связи с тем что в настоящее время сырые руды почти не используются, выделение гидратной влаги заметного влияния на ход плавки не оказывает.

Разложение карбонатов

Карбонаты (углекислые соединения) могут поступать в доменную печь в виде известняка CaCO_3 (иногда он содержит немного $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$), с карбонатной железной рудой (FeCO_3) и марганцевой рудой (MnCO_3). При нагреве карбонаты разлагаются на CO_2 и оксид металла с поглощением при этом тепла.

В настоящее время сырые руды в доменные печи почти не загружают; известняк, необходимый для внесения в доменный шлак CaO , вводят в шихту агломерации и лишь в отдельных случаях для повышения основности шлака немного известняка добавляют в печь. Здесь известняк интенсивно разлагается при температурах ~1000 °С и выше по реакции: $\text{CaCO}_3 = \text{CaO} + \text{CO}_2 - 178500 \text{ Дж}$.

Помимо затрат тепла на разложение, отрицательным фактором является то, что при температурах более 1000 °С идет реакция $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ с поглощением тепла и расходом углерода кокса.

В целом из-за протекания этих двух реакций введение в печь известняка вызывает увеличение расхода кокса (на 0,25—0,40 кг на 1 кг известняка).

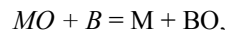
Применение офлюсованного агломерата (т.е. полученного с добавкой известняка в шихту агломерации) и полное выведение известняка из доменной шихты позволяет экономить кокс. При агломерации процесс разложения известняка обеспечивается сжиганием низкосортного топлива (коксика, антрацитового штыба), а не дорогостоящего дефицитного металлургического кокса.

§3. ПРОЦЕССЫ ВОССТАНОВЛЕНИЯ

1. Восстановление железа

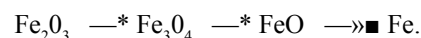
Железо поступает в доменную печь в виде оксидов: агломерат вносит Fe_3O_4 и немного Fe_2O_3 и FeO , окатыши- Fe_2O_3 и Fe_3O_4 и железная руда, если ее применяют, - Fe_2O_3 и Fe_3O_4 , причем часть этих оксидов находится в виде химических соединений с другими оксидами.

Основная задача доменного процесса — обеспечение как можно более полного извлечения железа из этих оксидов путем их восстановления. Восстановление заключается в отнятии кислорода от оксида и получении из него элемента (или же оксида с меньшим содержанием кислорода). Его осуществляют с помощью восстановителя — вещества, к которому переходит кислород благодаря тому, что у восстановителя большее химическое сродство к кислороду, чем у восстанавливаемого элемента. Таким образом в процессе восстановления одно вещество теряет кислород (восстанавливается), а другое приобретает его (окисляется). В общем виде процесс восстановления описывается уравнением:



где M — восстанавливаемый металл; B — восстановитель; MO — восстанавливаемый оксид; BO — оксид восстановителя.

В соответствии с выявленными акад. А.А.Байковым закономерностями восстановление оксидов железа протекает ступенчато от высших к низшим:

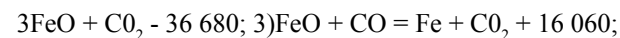
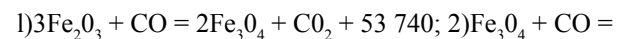


Поскольку при температурах ниже 570°C оксид FeO неустойчив и разлагается (на Fe_3O_4 и Fe), схема восстановления при температурах ниже 570°C следующая:

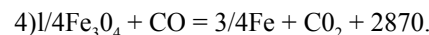
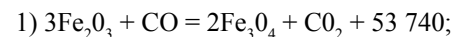


Восстановителями оксидов железа в доменной печи служат углерод, оксид CO и водород. Восстановление углеродом принято называть прямым восстановлением, а газами — косвенным. Реакции косвенного восстановления оксидом углерода следующие:

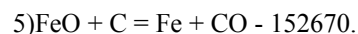
при температуре $> 570^\circ\text{C}$



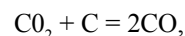
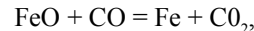
при температуре $< 570^\circ\text{C}$



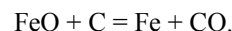
Их характерной особенностью является то, что продуктом реакций всегда является CO_2 и то, что они идут без затрат тепла. Реакции прямого восстановления углеродом протекают с образованием CO и требуют значительных затрат тепла, например:



Необходимо отметить, что приведенная запись реакции прямого восстановления не отражает механизма ее протекания. Дело в том, что непосредственное взаимодействие углерода с твердыми оксидами ограничено, так как поверхность контакта между неровными кусками очень мала. Поэтому фактически прямое восстановление протекает через газовую фазу и состоит из двух стадий:



что после суммирования дает итоговую реакцию прямого восстановления



Таким образом главное, что отличает прямое восстановление от косвенного, это расходование углерода, а это означает, что с развитием реакций прямого восстановления сокращается количество углерода, достигающего фурм.

Условия протекания реакций косвенного восстановления (1)–(4) и восстановительную способность газовой смеси из CO и CO_2 характеризуют данные рис. 36. Здесь кривые 1–4, соответствуя номерам приведенных выше реакций косвенного восстановления, характеризуют равновесный состав газа этих реакций и ограничивают поля, внутри которых будет

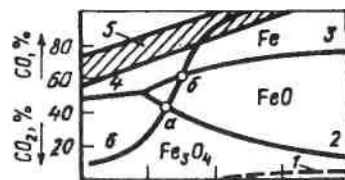
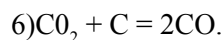


Рис. 36. Равновесные характеристики реакций косвенного восстановления оксидов железа и реакций между C, CO и CO₂
600 800 1000 t, °C

устойчивым железом или один из его оксидов в атмосфере из CO и CO₂. Например, при температурах и содержаниях CO и CO₂, ограниченных кривыми 3—2 (полем FeO), устойчивым является лишь FeO; железо при этих условиях будет окисляться до FeO, реагируя с CO₂, а оксиды Fe₂O₃ и Fe₃O₄ будут восстанавливаться, реагируя с CO.

Можно видеть, что кривая равновесного состава газа реакции (1) сильно приближена к оси абсцисс, т.е. даже небольших концентраций CO достаточно для восстановления оксида Fe₂O₃ до Fe₃O₄. Железо может быть получено лишь при содержаниях CO больших, чем отмечено кривыми 4 и 3.

При анализе возможности восстановления оксидов железа необходимо учитывать, что состав (равновесный) газа в системе, состоящей из CO и CO₂, при наличии в ней избытка углерода будет определяться равновесием обратимой реакции



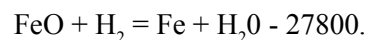
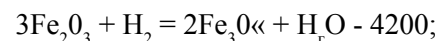
Этот равновесный состав (при давлении ОД МПа) характеризует кривая 6. Поэтому в условиях равновесия железо, например, может быть получено лишь при температурах более высоких, чем отмечено точкой б, а FeO — точкой а.

Фактический состав газа в доменной печи показан заштрихованной областью 5 на рис. 36. Видно, что реальное содержание CO при низких (менее 850—1000 °C) температурах выше равновесного, определяемого реакцией (6). Объясняется это тем, что за короткое время пребывания газов в печи (3—12 с) реакция (6) не успевает дойти до равновесия. Реальное содержание CO обеспечивает, как это видно из рис. 36, возможность восстановления косвенным путем всех оксидов до железа при температурах 400 °C и ниже, т.е. даже в районе колошника.

Из данных рис. 36 вытекает, что в доменной печи, где имеется избыток углерода, реакции косвенного восстановле-

ния, протекающие с образованием CO₂, могут идти лишь при температурах ниже 900—1000 °C, поскольку при более высоких температурах CO₂ существовать не может, переходя в CO по реакции (6). Соответственно, доменную печь условно делят на зону косвенного восстановления (зона с температурами < 900—1000 °C) и зону, где может протекать лишь прямое восстановление (зона прямого восстановления с температурами выше 900—1000 °C).

Косвенное восстановление водородом, содержание которого в атмосфере доменной печи может достигать 8—12 %, протекает по следующим реакциям:



Сравнение равновесных характеристик этих реакций и реакций восстановления оксидом углерода показывает, что при температурах выше 810 °C водород является более сильным восстановителем, чем CO, а при меньших, чем 810 °C, температурах — более слабым, т.е. при этих температурах у водорода меньше химическое сродство к кислороду, чем у CO. Вместе с тем опыт, показал, что в доменной печи как при высоких (> 810 °C), так и при более низких температурах водород является более энергичным восстановителем, чем CO. Добавка водорода и повышение его концентрации в газовой фазе ведет к ускорению процесса восстановления и увеличению степени косвенного восстановления железа. Это объясняется двумя причинами. Во-первых, благодаря малым массе и размерам молекул водорода они более подвижны, чем CO, быстрее диффундируют в поры агломерата и проникают в более мелкие поры и трещины, куда молекулы CO проникнуть не могут, — все это заметно увеличивает поверхность взаимодействия. Во-вторых, известно, что молекулы H₂ многократно участвуют в процессе восстановления. Эта особенность водорода как восстановителя связана с тем, что при температурах доменного процесса и наличии избытка углерода и CO водяные пары существовать в печи не могут. В зоне высоких температур (850—1000 °C и более) пары H₂O разлагаются углеродом: $\text{H}_2\text{O} + \text{C} = \text{H}_2 + \text{CO}$; при температурах ниже 810 °C идет реакция: $\text{H}_2\text{O} + \text{CO} = \text{H}_2 +$

+ CO_2 . Соответственно H_2O , образующаяся при реакциях восстановления водородом, тут же взаимодействует с углеродом кокса, либо с CO по приведенным выше реакциям и вновь переходит в водород. Этот образовавшийся водород вновь реагирует с оксидами железа и так несколько раз по мере подъема от горна до колошника. Иначе говоря, происходит регенерация водорода с его повторным участием в восстановлении. Сам же водород в процессе восстановления является как бы промежуточным реагентом или переносчиком кислорода от оксидов железа к CO или углероду и в конечном счете к газовой фазе печи. При этом количество водорода в газовой фазе может не изменяться.

В целом ход процесса восстановления железа в доменной печи можно охарактеризовать следующим образом. Во всем объеме печи, начиная от верха колошника до участков с температурой 900—1000 °С, протекают процессы косвенного восстановления газом CO и отчасти водородом. В этой зоне косвенного восстановления все высшие оксиды железа успевают восстановиться до FeO , а часть FeO восстанавливается до железа, причем частицы восстановленного железа обнаруживаются уже в колошнике. Вместе с тем, часть FeO восстанавливается до железа прямым путем в зоне высоких температур (> 900—1000 °С). При этом в зонах с температурами свыше 1100—1250 °С, когда сформировался шлак, железо восстанавливается прямым путем из жидкого шлака при стекании его капель вниз между кусками кокса. Железо при восстановлении получается в твердом виде; частицы железа, восстановившиеся из материалов, находящихся в твердом виде, имеют форму губки.

В доменной печи железо восстанавливается почти полностью. Степень восстановления железа η составляет 0,99—0,998, а это означает, что 99—99,8% железа переходит в чугуны и лишь 0,2—1,0% переходит в шлак.

Особенности прямого и косвенного восстановления. Доменный процесс стараются вести так, чтобы обеспечивался минимальный расход дефицитного и дорогостоящего кокса. Наряду с рядом других факторов большое влияние на расход кокса оказывает степень развития прямого и косвенного восстановления. Сравнивая эти способы восстановления, отмечают следующее. Отрицательной стороной прямого восстановления является то, что оно протекает с затратой тепла;

кроме того увеличение степени прямого восстановления приводит к снижению количества кокса, достигающего фурм и, следовательно, к уменьшению прихода тепла в горне. Реакции косвенного восстановления не требуют затрат тепла. Однако косвенное восстановление требует значительно большего расхода углерода, чем прямое. Причина в том, что для протекания реакций косвенного восстановления необходимо определенное соотношение между CO и CO_2 в газовой фазе. Например, при 700 °С восстановление железа из FeO может начаться (рис. 36), если газ содержит около 60% CO и 40% CO_2 , т.е. при $\text{CO}/\text{CO}_2 = 1,5$. Следовательно, на один атом железа необходимо 2,5 атома углерода (1,5 в виде CO и 1 в виде CO_2), полученных в результате сжигания кокса, в то время как по реакции прямого восстановления $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$ на один атом железа расходуется один атом углерода, вносимого коксом.

Должно существовать оптимальное с точки зрения расхода углерода соотношение между прямым и косвенным восстановлением. Для оценки доли прямого или косвенного восстановления используют ряд показателей. Предложенный акад. М.А.Павловым показатель — степень прямого восстановления обозначается величиной r_d и показывает часть железа в процентах или долях единицы, восстановленного из FeO прямым путем. При этом, если прямым путем восстанавливается d % Fe , то косвенным восстанавливается $(100 - d)$ %.

В настоящее время степень прямого восстановления на печах, работающих без применения природного газа или мазута, составляет 40—60 %, а на печах, в которых применяют углеводородные добавки, — 20—40 %. Наивыгоднейшая степень прямого восстановления, при которой достигается минимальный расход кокса, меньше приведенных величин. Фактические значения r_d обычно выше оптимальных, и поэтому необходимо принимать все меры для улучшения условий восстановления шихты газами, т.е. для повышения степени косвенного восстановления (вдувание восстановительных газов, улучшение распределения газов в печи, подготовка шихты), что обеспечит снижение расхода кокса.

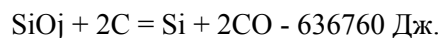
Степень прямого восстановления железа получается ниже у печей, работающих с пониженной температурой дутья и на более бедной шихте. Однако эти факторы приводят к повышению расхода кокса.

Как и при выплавке обычных чугунов, непрочные высшие оксиды марганца восстанавливаются косвенным путем в верхней части шахты с выделением большого количества тепла, а экзотермическая реакция восстановления марганца из MnO протекает внизу, что требует высоких температур, больших затрат тепла, а также большого расхода кокса на реакции прямого восстановления в горне и нижней части печи.

Поэтому процесс ведут при значительно увеличенном расходе кокса (в три—четыре раза), повышают температуру дутья и обогащают дутье кислородом, а для облегчения восстановления марганца из шлака повышают основность шлака (до 1,4—1,6). Ранее, когда ферромарганец выплавляли на воздушном дутье, расход кокса составлял около 2 т на 1 т ферромарганца. Это приводило к образованию большого количества горячих горновых газов, что в сочетании с протеканием экзотермических реакций восстановления высших оксидов марганца обуславливало чрезмерное повышение температуры в верхней части печи и улетучивание значительной части марганца (3—15 %) через колошник. Высокая температура отходящих газов (до 600—700 °C) ведет к быстрому износу конструкций верхней части печи. Поэтому выплавку ферромарганца осуществляют теперь не на воздушном дутье, а на дутье, обогащенном кислородом до 30—35 %. В этом случае резко снижается количество горновых газов и, следовательно, понижается температура в верхней части печи, уменьшаются тепловые потери, снижается расход топлива. Обогащение дутья кислородом до 35 % позволяет уменьшить расход кокса на 20—30 % и повысить производительность печи в 1,5—2 раза по сравнению с работой на обычном дутье.

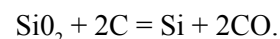
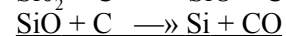
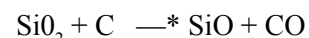
3. Восстановление кремния и выплавка кремнистых чугунов

Кремний присутствует в рудах главным образом в виде кремнезема, а в агломерате — в виде силикатов железа и кальция и силикатов промежуточного состава — оливинов $\text{CaO}_x \cdot \text{FeO}_{(2-x)} \cdot \text{SiO}_2$. Сродство кремния к кислороду очень велико, поэтому он может восстанавливаться в печи только прямым путем по следующей реакции:



Точнее, эта реакция восстановления идет в две стадии с образованием промежуточного соединения — монооксида крем-

ния SiO (последний является летучим и существует только при высоких температурах):



Термодинамический анализ показывает, что для протекания этой реакции в направлении слева направо нужна высокая температура — около 1500 °C. Вместе с тем установлено, что в доменной печи кремний восстанавливается при более низкой температуре. Это связано с присутствием железа: с твердым железом кремний образует силицид FeSi , а в жидком он растворяется; эти процессы протекают с выделением тепла и выводят кремний из зоны реакции, способствуя сдвигу равновесия реакции восстановления вправо. Так, лабораторные опыты показали, что реакция восстановления твердого SiO_2 с участием железа $\text{SiO}_2 + 2\text{C} + \text{Fe} = \text{FeSi} + 2\text{CO}$ получает заметное развитие при 1200—1300 °C, а эта же реакция восстановления SiO_2 из шлака — при 1400—1550 °C.

В доменной печи при температурах 1200—1250 °C уже сформирован жидкий шлак, и поэтому основная часть кремния восстанавливается прямым путем из SiO_2 , находящегося в шлаке при стекании капель шлака в горн между кусками кокса.

Условиями, благоприятствующими восстановлению кремния, являются высокая температура в районе горна, а также кислые шлаки, т.е. содержащие мало CaO , так как CaO связывает SiO_2 в силикаты, затрудняя восстановление SiO_2 . Поскольку в доменной печи основность шлака, определяемая основностью используемого офлюсованного агломерата, является относительно постоянной, количество восстановленного кремния зависит прежде всего от температуры в горне и прилегающем к нему объеме печи.

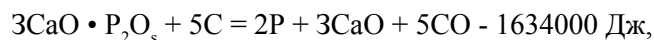
При выплавке пердеельного чугуна восстанавливается 2-8 % кремния шихты (остальной остается в шлаке в виде SiO_2), и чугун содержит от 0,5 до 1,0 и иногда до 1,2 % кремния. Изменение содержания кремния в этих пределах в выпускаемом чугуне служит показателем теплового состояния горна; уменьшение содержания кремния в чугуне свидетельствует о снижении температур в горне; повышение температуры в горне и, соответственно, температуры чугуна вызывают увеличение содержания кремния в чугуне.

Выплавка литейного чугуна и ферросилиция. Иногда в доменных печах выплавляют литейный чугун, содержащий 1,2—3,75 % кремния. Перевод печи с выплавки перedельного чугуна на выплавку литейного заключается в увеличении расхода кокса на 10^{+20} % по сравнению с обычным. После того как эти увеличенные порции кокса при движении сверху достигают фурм, температура в горне повышается, вызывая увеличение степени восстановления кремния из шихты, которая достигает 10-25% (вместо 2-8% при выплавке перedельного чугуна). При этом выпускаемый чугун будет содержать повышенное количество кремния.

Ранее в доменных печах выплавляли бедный ферросилиций, содержащий 9—15 % кремния; при этом расходовали 1—1,3 т кокса на 1 т сплава и ~ 450 кг металлодобавок. В настоящее время в связи с неэкономичностью и, в первую очередь, в связи с большим расходом кокса, эту выплавку прекратили. Более экономична выплавка ферросилиция, содержащего 45—75 % кремния, в ферросплавных электропечах.

4. Восстановление фосфора

Фосфор поступает в доменную печь в основном с агломератом и железными рудами в виде фосфата $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ и иногда $3\text{FeO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$. Фосфат $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ интенсивно восстанавливается при температурах 1000-1200 °С и более с большой затратой тепла:



причем часть его восстанавливается из шлака.

Фосфат железа менее прочен и восстанавливается при 900—1000 °С газом СО и частично углеродом, например:



Образующиеся при этих реакциях фосфор и фосфид Fe_2P активно растворяются в железе, и практически весь фосфор шихты переходит в чугун. Таким образом, единственным способом получения чугуна с низким содержанием фосфора является использование чистых по фосфору рудных материалов.

Передельные чугуны содержат менее 0,15- 0,30 % фосфора; иногда используют высокофосфористые железные руды, получая чугуны с содержанием фосфора 1,0— 2,0 %.

5. Восстановление других элементов

Представление о возможности восстановления элементов, «ходящих в состав доменной шихты, может быть получено на основании термодинамических данных, характеризующих прочность их оксидов, т.е. величину их химического сродства к кислороду. Элементы доменной шихты по возрастанию сродства к кислороду располагаются в следующем порядке: Си, As, Ni, Fe, P, Zn, Mn, V, Cr, Si, Ti, Al, Mg, Са. Соответственно, степень восстановления элементов тем меньше, чем правее стоит элемент в приведенном ряду.

Такие элементы как никель, медь, мышьяк, подобно железу и фосфору, почти целиком восстанавливаются в печи и переходят в чугун.

Ванадий и хром восстанавливаются аналогично марганцу — соответственно на 70-80 и на 80-90%, а титан — аналогично кремнию. Степень восстановления титана ниже, чем кремния. Алюминий, магний и кальций в доменной печи не восстанавливаются.

Особо следует отметить поведение цинка. Он содержится в некоторых железных рудах, а также попадает в доменные печи в составе добавляемых в шихту железосодержащих отходов — конвертерных шламов, колошниковой пыли и др. Поступая в печь в основном в виде ZnO , он легко восстанавливается при температурах > 950 °С: $\text{ZnO} + \text{C} = \text{Zn} + \text{CO}$ и, испаряясь, поднимается с газами вверх. В зонах с умеренными температурами Zn вновь окисляется до ZnO , реагируя с CO_2 и оксидами железа. Часть ZnO (10-30%) уносится из печи доменным газом; часть в смеси с сажистым углеродом осаждается на стенках печи, образуя большие настывы; часть осаждается в швах и порах футеровки, вызывая увеличение ее объема и возможность разрыва кожуха печи; часть осаждается на кусках шихты, и опускается вниз, где вновь восстанавливается, создавая циркуляцию цинка в печи, способствуя его накоплению с увеличением вредных отложений.

4.4. ОБРАЗОВАНИЕ ЧУГУНА

Восстанавливаемое во всем объеме печи железо получается в твердом виде, поскольку температура его расплавления (1535 °С) выше температур, имеющих в доменной печи; при

этом восстановленное из твердых кусков шихты железо получается в виде твердой губки. В условиях избытка углерода и CO губчатое железо растворяет углерод (науглероживается). Этот процесс получает заметное развитие уже при температурах 400—600 °C и заключается в том, что на поверхности губчатого железа, являющегося катализатором, происходит распад CO ($2\text{CO} = \text{C}_{\text{газ}} + \text{CO}_2$) и выделяющийся сажистый углерод переходит в железо, образуя раствор $\text{Fe} + \text{C} = [\text{C}]$ или карбид Fe_3C : $\text{Fe} + 3\text{C} = \text{Fe}_3\text{C}$.

По мере науглероживания температура плавления железа понижается (так температура плавления железа, содержащего 4,1 % C равна 1300 °C), а само оно опускается в зоны с более высокими температурами. В определенный момент, когда температура плавления науглероженного железа становится равной температуре в печи, железо плавится (примерно при содержании углерода 2—2,5% и температуре около 1200 °C) и образуются капли жидкого металла, которые стекают в горн между кусками кокса. В жидком виде железо науглероживается еще более интенсивно — при контакте капель с раскаленным коксом и при контакте расплава с коксом в горне, происходит растворение углерода кокса в металле: $\text{Fe} + \text{C}_{\text{кокс}} = [\text{C}]_{\text{ре}}$.

В движущиеся капли металла и отчасти в еще твердое железо в небольших количествах переходят на разных горизонтах печи другие восстановленные элементы (кремний, марганец, фосфор и в некоторых случаях ванадий, мышьяк, хром, никель, медь), а также сера. Этот сплав железа с углеродом и другими элементами (чугун) скапливается в горне.

Таким образом, формирование чугуна из твердого восстановленного железа заключается в его науглероживании, расплавлении и растворении в нем других восстановленных элементов (обычно это марганец, кремний, фосфор и сера).

Окончательное содержание углерода в чугуне устанавливается в горне; оно не поддается регулированию и зависит от температуры чугуна и его состава.

Марганец и хром, как карбидообразующие элементы, способствуют повышению содержания углерода в чугуне.

Кремний, фосфор и сера образуют с железом силициды, фосфиды и сульфиды, которые, являясь более прочными соединениями, чем карбид железа, разрушают его, способствуя

тем самым снижению содержания углерода в чугуне. Увеличение температуры чугуна вызывает повышение содержания углерода в нем. Применительно к современной доменной плавке примерное содержание углерода в чугуне (%) можно определить по следующей формуле:

$$\text{C} = 4,8 + 0,03\text{Mn} - 0,27\text{Si} - 0,32\text{P} - 0,032\text{S}.$$

В передельных чугунах содержание углерода обычно составляет 4,4—4,8 %, в литейном 3,5—4 %, в ферромарганце -- 7 %. Температура чугуна в горне равна 1400—1500 °C.

6.5. ОБРАЗОВАНИЕ ШЛАКА И ЕГО СВОЙСТВА

Помимо чугуна, в доменной печи образуется шлак, в который переходят невосстановившиеся оксиды элементов, т.е. CaO, MgO, Al_2O_3 , SiO_2 и небольшое количество MnO и FeO, причем CaO специально добавляют к железорудной шихте для получения жидкого шлака.

Наведение в печи жидкого текучего шлака необходимо прежде всего для выведения из печи составляющих пустой породы железных руд, вносимых агломератом и окатышами, а также золы кокса. Основу пустой породы большинства руд так же, как и основу золы кокса, составляют SiO_2 и Al_2O_3 , температура плавления которых (соответственно 1710 и 2050 °C) выше температур в доменной печи, в связи с чем они в печи расплавиться не могут. Поскольку доменная печь не приспособлена для удаления твердых продуктов плавки, необходимо перевести оксиды SiO_2 и Al_2O_3 в жидкую фазу, что достигается добавкой в шихту агломерации флюса — ишестняка, вносящего оксид CaO, который, взаимодействуя с SiO_2 и Al_2O_3 , образует легкоплавкие химические соединения. Последние при температурах доменного процесса расплавляются, переводя пустую породу и золу кокса в жидкую фазу — шлак, который периодически выпускают через летки, освобождая печь от непрерывно поступающих сверху невосстановливаемых оксидов. Другой важной функцией шлака является десульфурация: в шлак из чугуна удаляется сера.

Образование шлака. Основными стадиями сложного процесса шлакообразования в доменной печи являются: нагрев и размягчение железосодержащей части шихты, ее плавление, стекание в горн первичного шлака с изменением его состава.

ва, присоединение к нему золы кокса, формирование окончательного состава в горне.

При опускании в печи шихтовых материалов сохраняется их слоевое расположение (чередование слоев агломерата и кокса), и материалы остаются твердыми до поступления в участки печи с температурами около 1000-1100 °С, где начинается пластичная зона (рис. 37). В верхних наружных слоях этой зоны происходит размягчение и переход в пластичное состояние железосодержащих материалов со слипанием отдельных кусков в скопления; в толще зоны, где температура выше, начинается и протекает плавление, а ниже нее (где температуры составляют около 1200-1250 °С) оксидная фаза и восстановленное железо находятся в расплавленном состоянии и твердым остается лишь кокс. Эта зона пластичности или зона первичного шлакообразования может быть разной по форме и толщине и располагаться на разной высоте в зависимости от распределения шихтовых материалов и газового потока по сечению печи, расхода кокса и теплового состояния горна и печи, расхода дутья, состава и прочности агломерата и его восстановимости и ряда других факторов.

Некоторые возможные случаи расположения пластичной зоны даны на рис. 37; стрелками на нем показано движение поднимающихся газов, которые проходят лишь через слой кокса пластичной зоны, поскольку слипшиеся пластичные

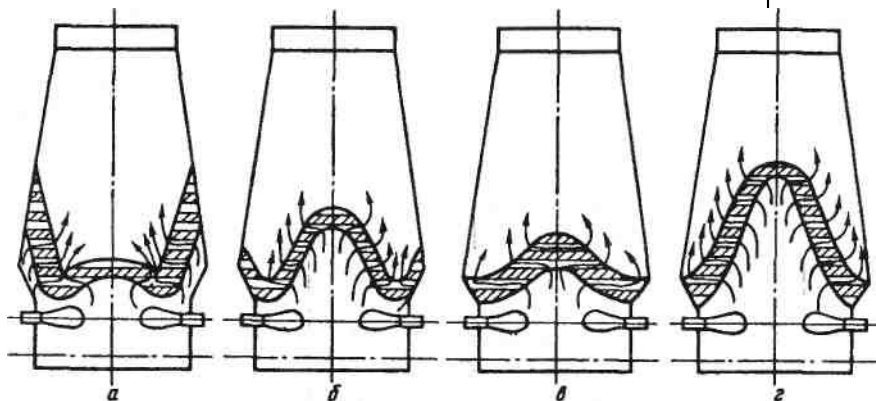


Рис. 37. Схемы расположения пластичной зоны в доменной

участки рудных слоев практически газонепроницаемы. Форма и расположение зоны пластичности зависят в первую очередь от распределения газового потока по сечению печи. W-образная форма зоны (а) соответствует развитому периферийному потоку газов, вызываемому уменьшенной рудной нагрузкой (уменьшенной доли агломерата) на периферии печи; при увеличении рудной нагрузки на периферии и соответствующем усилении осевого потока газов зона пластичности приобретает Л-образную форму (г) и возможны ее промежуточные положения (б и в), в том числе плоское (в). Увеличение расхода кокса и нагрева дутья, ведущие к увеличению количества тепла, уносимого газами вверх, вызывают перемещение зоны пластичности вверх; аналогично влияет на положение зоны увеличение расхода дутья. Ухудшение восстановительной работы газов в верхних горизонтах печи и повышение вследствие этого количества невосстановленного FeO в агломерате ведет к его размягчению и плавлению при более низких температурах, способствуя перемещению зоны пластичности вверх и увеличению ее толщины и т.д.

Формирующаяся ниже зоны пластичности жидкая оксидная фаза — расплавленные пустая порода агломерата и окатышей и невосстановившиеся оксиды FeO и MnO — образует первичный шлак. По составу он отличается от конечного шлака в горне, в первую очередь более высоким содержанием FeO (до 5-15 %) и MnO . Первичный Шлак каплями стекает в горн через слой кокса ("коксовую насадку"), при этом изменяется его состав. В результате прямого восстановления железа и марганца в шлаке уменьшается содержание FeO и MnO , и он становится более тугоплавким. На горизонте фурм к шлаку присоединяется зола кокса (в основном SiO_2 и Al_2O_3). При движении капель (особенно в горне) в шлак переходит сера. В районе горна в результате восстановления кремния несколько уменьшается количество SiO_2 в шлаке.

Конечный шлак на 85—95 % состоит из SiO_2 , Al_2O_3 и CaO и содержит, %: 38-42 SiO_2 , 38-48 CaO , 6-20 Al_2O_3 , 2-12 MgO , 0,2-0,6 FeO , 0,1-2 MnO и 0,6-2,5 серы (в основном в виде CaS). Температура шлака несколько выше температуры чугуна и составляет 1400—1560 °С.

Состав шлака, его физические свойства, основность и количество оказывают существенное влияние на ход доменной плавки и показатели работы печи.

Физические свойства шлака. Состав шлаков для доменной плавки выбирают, исходя, прежде всего, из данных об их температуре плавления и вязкости при различных температурах. Поскольку основу доменных шлаков составляют CaO , SiO_2 и Al_2O_3 , для характеристики свойств шлаков используют тройную диаграмму состава системы $\text{CaO—SiO}_2\text{—Al}_2\text{O}_3$, на которую наносят значения того или иного свойства, получая таким образом диаграммы состав—температура плавления, состав—вязкость и т.п. (рис. 38—40).

Температура плавления шлаков— величина условная, поскольку шлаки, как и другие многокомпонентные системы, плавятся в интервале температур. За температуру плавления шлаков принимают температуру ликвидуса (температуру полного исчезновения твердой фазы при нагреве или появления при охлаждении расплава). Температуру плавления шлаков, состоящих из CaO , SiO_2 и Al_2O_3 , характеризуют данные

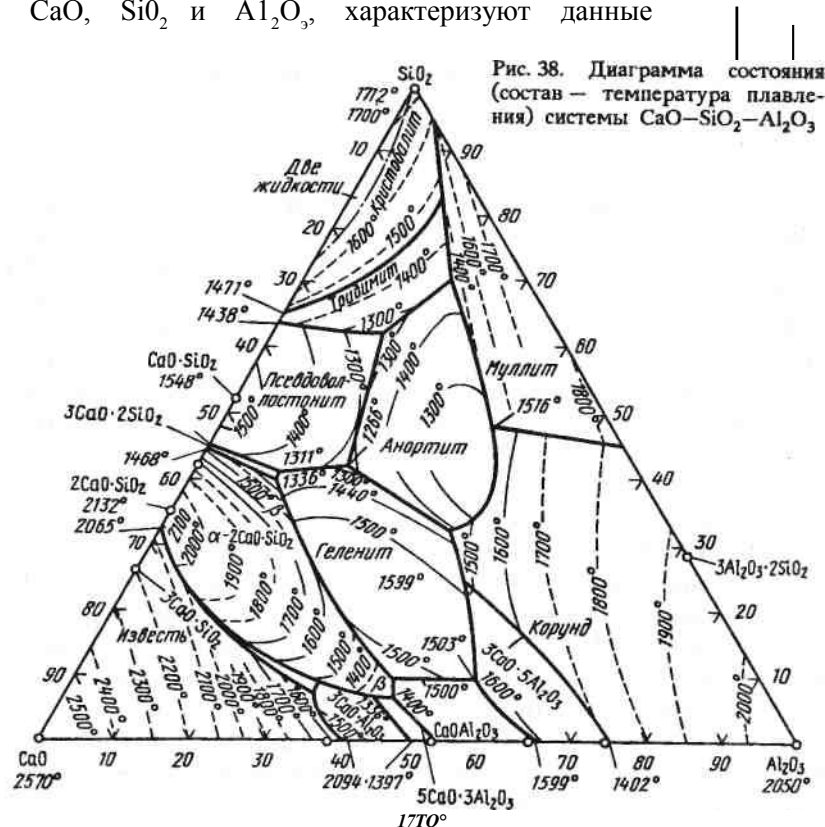


Рис. 38. Диаграмма состояния (состав — температура плавления) системы $\text{CaO—SiO}_2\text{—Al}_2\text{O}_3$

рис. 38. На приведенной здесь диаграмме пунктирные и тонкие сплошные линии — это линии одинаковых температур плавления (изотермы), а жирные линии обозначают границы между областями кристаллизации отдельных химических соединений ($\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$, $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$ и многих других).

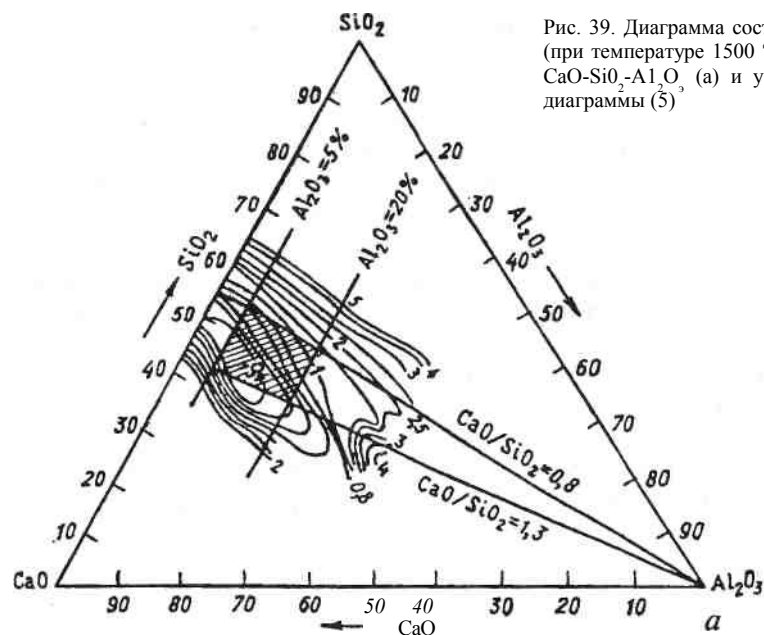
Поскольку содержание Al_2O_3 в доменных шлаках не превышает 20 %, практический интерес представляет часть диаграммы, примыкающая к стороне CaO—SiO_2 треугольника. Как видно из диаграммы, наиболее высокие температуры плавления у чистых оксидов (CaO и SiO_2), наиболее приемлемые (низкие) у шлаков, содержащих около 42—65 % CaO .

Однако для выбора состава шлака недостаточно знать эти температуры, так как некоторые из сплавов становятся хорошо подвижными при температуре, значительно превышающей температуру плавления. Например, самый легкоплавкий сплав — $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$, содержащий примерно 62 % SiO_2 , 14 % Al_2O_3 и 24 % CaO , температура плавления которого равна 1170 °С, приобретает хорошую текучесть лишь при нагреве до 1600 °С. Поэтому необходимо учитывать данные о вязкости шлаков. **Вязкость**— это внутреннее трение, препятствующее течению жидкости; она является величиной, обратной текучести. Единицей вязкости является $\text{Па} \cdot \text{с}$ ($1 \text{ Па} \cdot \text{с} = 1 \text{ Н} \cdot \text{с}/\text{м}^2 = 1 \text{ пуаз}$), т.е. за единицу вязкости 1 $\text{Па} \cdot \text{с}$ принимают вязкость такой жидкости, в которой сила в 1Н, приложенная к площади жидкости в 1 м^2 (т.е. 1 Па), находящейся на расстоянии 1м от другой такой же площади, вызывает перемещение жидкости со скоростью 1 м/с. Вязкость существенно понижается с ростом температуры.

Для нормальной работы доменных печей вязкость шлака должна составлять 0,3—0,6 $\text{Па} \cdot \text{с}$.

На рис. 39, б показан участок диаграммы состав—вязкость (при 1500 °С) шлаков системы $\text{CaO—SiO}_2\text{—Al}_2\text{O}_3$. Кривые линии на ней — это изокомы, т.е. линии с одинаковой вязкостью. Наименьшей вязкостью обладают шлаки, содержащие 45-50% CaO , 38-45 % SiO_2 , 8-15% Al_2O_3 . Этому содержанию компонентов примерно соответствуют реальные доменные шлаки, состав которых отмечен на рис. 39, а заштрихованной областью (это шлаки с основностью от 0,8 до 1,3 и содержанием 5—20 % Al_2O_3).

Необходимо отметить, что реальные доменные шлаки имеют



Основность шлака оказывает определенное влияние на процессы восстановления. Чем выше основность конечного шлака, тем выше степень восстановления элементов, входящих в основные оксиды, т.е. железа и марганца, а кислые шлаки благоприятствуют восстановлению элементов кислотных оксидов, например кремния.

Количество шлака на 1 т выплавленного чугуна (выход шлака) колеблется на разных заводах в пределах от 330—400 до 600—900 кг. Это количество, как и состав шлака, оказывает большое влияние на ход плавки и конечные показатели процесса.

Поскольку основу доменных шлаков составляет пустая порода железных руд, количество шлака определяется, в первую очередь, степенью обогащения железных руд, возрастая при недостаточной степени обогащения, т.е. при попадании в печь большого количества пустой породы. Наряду с этим количество шлака возрастает при увеличении его основности, поскольку оно достигается за счет увеличения расхода известняка в шихту, т.е. массы шлакообразующих.

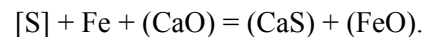
Всегда стремятся работать с минимальным количеством шлака, поскольку при этом уменьшаются затраты тепла на расплавление и нагрев шлака до температур его выпуска и потери тепла со сливаемым шлаком, а также улучшается газопроницаемость шихты, распределение газов и их использование в печи в связи с уменьшением количества вязких масс в печи. В современных условиях доменной плавки уменьшение выхода шлака на 100 кг на 1 т чугуна дает экономию кокса 20-25 кг/т чугуна и увеличивает производительность печи на 3—4 %.

§6. ПОВЕДЕНИЕ СЕРЫ

Сера — вредный элемент в чугуне и стали. Высокое ее содержание в стали вызывает красноломкость — потерю прочности стали при температурах ~ 1100 °С, т.е. при температурах прокатки; кроме того, она понижает ударную вязкость, коррозионную стойкость, электротехнические свойства и способность к глубокой вытяжке листовой стали. В связи с этим из-за трудности удаления серы в сталеплавильных печах, доменный процесс стараются вести так, чтобы по возможности сера удалялась из чугуна в шлак.

Основную часть серы (70-90%) в доменную печь вносит кокс, а остальную — агломерат и окатыши. В коксе сера находится в виде органических соединений $C_{m}S_n$ и немного в виде сульфидов FeS ; в офлюсованном агломерате в виде CaS и немного в виде сульфатов $CaSO_4$ и $BaSO_4$; в офлюсованных окатышах в виде $CaSO_4$.

При доменной плавке сера агломерата и окатышей переходит в шлаковую фазу, а основная часть серы кокса газифицируется — переходит в газовую фазу частично из твердого кокса (улетучивание) и частично при его сгорании у фурм. Но затем эта сера поглощается из газовой фазы агломератом, шлаком и металлом. Немного серы уносится из печи с доменным газом, при выплавке передельного чугуна — не более 5—10 % общего ее содержания в шихте. Остальная сера распределяется между металлом и шлаком, причем на горизонте фурм содержание серы в каплях чугуна достигает 0,2-0,3 %. Далее при прохождении капель чугуна в горне через слой шлака, а также во время пребывания чугуна и шлака в горне сера из чугуна переходит по реакции:



Полноту ее протекания часто характеризуют коэффициентом распределения серы между шлаком и металлом $L = (S)/[S]$, где (S) и [S] — содержание серы соответственно в шлаке и металле, %. Более полному удалению серы (течению реакции вправо) способствуют повышение основности шлака, т.е. содержания в нем CaO и снижение содержания в шлаке FeO . В доменной печи протекание этой реакции облегчено в связи с малым содержанием в шлаке оксида FeO («0,6 %), который восстанавливается углеродом: $(FeO) + [C] = Fe + CO$. Положительное же влияние увеличения основности ограничивается уровнем температур в горне, как это видно из рис. 41, на котором показано совместное влияние температуры и основности шлака на величину L . Рост температуры вызывает при всех значениях основности заметное увеличение полноты десульфурации, что объясняют понижением при этом вязкости шлака, ведущем к ускорению процесса перехода серы в шлак. Основность же можно увеличивать до определенного уровня, после превышения которого величина L

снижается, что вызвано начинающимся загустеванием шлака;

1					*	i
0				/	ISO	°C
		/	/			
	v	/	.	ч	145	0
	y	^				
					140	0

Рис. 41. Влияние основности шлака и температуры на коэффициент распределения серы между шлаком и чугуном

держание глинозема в шлаке, %.

При других температурах нужно пользоваться следующей зависимостью:

116

повышение температуры ведет к
сдвигу начала загустевания i в
сторону большей основности,
т.е. позволяет иметь шлаки
0,6 1,0 1,2 1,4 1,6 1,6
CaO/5W_i большей основности и увеличить
L.

На десульфурющую способность шлака положительное влияние оказывает наличие в нем MgO в количестве 5—10%. При этом, как показал опыт, существенно возрастает L в

связи с тем, что MgO вызывает снижение вязкости шлака.

Таким образом, повышению полноты десульфурации в доменной печи способствуют увеличение до определенного уровня основности шлака, более высокие температуры в горне, введение в шлак 5—10 % MgO в случае, если шихтовые материалы содержат мало MgO; больше серы перейдет в шлак также при увеличении его количества. Следует, однако, подчеркнуть, что все эти меры по улучшению десульфурации сводятся к увеличению количества шлака и прихода тепла в горн, и их осуществление вызывает снижение производительности печи и увеличение расхода кокса. Поэтому доменщикам всегда приходится решать вопрос о том, что экономичнее — выплавлять чугун с более низким содержанием серы за счет ухудшения других показателей плавки или наоборот.

Для оценки возможной степени десульфурации предложен ряд эмпирических формул расчета величины L . По данным

В.Г.Воскобойникова величина L при 1450 °C равна: L_{1450}

$$= 98 \cdot 2 \sim 160x + 72 \sim [0,6A_1O_3 - 0,012(A_1O_3)^2 - 4,032] \text{ лг}^4,$$

где x — отношение $(CaO + MgO + MnO) : SiO_2$; A_1O_3 - со-

$$L_S \sim \Lambda_{SMSO}'$$

здесь $7j$ - температурный коэффициент, который может быть определен по формуле $\tau = 2,7t - 0,067t^2 - 24,063$, где $t = f/100$, °C.

При выплавке передельных чугунов фактические значения коэффициента распределения серы L на отечественных печах

при основности шлака 1,0 и более составляет 30—70, при меньшей основности может достигать 22; содержание серы в чугуне составляет 0,015—0,05 %, содержание серы в шлаке 0,55—2,0%. На многих заводах организована внедоменная десульфурация чугуна в чугуновозных ковшах при их транспортировке из доменного цеха в сталеплавильный. При выплавке литейных чугунов вследствие более высоких температур в горне величина L при основности шлака более 1,0

составляет 51—98, а при выплавке ферромарганца 138—220.

§ 7. ДУТЬЕ, ПРОЦЕССЫ В ГОРНЕ И ДВИЖЕНИЕ ГАЗОВ В ПЕЧИ

1. Дутье

Дутьем служит атмосферный воздух и зачастую воздух, обогащенный кислородом. Температура дутья в настоящее время на разных печах находится в пределах 1100—1300 °C, давление перед фурмами достигает 0,4—0,5 МПа, расход дутья на хорошо работающих печах составляет 1,6–2,3 объема печи в минуту. Его всегда стараются поддерживать максимальным, поскольку при увеличении минутного расхода дутья; больше сгорает кокса и проплавляется шихты в единицу времени, т.е. возрастает производительность печи. В указанных пределах для каждой доменной печи в ходе эксплуатации находят такой допустимый расход дутья, при котором сохраняется ровный сход шихты и после превышения которого он нарушается, т.е. начинаются подвисания шихты, а также возникают локальные продувы шихты газами, т.е. их движение по отдельным каналам в шихте (канальный ход газов). На печах объемом 5000 м³ расход дутья достигает 8500 м³/мин.

Дутье в доменные печи подают из воздуходувной станции от расположенных в ней воздуходувных машин (компрессоров) с приводом в виде паровой турбины и иногда с электропри-

водом, создающими давление дутья на выходе 0,45—0,59 МПа. При обогащении дутья кислородом последний вводят во входной патрубок воздуходувной машины.

Дутье проходит воздушнонагреватели, кольцевой воздухопровод и из него поступает в верхнюю часть горна через равномерно расположенные по окружности горна 16—40 фурм. Выходной диаметр фурм составляет 140—190 мм, высов фурм (расстояние от конца фурмы до футеровки) 300—500 мм, скорость дутья на выходе из фурмы 180—240 м/мин при расходе дутья на одну фурму 170–230 м³/мин.

2. Процессы в горне

В горне доменной печи встречаются и взаимодействуют два потока: опускающаяся шихта и горновые газы. Сверху в горн опускаются твердые, нагретые до высокой температуры куски кокса, а также жидкий чугун и шлак. Извне через фурмы, расположенные в верхней части горна, поступает нагретое дутье и обычно еще углеводородсодержащие добавки. Вблизи фурм происходит процесс сжигания углерода топлива и углеводородов природного газа или мазута. Получающиеся горновые газы поднимаются вверх навстречу опускающейся шихте.

Основным и важнейшим процессом в горне является сжигание углерода кокса, которое обеспечивает:

а) выделение тепла, необходимого для нагрева шихты и газов, обеспечения процессов восстановления, расплавления чугуна и шлака и компенсации теплопотерь печи;

б) образование газа-восстановителя CO;

в) образование свободного объема вследствие превращения твердых кусков кокса в газ, что способствует движению шихты в печи сверху вниз.

Окисление углерода кокса происходит в сравнительно небольших по объему участках горна вблизи фурм, называемых окислительными зонами (рис. 42). Большая кинетическая энергия струй дутья вызывает циркуляцию кусков кокса перед фурмами, и они сгорают в окислительной зоне во взвешенном состоянии. Во внутренней, прилегающей к фурме части такой зоны (кислородной зоне /), углерод, реагируя с кислородом, окисляется до CO_2 ; в периферийной (углекислотной 77) части зоны, где кислород уже израсходован и содержится лишь CO_2 , углерод окисляется, реагируя с CO_2 ,

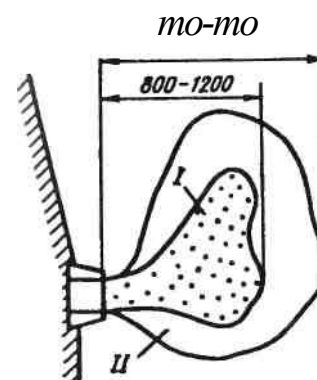
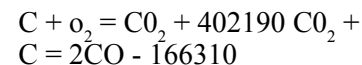


Рис. 42. Схема окислительной зоны перед фурмами доменной

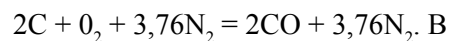
образуя при этом CO. Участки исчезновения CO_2 представляют собой границу окислительной зоны. Таким образом, конечным продуктом окисления углерода является CO, и процесс окисления идет по следующей схеме:

печи



можно записать так:

O_2 (т.е. N_2 : $\text{O}_2 = 3,76$), то реакцию

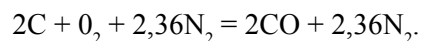


этом случае при горении получается

$$\langle \rangle = \frac{3,76}{2+3,76} = 34,7\% \text{ и } 2 +$$

$$N_2 - \frac{3,76}{2+3,76} = 65,3\%.$$

Состав горнового газа изменится, если вдувать дутье, обогащенное кислородом. Например, при содержании в дутье 30% кислорода объемное отношение N_2 к O_2 равно $70 : 30 = 2,36$ и реакция горения записывается так:



Горновой газ будет при этом содержать:

$$CO = \frac{2,36}{45,9\%} \cdot 100 =$$

$$N_2 = \frac{2,36}{54,1\%} \cdot 100 = 54,1\%,$$

т.е. в нем возрастает содержание CO и снижается N_2 ; кроме того, уменьшается объем горнового газа вследствие уменьшения количества азота (с 3,76 моля до 2,36 моля на 2 моля CO).

Дутье всегда содержит немного влаги, которая в горне разлагается углеродом: $H_2O + C = CO + H_2 - 124870 \text{ Дж}$. Поэтому в горновом газе всегда есть немного водорода; например, при содержании в дутье влаги в количестве 1 % (объемн.) ($8,035 \text{ г/м}^3$) в горновом газе находится 0,8% H_2 и соответственно снижается содержание азота и оксида углерода.

При вдувании в горн природного газа он неполностью сгорает по реакции: $CH_4 + 0,5O_2 = CO + 2H_2 + 37250 \text{ Дж}$ и в горновом газе заметно возрастает содержание H_2 (до 8—15 % и более). Заметно увеличивается также объем горновых газов потому, что при сгорании метана на единицу углерода образуются три моля продуктов горения (CO и $2H_2$), а при сгорании кокса по реакции $C + 0,5O_2 = CO$ лишь один моль CO; объем продуктов сгорания на единицу углерода возрастает в 1,7 раз. Вдувание в горн мазута, состоящего как и природный газ из углеводородов, характеризуется теми же процессами, что и одувание природного газа.

При воздушном дутье температура в центре окислительной зоны, где идут экзотермические реакции окисления углерода до CO_2 , достигает 1900–2000 °С, а на границе окислительной зоны снижается до 1650—1600 °С вследствие протекания эндотермических реакций $CO_2 + C = 2CO$. За пределами окислительной зоны по мере отдаления от нее температура снижается, так как протекают реакции прямого восстановления, идущие с поглощением тепла; в центральной части горна температура чаще всего находится в пределах 1400—1500 °С.

Добавки к дутью кислорода, природного газа и влаги изменяют температурное состояние горна. Увеличение количества влаги в дутье вызывает снижение температур в зоне горения и в горне, поскольку, как отмечалось, при попадании в горн H_2O разлагается углеродом с поглощением тепла. Влияние кислорода и природного газа можно оценить, используя формулу, по которой рассчитывают теоретическую температуру горения T_m топлива. В общем виде применительно к сгоранию кокса в горне доменной печи эта формула записывается следующим образом:

$$m_m = (e_t + b_d + Dive)$$

где Q_T — теплота сгорания топлива (кДж/кг); Q_a — энтальпия (теплосодержание) нагретого дутья (кДж/м³); $/$ — теплосодержание углерода топлива, поступающего в зону горения (кДж/кг); V и c — объем и теплоемкость продуктов сгорания [м³/кг С и кДж/(м³ • К)].

При добавке кислорода к дутью объем продуктов сгорания V , как ранее отмечалось, уменьшается, что в соответствии с приведенной выше формулой вызывает повышение T_m и температур в горне. Вдувание природного газа ведет (см. выше) к увеличению объема продуктов сгорания V , и соответственно, к понижению T_m и температур в горне; это снижение вызывается также тем, что при сгорании природного газа на один моль сгорающего углерода выделяется меньше тепла (37250 Дж), чем при сгорании углерода кокса (117940 Дж), т.е. в формуле расчета T_m уменьшается величина Q_T .

Во всех случаях температура газов в центре горна не должна быть ниже 1400–1450 °С, так как при более низких температурах заметно понижается температура продуктов плавки и ухудшается десульфурация чугуна.

Таким образом, добавка влаги к дутью вызывает снижение температуры горновых газов и небольшое увеличение содержания в них водорода; обогащение дутья кислородом — уменьшение объема горновых газов, повышение их температуры и содержания в них CO ; вдувание природного газа, так же как и других углеводородов, — увеличение объема горновых газов, снижение их температуры и существенное их обогащение водородом. Эти изменения оказывают как положительное, так и отрицательное влияние на доменный процесс, что рассмотрено в § 8 этой главы.

3. Движение газов в печи и изменение их температуры, состава, количества и давления

Из предыдущего раздела следует, что в горне образуется газ, состоящий из оксида углерода, водорода и азота, нагретый до высокой температуры и характеризующийся значительным давлением. При движении к колошнику этот газ отдает тепло движущимся навстречу материалам и охлаждается, при этом давление его вследствие преодоления сопротивления шихты понижается, а химический состав в результате процессов восстановления непрерывно изменяется и количество его увеличивается. Эти физические изменения приводят к понижению температуры газа примерно с 1600 до 250–300 °С, давления на 0,1–0,2 МПа, к снижению содержания CO и H_2 и повышению содержания CO_2 . Ниже эти процессы рассмотрены подробнее.

Распределение газов по сечению печи. Время пребывания газов в печи составляет 3–12 с. Они движутся по сечению печи неравномерно. Естественно стремление газов двигаться вверх преимущественно над зонами горения, т.е. у стен печи, но в целом распределение газового потока определяется величиной сопротивления слоя шихты. Наибольшие количество газов и скорость их движения наблюдаются в участках с меньшим сопротивлением шихты, как правило там, где в шихте выше доля кокса и меньше рудная нагрузка (доля агломерата). Участки, где газы движутся с большими скоростями, характеризуются повышенными температурами и пониженным содержанием CO_2 в газе; в связи с этим о распределении газового потока по сечению печи судят по результатам замеров температуры газа и содержания в нем CO_2 , производи-

мых в колошнике над уровнем шихты, а также в слое шихты на расстоянии до 7–12 м от уровня засыпи.

Замеры ведут с помощью вводимых через отверстия в кожухе и футеровке печи и периодически перемещаемых от периферии к оси печи зондов; зонд представляет собой водо-охлаждаемую трубу, в которой размещены термопара и трубка для отвода пробы газа.

Характерные случаи распределения газового потока в шахте печи показаны на рис. 44. Случай *a*, когда у стен печи высокие температуры и низкое содержание CO_2 , соответствует развитому периферийному потоку газов; случай *б* — развитому осевому потоку, случай *в* — несильному периферийному потоку и заметно более развитому осевому потоку. Разные случаи распределения газового потока характеризуются также различной формой и расположением пластинчатой зоны в печи. Эта зона (см. рис. 37 и пояснения к нему в разделе "Образование шлака" в § 5) состоит из газонепроницаемых слоев размягченного, слипшегося и плавящегося агломерата и слоев кокса ("коксовых окон"), через которые проходят газы (их ход показан стрелками). Размягчение агломерата, т.е. формирование пластичной зоны начинается раньше (на более высоких горизонтах печи) там, где движется больше горячих газов. Соответственно, при сильно развитом периферийном потоке газов зона пластичности имеет W-образную форму, при его ослаблении и усилении осевого потока зона, проходя через ряд промежуточных положений, приобретает Л-образную форму. Изменение формы заметно сказывается на газопроницаемости зоны, которая является участком наибольшего сопротивления движению газов в столбе шихты.

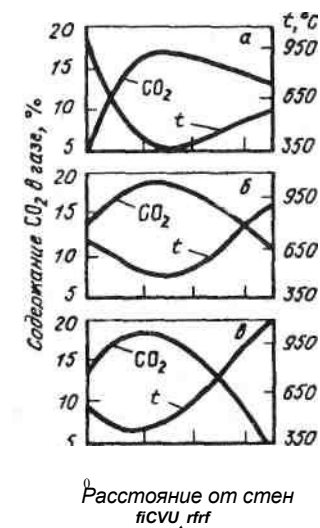
Рис. 44. Изменение содержания CO_2 и температуры газа по радиусу в верхней части шахты:

a — периферийный газовый поток; *б* —

"

"

умеренно развитый на периферии и в центре; *в* — осевой газовый поток



При форме пластичной зоны, близкой к горизонтальной (рис. 37, в), ее газопроницаемость низка, и ход печи обычно характеризуется частыми подвисяниями шихты. Высокая газопроницаемость обеспечивается при Л- и W-образной форме пластичной зоны, поскольку в ней много коксовых окон. Вместе с тем, сильный периферийный поток газов (рис. 37, а и рис. 44, а) вызывает перегрев и быстрый износ футеровки; при этом возрастает также расход кокса.

Обычно приемлемым считают режим с умеренно или слабо развитым периферийным потоком газов и более развитым осевым потоком (случай в и среднее между б и в на рис. 44 и случаи б и г на рис. 37). Перемещение зоны пластичности вверх уменьшает объем печи, в котором идут процессы косвенного восстановления оксидов железа, что, как правило, вызывает увеличение расхода кокса.

Крайне неблагоприятным случаем распределения газового потока является канальный ход газов (движение газов по отдельным каналам в слое шихты), при котором мелкие куски шихты в каналах переходят во взвешенное состояние, что нарушает ровный сход шихты в печи.

Распределение газового потока по сечению печи регулируют, главным образом, увеличивая или уменьшая рудную или коксовую нагрузку (долю кокса или агломерата) в тех или иных зонах поперечного сечения печи (см. § 1 настоящей главы).

Изменение температуры газа. Максимальная температура в доменной печи развивается у фурм в фокусе горения, расположенном на расстоянии 500—800 мм от устья фурм, и составляет 1900—2000 °С; на границе окислительных зон она уменьшается до ~1600 °С, а в центре горна до 1400—1500 °С и далее снижается по мере движения газов вверх. Это снижение происходит неравномерно по сечению и высоте печи и описано в § 2 настоящей главы; поскольку в каждом поперечном сечении печи температура выше в тех зонах, где выше скорость движения газов, дополнительные данные о распределении температур можно найти в предыдущем разделе "Распределение газов" и на рис. 35.

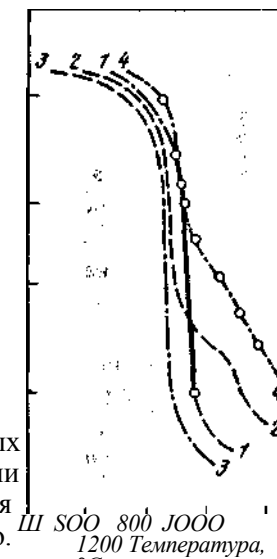
Особый интерес для доменного процесса представляют данные об изменении температуры газов по высоте печи, поскольку они характеризуют интенсивность теплообмена между газами и шихтой. На рис. 45 представлены результаты

Рис. 45. Изменение температуры газов по высоте печи:

1 — на периферии печи; 2, 3 — в промежуточной зоне; 4 — в центре

замеров температуры газов по высоте печи в различных зонах ее поперечного сечения, полученные на одной из печей при работе с развитым осевым потоком газов; подобное распределение температур по высоте характерно для всех печей и наблюдается даже на печах очень небольшой (~15 м) высоты. Из приведенных данных следует, что в нижней и верхней частях печи температура на единицу высоты снижается сильно, а в средней зоне — незначительно. Иначе говоря, в нижней и верхней частях печи происходит интенсивный теплообмен (передача тепла от горячих газов к более холодной шихте), а в промежуточной между ними средней зоне теплообмен незначителен. Эту среднюю по высоте часть или зону печи называют холостой или резервной с точки зрения теплообмена высотой. Наличие этой "холостой высоты" позволило доменщикам сделать вывод о нецелесообразности дальнейшего увеличения высоты доменных печей, поскольку это не обеспечит более полной передачи тепла газов шихте и в то же время усилит вероятность разрушения непрочного кокса под воздействием давления более высокого столба шихты в печи.

Изменение состава газа. Горновой газ содержит азот, 34-42 % CO и от 2 до 8-15 % H₂; его состав претерпевает изменения сразу же за окислительной зоной в результате интенсивного протекания процессов восстановления. В нижней части печи, в зоне прямого восстановления, к горновому газу добавляется CO, а выше, в зоне косвенного восстановления (зоне с температурами ниже 900—1000 °С) — добавляется газ CO₂. Количество водорода в газе, как отмечалось выше, остается примерно неизменным, но в связи с



увеличением количества газов, содержание водорода в них уменьшается. В конечном итоге изменение состава газа, в первую очередь, сводится к его обогащению диоксидом углерода CO_2 .

В колошнике к газу добавляется испаряющаяся гигроскопическая влага, но ее содержание при характеристике выходящего из печи газа не учитывают (ее количество составляет 30—100 г/м³). Колошниковый (отводимый из печи) газ с учетом применения газообразных и жидких углеводородов и обогащения дутья кислородом содержит, %: CO 22—30, CO_2 15-22, N_2 45-55, H_2 5-11.

Важным показателем хода доменной плавки является отношение CO_2/CO в газовой фазе; увеличение этого отношения (увеличение содержания CO_2) свидетельствует об улучшении восстановительной работы газа (увеличении степени косвенного восстановления оксидов железа).

Изменение количества газа. По мере подъема газов вверх печи увеличивается их количество, главным образом, вследствие присоединения к ним кислорода шихты в виде CO и CO_2 , т.е. в результате протекания процессов восстановления. По отношению к количеству дутья количество горнового газа возрастает на 21—23 %, а количество колошникового газа — на 38—40 %. При обогащении дутья кислородом расход дутья и количество газа будут уменьшаться вследствие снижения содержания азота. Выход колошникового газа равен 120-200 м³ на 1 м³ объема печи в час или 1400-2000 м³/т чугуна.

Изменение давления газа. Наибольшее статическое давление газа устанавливается в горне доменной печи около фурм, и движение газов вверх через слой шихтовых материалов происходит вследствие этого давления, создаваемого работой подающей дутье воздуходувной машины. По мере движения газов от горна к колошнику статическое давление газа убывает, так как происходит потеря давления (потеря напора) вследствие трения газов о куски шихты; иначе говоря, давление теряется на преодоление сопротивления слоя шихтовых материалов. Эта потеря давления или напора происходит неравномерно по высоте печи, что наиболее заметно в области пластичной зоны, где в результате размягчения, слипания и плавления газопроницаемость рудной части шихты резко снижается.

126

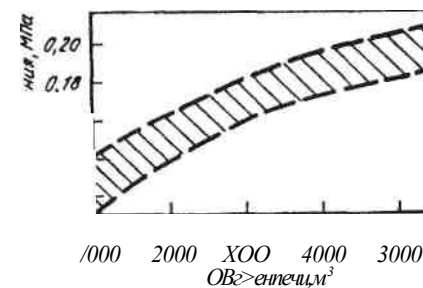
Величина потери давления в столбе шихты, иначе говоря, перепад давления между горном и колошником (ΔP ?) зависит от свойств шихты (газопроницаемости), высоты столба шихты, определяемой высотой печи, от скорости движения газов в печи. Влияние объема и высоты печи на величину ΔP показано на рис. 46; из этих данных следует, что при увеличении объема печи с 1000 до 5000-5500 м³ величина ΔP возрастает примерно с 0,11-0,13 до 0,18-0,20 МПа. Влияние скорости движения газов проявляется в том, что при ее росте увеличиваются силы трения газов о шихту и возрастает величина потери давления, т.е. ΔP .

Величина ΔP , которую контролируют, не должна превышать допустимого предела, называемого критическим перепадом давления ($\Delta P_{\text{кр}}$). Этот предел на конкретной работающей печи, где высота слоя шихты и ее свойства (сопротивление) относительно постоянны, зависит от расхода дутья, который всегда стараются увеличить с целью повышения производительности печи. Увеличение расхода дутья ведет к росту скорости движения газов в печи, и при достижении определенной скорости силы трения возрастают настолько, что куски шихты переходят во взвешенное состояние, т.е. перестают двигаться вниз, что нарушает ровный сход шихты и означает расстройство работы печи. Этим максимально допустимым значениям расхода дутья и скорости движения газов соответствует допустимый (критический) перепад давления $\Delta P_{\text{кр}}$.

Соответственно, расход дутья поддерживают таким, чтобы перепад давления ΔP не превышал критического значения. Использование давления, а не скорости в качестве критерия оценки движения газов объясняется тем, что скорость подъема газов сильно различается в разных участках поперечного сечения печи, поэтому проще измерять давление.

Для улучшения контроля за ходом плавки измеряют не только общий перепад давления ΔP между горном и колошником, но и верхний ΔP перепад (середина шахты — колошник) и нижний (середина шахты — горн).

Рис. 46. Зависимость перепада давления между фурмами и колошником от объема печи



Величины давлений в различных участках печи взаимосвязаны. Давление в горне (давление дутья на фурмах, p_{ϕ}) обеспечивается работой воздуходувной машины, но его величина устанавливается в зависимости от давления на колошнике p_k и перепада давления Δp между горном и колошником, будучи связано с ним соотношением:

$$P_{\phi} = P_k + \Delta p$$

Давление (абсолютное) на колошнике печей, работающих с повышенным давлением газов, находится в пределах от $\sim 0,2$ до $0,3$ — $0,33$ МПа (без повышенного давления в печи p_k — $0,106$ — $0,112$ МПа); величина перепада $\Delta p = 0,11$ — $0,19$ МПа (рис. 46), возрастающая при увеличении объема печи; величина p_{ϕ} достигает $0,45$ — $0,5$ МПа.

§8. ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ДОМЕННОГО ПРОЦЕССА

Под интенсификацией доменного процесса обычно понимают мероприятия по увеличению скорости его протекания (форсированию хода доменной плавки), т.е. ведущие к повышению производительности печи, а также мероприятия по снижению расхода кокса. Ниже охарактеризованы наиболее существенные из них.

1. Нагрев дутья

Внедрение нагрева дутья было важным этапом в развитии доменного производства, обеспечившим существенное снижение расхода топлива и повышение производительности печей. Дутье, нагретое до 150 °С, впервые было применено в 1829 г., что привело к значительному снижению расхода кокса, а главное, к существенному улучшению процессов в печи (более высокий нагрев продуктов плавки, лучшее отделение шлака от чугуна, повышение степени восстановления кремния и марганца). Высокая эффективность нагрева дутья обеспечила быстрое и широкое его распространение. Вскоре дутье стали нагревать до 350 — 400 , а затем до 500 — 700 °С. Еще в 40-х годах нашего столетия на многих заводах не удавалось поднять температуру дутья выше указанных пределов не потому, что не позволяли технические средства для такого нагрева, а вследствие того, что это вызвало нару-

шение процесса доменной плавки. Всем ясно было, что более высокий нагрев дутья обеспечивает дальнейшее снижение расхода кокса. Но даже подъем температуры дутья на небольшую величину (около 20 °С) приводил к подстоям шихты и к расстройству доменного процесса. Анализ этого явления позволил определить важнейшие факторы, обеспечивающие условия для повышения нагрева дутья, к числу которых относятся:

замена неподготовленных и особенно пылеватых руд окискованными, т.е. агломератом и окатышами;

применение повышенного давления газов в печи;

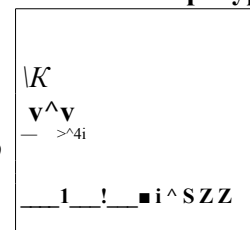
вдувание в горн газообразных и жидких углеводородов;

кондиционирование дутья по влаге. Внедрение этих мероприятий создало условия, при которых подъем температуры дутья перестал сдерживаться технологическими особенностями процесса, а определялся техническими возможностями достижения высокой температуры дутья.

Это потребовало совершенствования конструкций и оборудования воздухонагревателей, которые уже не обеспечивали необходимого нагрева дутья. В настоящее время нагрев дутья на многих печах доведен до 1100 — 1300 °С и решается задача дальнейшего подъема температуры дутья до 1350 — 1400 °С. В частности, внедряют воздухонагреватели с выносной камерой горения, отличающиеся от широко используемых воздухонагревателей, имеющих встроенную камеру горения, большей поверхностью нагрева и более мощными горелками, рассчитанными на нагрев дутья до 1300 — 1400 °С.

Анализ работы доменных печей при разном нагреве дутья показывает, что его нагрев всегда приводит к снижению расхода кокса. Однако экономия расхода кокса не пропорциональна повышению температуры дутья, т.е. не одинакова при

81*
4915
ЧКЮ
20 100
SiS



повышении нагрева дутья на одно и то же число градусов, понижаясь с повышением нагрева дутья. Например, при температуре дутья 400 °С повышение его нагрева на 100 °С дает

Рис. 47. Изменение расхода кокса при различной темпера-

туре дутья
9-3810

снижение расхода кокса на 11—16 %, а при температуре дутья 800 °С — на 3,5—6,0 %. Однако даже при высоком нагреве дутья (1200—1300 °С) эффективность от нагрева сохраняется значимой и обеспечивает сокращение расхода кокса на 1,5-2,5% на каждые 100°С повышения температуры (рис.47).

Особо важно увеличивать нагрев дутья при вдувании в горн печи углеводородов (природного газа и мазута), вызывающих понижение температур в горне.

2. Увлажнение дутья

Дутье (воздух) всегда содержит некоторое количество влаги, причем естественная влажность воздуха в разные периоды времени колеблется в широких пределах от 3 до 40 г на 1 м³ воздуха (8 г/м³ соответствует 1 % по объему). Попадающая в горн влага разлагается углеродом: $H_2O + C = CO + H_2$ — 124870 Дж. При этом в горновом газе возрастает содержание CO и активного восстановителя H₂, но в связи с затратами тепла на разложение влаги снижается температура горна. Чтобы сохранить прежний температурный режим горна, надо повысить нагрев дутья на 5—6°С на каждый грамм влаги в 1 м³ дутья.

Колебания влажности дутья вызывают колебания в температурном режиме горна и в ходе восстановления, что нередко приводит к расстройству хода печи. Для устранения колебаний естественной влажности ранее за рубежом в небольшом масштабе применяли осушение дутья до содержания влаги 3—3,5 г/м³, а в нашей стране многие годы применяли увлажнение дутья до 25—30 г/м³ (3—4 % к объему дутья). При таком кондиционировании дутья по влаге достигается более ровный ход печи; кроме того, вследствие ровного хода, а также в результате интенсификации косвенного восстановления оксидов железа водородом обеспечивается повышение производительности печи (на 5—10 %) и снижение расхода кокса (на 2—5 %).

По мере перехода к работе печей с вдуванием природного газа, обогащающего атмосферу печи водородом, столь значительное увлажнение дутья утратило свое значение. В настоящее время считают полезным поддерживать содержание влаги на постоянном уровне порядка 10—20 г/м³ за счет добавок к дутью водяного пара.

3. Повышенное давление газа

До 1950 г. отечественные доменные печи работали без повышенного давления газов, т.е. с давлением газа на колошнике незначительно (на 0,006-0,012 МПа) превышавшем атмосферное давление (~ 0,1 МПа). Это небольшое превышение давления обеспечивало самопроизвольный выход газов из печи. В настоящее время практически все печи работают с избыточным (сверх атмосферного) давлением на колошнике, равным ОД—0,23 МПа или с абсолютным давлением - 0,2—0,33 МПа (давление в горне выше давления на колошнике на величину Δp , равную 0,11—0,19 МПа, см. п. 3, §7).

О целесообразности повышения давления газов в доменной печи впервые высказался инж. П.М.Есманский еще в 1915 г. Он считал, что увеличение давления газа в печи должно способствовать развитию процессов восстановления, так как при этом реакция $CO_2 + C = 2CO$ сдвигается в сторону увеличения содержания CO₂, т.е. в сторону косвенного восстановления.

Однако более важным оказалось то, что повышенное давление позволило увеличить расход дутья и благодаря этому повысить производительность печей.

Работа доменных печей с повышенным давлением газов была освоена на Магнитогорском металлургическом комбинате в 1450 г., после чего печи всех заводов были переведены на такой режим. Повышение давления газов достигается установкой на газопроводе очищенного доменного газа специального дроссельного устройства, уменьшающего сечение газоотвода. Такое уменьшение сечения (пережим струй газа) вызывает рост давления на всем пути движения газа до дроссельного устройства и в том числе на колошнике и в объеме всей печи.

Дроссельное устройство располагают после газоочистки (устройств, очищающих газ от пыли), чтобы предотвратить его быстрый абразивный износ частицами пыли газа.

Чем вызвано повышение производительности печи при повышении давления газов? Поясняя это, следует напомнить, что доменные печи обычно работают с расходом дутья, близким к предельно допустимому. При его превышении вследствие роста скорости движения газов в печи и их трения о

куски шихты последние переходят во взвешенное состояние, нарушая ровный сход шихты, а показатель режима движения газов — перепад давления Δp (см. п. 3, § 7) между горном и колошником (потеря давления на трение) становится больше критического.

Если увеличить давление в печи, то в силу известного соотношения между давлением и объемом газа $p \cdot V = \text{const}$ объем газа уменьшается. Поэтому снижается скорость движения газов в печи и, соответственно, уменьшаются силы трения их о шихту, величина потери давления на трение, т.е. Δp . Иначе говоря, режим движения газов отдалается от критического. Это позволяет при новом, большем давлении в печи увеличить расход дутья без нарушения при этом ровного схода шихты (расход можно увеличивать до тех пор, пока перепад давления Δp не приблизится к прежнему уровню — несколько ниже критического). При увеличении расхода дутья в единицу времени сгорает больше кокса и проплавляется больше шихты, т.е. повышается производительность печи.

Таким образом, повышение давления газа в печи позволяет форсировать доменный процесс. Кроме того, вследствие увеличения времени пребывания газа в печи и улучшения распределения его сокращается расход кокса, а уменьшение скорости газа на колошнике приводит к снижению выноса пыли. Это позволило увеличить производительность печей на 5—15%, снизить расход кокса на 3—5% и сократить вынос пыли на 20-50%.

4. Обогащение дутья кислородом

О целесообразности обогащения дутья кислородом еще в 1869 г. высказывался Д.И.Менделеев, а в 1876 г. — Г.Бессемер. Практическая реализация этой идеи стала возможной лишь в 30—40-х годах нашего столетия, когда появились достаточно крупные машины для разделения воздуха на кислород и азот. Полупромышленные опыты по применению кислорода в доменном производстве были проведены в 1932—1933 гг., а промышленные — в 1939-1941 гг. Современный способ получения газообразного кислорода описан во II части учебника (§ 3, гл. 2).

В настоящее время при выплавке передельного чугуна применяют обогащенное дутье с содержанием кислорода не

(юлее 24-26 %, а в сочетании с вдуванием углеводородов — до 30-35%. Такое ограничение содержания кислорода в обогащенном дутье объясняется тем, что его применение сопровождается как положительными, так и отрицательными последствиями для доменного процесса.

При увеличении содержания кислорода в дутье наблюдаются следующие изменения в доменном процессе:

1. В связи со снижением доли азота в обогащенном дутье, уменьшается объем дутья на единицу сжигаемого у фурм углерода кокса и, соответственно, объем образующихся при этом горновых газов.
2. Значительно возрастает температура в горне (в связи с уменьшением объема продуктов горения, на нагрев которых расходуется тепло сгорания топлива).
3. В горновых газах вследствие уменьшения доли азота заметно повышается концентрация газа восстановителя CO.
4. Благодаря уменьшению количества горновых газов уменьшается перепад давления между горном и колошником.
5. Происходит перераспределение температур по высоте печи — охлаждение ее верха при росте температур в горне.

Для иллюстрации сказанного выше приведем результаты расчета показателей горения кокса (на 1 кг углерода) в горне при температуре дутья 1000 °С (примеры выполнения подобных расчетов приведены в п. 2, § 7):

21	25	30	40				
4,38	3,70	3,09	2,33				
5,33	4,66	4,04	3,27				
Содержание	кислорода			в	дутье,	",	
Потребность	в			дутье,	м ³	. . .	
Выход	горновых			газов,	м ³	. . .	
Теоретическая	температура					горе	
ния, «С				2120	2280	2480	2860
Содержание CO в газе у фурм, %	35,0	40,0	46,2	57,1			

Основным преимуществом обогащенного дутья является то, что благодаря уменьшению объема горновых газов и перепада давления между горном и колошником, можно увеличить расход дутья в единицу времени, т.е. сжигать в единицу времени больше кокса и, соответственно, повысить производительность печи. При содержании кислорода в дутье в пределах от 21 до 24-25% каждый дополнительный 1% O_2 в дутье может дать повышение производительности на 2-3%. Кроме того, повышение концентрации CO в газах увеличивает сте-

пень косвенного восстановления оксидов железа, способствуя снижению расхода кокса.

Вместе с тем, чем выше степень обогащения дутья, тем сильнее проявляются отрицательные последствия его применения, связанные прежде всего с перераспределением температур по высоте печи. При повышении температур в горне, в нем, как ранее отмечалось, восстанавливается больше кремния и марганца, сильнее также нагреваются материалы, т.е. избыточное тепло в значительной степени расходуется в самом горне. Благодаря этому, а также из-за уменьшения объема горновых газов они уносят в верх печи меньше физического тепла, т.е. возникает перераспределение температур в печи — охлаждение верха при повышенной температуре горна. В результате шихта поступает в нижние горизонты печи менее нагретой, ниже располагается зона размягчения шихты и шлакообразования, и в сужающиеся заплечики приходят твердые и слаборазмягченные массы, что может привести к заклиниванию материалов, их подвисанию и последующим осадкам. Подвисаниям способствует также снижение газопроницаемости шихты, вызываемое тем, что при повышенных температурах в горне происходит возгонка монооксида кремния SiO, который конденсируется в зонах с температурами ниже 1600 °С, заполняя пустоты между кусками шихты и препятствуя проходу по ним газов. По этим причинам уже при содержании кислорода в дутье 23-25 %, как правило, начинаются нарушения ровного схода шихты. Это не позволяет вести плавку передельного и литейного чугуна на дутье, обогащенном кислородом выше 24—25 % без использования других добавок к дутью.

Указанные недостатки обогащения дутья кислородом можно значительно уменьшить, если в печь дополнительно вдувать газообразные или жидкие углеводороды (см. ниже).

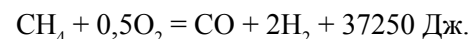
Эффективным оказалось применение обогащенного кислородом дутья на печах, выплавляющих ферромарганец. При его выплавке на воздушном дутье наблюдается перегрев верха печи (см. п. 2 § 3), и для восстановления марганца необходимо много тепла и высокие температуры в горне и в районе горна. Обогащение дутья кислородом вызывает необходимое в этом случае перераспределение температур — верх печи охлаждается, а тепло концентрируется в горне. При обогащении дутья кислородом до 30—35 % достигается увели-

чение производительности печи примерно в два раза и снижение расхода кокса на 15-25%.

5. Вдувание в горн углеродсодержащих веществ

С целью снижения расхода дорогого и дефицитного кокса в последние годы на всех печах в горн вдувают газообразные или жидкие углеводороды и иногда измельченный уголь. Их подают через фурмы в зоны горения кокса. Наиболее широко применяется природный газ.

Вдувание природного газа. При попадании в горн природного газа, основу которого составляет метан CH₄, происходит неполное сгорание метана с образованием CO и H₂:



При этом, помимо экономии кокса как топлива (замены части кокса природным газом), обеспечивается значительное повышение степени косвенного восстановления за счет участия в нем образующегося водорода, содержание которого в горновом газе возрастает до 8-15 % и более. Это увеличение доли косвенного восстановления и снижение тем самым доли прямого также ведет к снижению расхода кокса. Положительным является также то, что благодаря снижению расхода кокса уменьшается количество серы, вносимой коксом, и уменьшается выход шлака в связи с уменьшением количества поступающей в печь золы кокса.

Вместе с тем, вдувание природного газа отрицательно влияет на тепловые и газодинамические условия работы печи. Дело в том, что при попадании природного газа в горн и его неполном сгорании увеличивается объем горновых газов (продуктов сгорания) и снижается температура в зоне горения и в горне (причины этих изменений описаны в разделе "Процессы в горне", § 7).

Для поддержания прежнего нормального теплового состояния горна при вдувании природного газа увеличивают, если это возможно, температуру дутья с учетом того, что добавка 1м³ газа на 1т чугуна требует повышения температуры дутья на 4°С; уменьшают также влажность дутья, что ведет к росту температур в горне. Увеличение объема горновых газов вызывает рост скорости движения газов в печи и, соответственно, величины перепада давления L_p между гор-

ном и колошником. Поэтому после повышения расхода природного газа до определенного уровня начинаются нарушения ровного схода шихты. Если печь работала на предельном количестве дутья (см. п. 3 § 7), то, начиная вдувание природного газа, снижают расход дутья с целью сохранения условий нормального опускания шихты. Таким образом, нарушение газодинамических условий в печи и снижение температуры горна ограничивают количество вдуваемого природного газа. Лучшим способом преодоления отрицательных последствий применения природного газа является добавка к дутью кислорода, что описано ниже (см. п. 6).

При расходе природного газа в количестве 60—90 м³/т чугуна (3,5—4% от объема дутья) экономия кокса составляет 8—14% и более. Коэффициент замены кокса природным газом, т.е. отношение количества выведенного из шихты кокса (кг/т чугуна) к количеству использованного природного газа (м³/т чугуна) составляет 0,7—1,0 кг/м³.

Вдувание мазута. Мазут, состоящий из сложных углеводородов C_nH_m, оказывает аналогичное природному газу воздействие на доменную плавку. Отличие заключается в том, что теплота сгорания мазута (6100—6400 кДж/кг) выше, чем у природного газа, и поэтому снижение температуры в горне менее значительно; кроме того, мазут вносит меньше водорода и в меньшей степени усиливает косвенное восстановление и снижает прямое. Мазут вдувают в распыленном виде; 1 кг мазута экономит 0,9—1,3 кг кокса; расход мазута достигает 100—150 кг/т чугуна.

Вдувание измельченного угля. Основные составляющие углей: горючая органическая масса, содержащая 75—97 % C; влага 4—14%; зола 8—45, чаще 8—12%; сера 0,5—4%. Основной эффект от применения измельченного угля заключается в непосредственной замене углерода кокса углеродом каменного угля. Уголь не содержит водорода и поэтому в отличие от углеводородов он не влияет на ход восстановительных процессов.

Теплота сгорания у фурм различных сортов угля составляет 5300—7500 кДж/кг, т.е. ниже, чем у кокса. По этой причине, а также в связи с разложением влаги, содержащейся в угле, температура в горне при применении угля снижается, и это ограничивает расход угля. Теплота сгорания угля зависит от количества в нем углерода, поэтому сле-

дует применять угли с высоким содержанием углерода. Для компенсации снижения температуры в горне при вдувании пылевидного угля повышают температуру дутья, содержание в нем кислорода и понижают влажность дутья; кроме того, измельченный уголь подвергают предварительной сушке. Применяемые угли должны быть малосернистыми, поскольку сера угля переходит в чугун; угли должны также содержать мало золы, которая увеличивает количество шлака.

Вдувание пылевидного угля начало широко применяться после 1985 г. На зарубежных заводах расход угля зачастую достигает 200 кг/т чугуна, расход кокса при этом составляет около 300 кг/т чугуна; 1 кг угольной пыли экономит до 0,8 кг кокса.

6. Комбинированное дутье

Из материалов предыдущих разделов следует, что такие способы интенсификации доменной плавки как обогащение дутья кислородом или вдувание природного газа имеют существенные недостатки — при увеличении расхода кислорода и при* родного газа сверх определенной величины работа доменной печи расстраивается (нарушается ровный сход шихты). В связи с этим возникла идея применения комбинированного дутья. Под комбинированным дутьем понимают дутье, включающее добавки окислителей (кислорода) и восстановителей (газообразные и жидкие углеводороды). Чаще этот термин используют для обозначения дутья из атмосферного воздуха, кислорода и природного газа (реже мазута).

Совместное применение этих добавок к дутью оказалось эффективным в связи с тем, что обогащение дутья кислородом и вдувание природного газа или мазута действуют в различных направлениях на основные параметры доменной плавки. Наглядно это различие показано ниже при сопоставлении влияния добавок на ряд важных показателей температурного и газодинамического режимов плавки:

Добавка к дутью.....	O ₂	CH ₄ (мазут)
Объем продуктов горения	Уменьшается	Увеличивается
Температура в зоне горения	Увеличивается	Уменьшается
Температура в верху печи	Уменьшается	Увеличивается
Перепад давления между горном и колошником	Уменьшается	Увеличивается

Из этого сопоставления следует, что совместное применение кислорода и углеводородов взаимно компенсирует отрицательные последствия их добавок к дутью по отдельности. При этом можно подобрать такое соотношение добавок к дутью кислорода и природного газа, при котором количество газов в печи (на единицу сгорающего углерода), а следовательно, и газодинамические условия плавки изменяться не будут; при этом не изменятся и температурный режим горна, и печи.

Вместе с тем, комбинированное дутье обеспечивает существенное улучшение многих показателей доменного процесса. Основной положительный эффект от вдувания природного газа заключается в значительном сокращении расхода кокса, а от обогащения дутья кислородом — в увеличении производительности печи.

Теоретические соображения и опыт показывают, что для достижения высокой экономической эффективности комбинированного дутья необходимо на каждый дополнительный кубический метр кислорода вдувать около 0,65 м³ природного газа или около 0,4 кг мазута. При этом обеспечивается экономия кокса, составляющая около 1,1 кг его на 1 кг мазута и около 0,8 кг на 1 м³ природного газа, а прирост производства чугуна на 1 м³ дополнительного кислорода составляет 0,8—1,0 кг или же увеличение концентрации кислорода в дутье на 1 % ведет к повышению производительности печи ~ на 2 %.

В настоящее время доменные печи работают с расходом природного газа до 130—160 м³/т чугуна при обогащении дутья кислородом до 30—35%. При этом экономия кокса достигает 20—25 %, а повышение производительности печи 15—25 % и более.

§ 9. ПРОДУКТЫ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

Конечными продуктами доменной плавки являются чугун и шлак, выпускаемые из доменной печи в огненно-жидком виде, и доменный газ. Чугун является основным продуктом доменного производства, а шлак и доменный газ — побочными.

Виды, состав и назначение доменных чугунов. Цель доменного производства состоит в получении чугуна, представляющего собой многокомпонентный сплав железа с угле-

родом, кремнием, марганцем, фосфором и серой. В зависимости от назначения чугуна и от состава проплавленных шихтовых материалов в нем может содержаться, кроме того, еще хром, никель, ванадий, титан, медь и мышьяк. Содержание основных элементов (C, Si, Mn, P, S, Cr, Ni, Cu, As) в чугуне регламентируется соответствующим стандартом или техническими условиями.

Состав чугуна, получаемый в ходе доменной плавки, определяется требованиями потребителей и возможностями доменной плавки. Сообразно с этим стремятся подобрать состав шихтовых материалов и технологический режим плавки.

Все доменные чугуны по своему назначению подразделяют на три основных вида:

перелый, предназначенный для дальнейшего передела в сталь;

литейный, используемый после переплава в чугуноплавильных цехах для отливки чугунных изделий;

доменные ферросплавы — в основном ферромарганец, используемый в сталеплавильном производстве в качестве добавки в жидкую сталь для ее раскисления и легирования.

Перелый чугун является преобладающим видом продукции доменного производства. На его долю приходится около 90% общего производства чугуна. Он используется в качестве шихтового материала при производстве стали в конвертерах, мартеновских и электродуговых печах. Перелый чугун в соответствии с существующими стандартами может содержать 0,3–1,2% Si, 0,15–1,0 (иногда до 1,5%) Mn и делится на три класса по содержанию фосфора (не более 0,1; 0,2 и 0,3%) и на пять категорий по содержанию серы (не более 0,01; 0,02; 0,03; 0,04 и 0,05%). С целью экономии дефицитного марганца в настоящее время, как уже отмечалось (см. п.2 § 3), выплавляют маломарганцовистые чугуны с содержанием марганца 0,1—0,5 %.

В небольших количествах выплавляют высококачественный перелый чугун, маркируемый буквами ПВК, что означает перелый высококачественный коковый. Он отличается от обычного перелогого пониженным содержанием фосфора (=J0,02–0,05%) и серы (=J0,015–0,025%). На заводах, использующих высокофосфористые железные руды, выплавляют чугуны с повышенным содержанием фосфора; стандартом предусмотрены три марки подобных чугунов, различающихся со-

держанием фосфора (0,3-0,7; 0,7-1,5 и 1,5-2,0 %P). Эти чугуны перерабатывают в сталь по специально приспособленной для этого технологии (в кислородных конвертерах и мартеновских печах) с получением помимо стали фосфатных шлаков.

Содержание углерода в перелыном чугуно стандартами не нормируется, поскольку оно определяется содержанием других элементов; его можно приближенно определить по формуле: $C = 4,8 + 0,03 Mn - 0,27 Si - 0,32 P - 0,032 S$, где Mn, Si, P и S — соответственно содержание в чугуно марганца, кремния, фосфора и серы, %. В малофосфористых (< 0,3 % P) чугунах обычно содержится 4,0—4,8 % углерода.

Литейный чугун отличается от перелыного повышенным содержанием кремния и в некоторых марках — фосфора. Шесть марок литейного чугуна (Л1—Л6) содержат от 1,2—1,6 до 3,2—3,6% Si и от 0,3 до 0,9—1,5% Mn; каждую марку делят на четыре категории по содержанию серы («0,02—0,05%») и на пять классов по содержанию фосфора (соответственно < 0,08; < 0,12; < 0,3; 0,3-0,7 и 0,7-1,2 % P). Фосфор придает металлу хрупкость, поэтому отливки ответственного назначения деляют из чугунов с низким содержанием фосфора. Высокофосфористые чугуны используют для получения художественного литья в связи с тем, что жидкий чугун с высоким содержанием фосфора обладает высокой жидкотекучестью и поэтому хорошо заполняет литейные формы самой сложной конфигурации.

К *доменным ферросплавам* относятся: ферромарганец (70—75%Mn и более, до 2% Si, 0,33-0,45% P, до 0,03% S); а также выплавливающиеся ранее бедный ферросилиций (9—15 % Si) и зеркальный чугун (15—25 % Mn). В настоящее время последние два ферросплава в доменных печах не выплавливают из-за неэкономичности перелы.

Доменный шлак. Выплавка чугуна в доменных печах неизбежно сопровождается получением значительного количества доменного шлака, являющегося побочным продуктом доменной плавки. Шлак образуется в доменной печи из составляющих пустой породы железных руд, вносимых агломератом и окатышами, золы кокса и составляющих флюса, т.е. известняка (в основном, это CaO), который вводят в шихту агломерации и иногда добавляют в небольших количествах в доменную печь. Количество шлака определяется степенью обогащения желез-

ных руд и требуемой основностью шлака. Чем больше в руде остается пустой породы и чем больше требуемая основность шлака, т.е. чем больше расход известняка, тем выше выход (количество) шлака. Обычно при выплавке перелыного и литейного чугунов выход шлака составляет 0,3—0,6 т на 1 т чугуна и иногда более.

Основными составляющими шлака являются оксиды кремния (SiO_2), кальция (CaO), алюминия (Al_2O_3), магния (MgO), а также небольшое количество FeO, MnO, CaS. В шлаках обычно содержится 6—20% глинозема (Al_2O_3), 38—42% кремнезема (SiO_2), 38-48% известии (CaO), 2-12% магнезии (MgO); 0,2-0,6% FeO; 0,1-2% MnO и 0,6-2,5% серы, в основном, в виде CaS. При этом шлаки характеризуются следующими значениями основности: $CaO : SiO_2 = 0,9 \cdot 1,3$; $(CaO + MgO) : SiO_2 = 1,05 \cdot 1,45$ и $(CaO + MgO) : (SiO_2 + Al_2O_3) = 0,7 \cdot 1,2$.

Основную часть (> 90—95 %) доменного шлака перерабатывают, получая сырье для производства различных строительных материалов (см. § 5, гл. 4).

Доменный (колошниковый) газ. Газ, выходящий из печи через ее верхнюю часть — колошник, называют колошниковым. Он состоит из CO , CH_4 , H_2 , CO_2 и N_2 . После очистки от содержащейся в нем пыли, газ используют как топливо для нагрева насадок воздухонагревателей, стальных слитков, коксовых батарей, для отопления котлов и других целей. Горючими компонентами в газе являются CO , H_2 и CH_4 . Зная энтальпию химических реакций горения этих компонентов, можно подсчитать, что при полном сгорании каждого процента оксида углерода теплота сгорания 1 м³ газа повышается на 126 кДж, а каждого процента водорода и метана соответственно на 108 и 263 кДж. При выплавке перелыного чугуна на атмосферном дутье (без вдувания природного газа) в газе содержится 12-18% CO_2 ; 24-30% CO ; 0,2-0,5% CH_4 ; 1,0—2,0% H_2 и 55—59% N_2 и теплота сгорания газа составляет 3500—4000 кДж/м³. При применении комбинированного дутья снижается содержание азота и соответственно возрастает количество других составляющих газа, особенно водорода. Например, при обогащении дутья кислородом до 24—30% и соответствующей подаче природного газа содержание оксида углерода составляет 22—27 %, диоксида углерода 15—22 %, водорода 8—11 % и азота 43—55 %. Теплота сгорания такого газа равна 4200—5000 кДж/м³.

§ 10. УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ, КОНТРОЛЬ, АВТОМАТИЗАЦИЯ

Работа доменной печи регламентируется технологическим режимом, основными составляющими которого являются: дутьевой режим, режим загрузки, шлаковый режим и тепловой режим, причем эти параметры тесно взаимно связаны. Технологический режим, вырабатываемый на основании обобщения многолетнего опыта работы печей, зависит от условий плавки конкретного цеха и отдельной доменной печи.

Основой для соблюдения технологического режима и выработки регулирующих и управляющих воздействий на процесс служат показания контрольно-измерительных устройств, значительная часть которых работает в автоматическом режиме. На современных доменных печах контролируют до 170 параметров, характеризующих технологический режим, состояние печи и вспомогательного оборудования. Контролируемыми параметрами являются: состав и свойства шихтовых материалов, жидкого чугуна и шлака; параметры дутья и колошниковых газа (состав, давление, расход, температура и др.); распределение температур и состава газа по сечению и высоте печи; параметры загрузки (масса и количество порций в подаче и порядок их загрузки, работа конусов или лотковых загрузочных устройств, уровень и профиль засыпи, скорость схода шихты и др.); статическое давление в печи по ее высоте и перепады давления; вынос колошниковой пыли; температура кладки шахты, горна и лещади; работа холодильников; боковое давление шихты в печи; параметры работы воздухонагревателей и воздуходувных машин и др. Наряду с давно применяемыми обычными приборами и датчиками контроля (термопары, расходомеры, манометры и т.п.) внедряют новые специальные приборы и устройства: горизонтальные зонды, перемещаемые ниже уровня засыпи для контроля здесь состава и температуры газов; стационарные зонды-балки для контроля тех же параметров выше уровня засыпи; лазерные, микроволновые, гамма- и рентгеноимпульсные профиломеры для измерения профиля засыпи; микроволновые и радиометрические уровнемеры засыпи; устройства непрерывного контроля параметров жидких продуктов плавки в горне; встроенные в фурмы термодатчики; вертикально перемещаемые в слое шихты зонды и другие устройства для контроля уровня зоны плавления шихты в печи; автоматические рентгеноспектраль-

ные анализаторы, термовизоры, нейтронные влагомеры влажности кокса и др.

Управление ходом доменной плавки сводится к контролю основных параметров технологического режима и при их отклонении от заданных значений— к выработке и осуществлению регулирующих воздействий, ведущих к ликвидации этих отклонений и нарушений. В процессе управления работой печи приходится изменять температуру и количество дутья, количество подаваемого природного газа, соотношение между железорудными материалами и коксом, расход флюса, параметры загрузки шихты (некоторые из изменяемых параметров загрузки перечислены в § 1 гл. 3). Различают регулирование хода доменной печи сверху (изменение системы загрузки, величины подачи, уровня засыпи и т.п.) и регулирование снизу (изменение параметров комбинированного дутья).

Часть управляющих и регулирующих воздействий осуществляется персоналом вручную, а часть с помощью автоматизированных регулирующих или управляющих систем. При ручном управлении и регулировании правильность принятых решений зависит от квалификации и опыта мастера-технолога, при автоматизированном — от того, насколько заложенная в ЭВМ математическая модель адекватно отражает сложные взаимозависимости параметров доменного процесса и от надежности показаний контрольных приборов.

Старые печи наряду с ручным управлением оборудованы системой автоматизированного управления работой загрузочных устройств по заданному режиму и рядом локальных систем автоматического регулирования и стабилизации отдельных параметров процесса. Обычно это стабилизация давления под колошником, управление работой воздухонагревателей, стабилизация параметров комбинированного дутья (расход дутья, его температура, содержание кислорода в дутье, соотношение расходов природного газа и воздуха с учетом концентрации кислорода в дутье, распределение природного газа по фурмам).

Современные доменные печи оборудуют автоматизированными системами управления (АСУ ТП), обеспечивающими величину уровня автоматизации управления доменным процессом до 70 и в отдельных случаях до 90 %. Такие АСУ ТП выполняют в виде иерархической системы, включающей несколько (три—четыре) уровней автоматизации. Первый иерархический

уровень включает средства автоматического контроля, измерения и диагностики входных, технологических и выходных параметров доменной плавки и работы оборудования печи; второй уровень — локальные подсистемы стабилизации и регулирования отдельных параметров процесса и работы оборудования (давления под колошником, параметров дутья, параметров работы воздухонагревателей и др.); третий уровень — подсистемы управления отдельными технологическими процессами и агрегатами (такими процессами как шихтовка и загрузка, подготовка и подача дутья в печь, распределение газового потока, тепловой режим и др.). На высшем уровне, который пока не реализован, АСУТП должна оптимизировать и согласовывать работу всех подсистем в соответствии с плановыми заданиями.

Помимо функций контроля, регулирования и управления процессами и агрегатами АСУТП обеспечивает в центральном пункте управления печью непрерывное представление значений технологических параметров в цифровой форме, путем световой индикации и в виде графиков на диаграммных самопишущих приборах и на экранах дисплеев, а также световую и звуковую сигнализацию нарушений нормального технологического режима и работы оборудования. Обеспечивается также заполнение отчетных документов.

§ 11. ОРГАНИЗАЦИЯ РЕМОНТОВ, ЗАДУВКА И ВЫДУВКА ПЕЧИ

Доменные печи характеризуются продолжительной кампанией работы — до 10—12 лет. Кампания — это период между капитальными ремонтами первого разряда, которые предусматривают замену всей огнеупорной кладки и всех охлаждающих устройств, засыпного аппарата и износившихся узлов металлоконструкций, а зачастую реконструкцию печи, т.е. ее полную замену. Длительность капитального ремонта первого разряда составляет 35—60 сут, возрастая в этих пределах при увеличении объема печи. В течение кампании, т.е. между капитальными ремонтами первого разряда, проводят два капитальных ремонта второго разряда (22—35 сут) и раз в год — капитальный ремонт третьего разряда (3—5 сут). Капитальный ремонт второго разряда предусматривает полную или частичную смену футеровки шахты, смену засыпного аппарата и защитных сегментов колошника, холодильников шах-

ты и заплечиков. При капитальном ремонте третьего разряда заменяют засыпной аппарат и защитные сегменты колошника.

Перед капитальными ремонтами первого и второго разрядов делают выдувку печи, которая для ремонта первого разряда предусматривает освобождение печи от шихты с выпуском всего чугуна, в том числе находящегося ниже чугунных леток; для ремонта второго разряда освобождают печь от шихты и горн до уровня чугунных леток. Перед капитальным ремонтом третьего разряда опускают уровень шихты на 5—8 м ниже обычного.

Выдувка печи. За три—четыре часа до начала выдувки в печь загружают облегченные подачи (с уменьшенным количеством агломерата), а перед выдувкой дают 10—15 холостых подач (кокс без агломерата); печь переводят на обычное давление. Далее ведут выдувку, т.е. ведут процесс без загрузки в печь шихты, что вызывает снижение уровня шихты.

В течение выдувки в печь сверху обильно подают воду через несколько труб; испаряясь, вода отнимает тепло, снижая температуру колошникового газа и футеровки печи. Расход воды регулируют так, чтобы температура колошникового газа не превышала 450 °С. По мере понижения уровня шихты снижают расход дутья. Последний выпуск чугуна и шлака через чугунную летку делают при подходе уровня шихты в зону заплечиков. Раньше много времени тратили на уборку застывшего чугуна в разгоревшей лещади. Теперь же жидкий чугун выпускают из ямы, образующейся в лещади, через дополнительные летки, расположенные на 2–4 м ниже оси чугунной летки. Леток делают две на разных высотах, потому что точно определить глубину разгара лещади нельзя. Может оказаться, что в нижнюю летку чугун не выйдет, так как она находится ниже уровня разгара лещади, тогда наличие верхней летки гарантирует выход хотя бы части чугуна. Схема выпуска жидкого чугуна из разгоревшей лещади приведена на рис. 48.

Задувка печи. После строительства, реконструкции или капитального ремонта доменной печи необходимо ввести печь в действие или задуть ее. Перед задувкой печи испытывают и проверяют все оборудование и тщательно просушивают кладку печи. Для сушки отдельных участков кладки используют газ или электроэнергию. Общую сушку кладки осуществляют горячим дутьем.

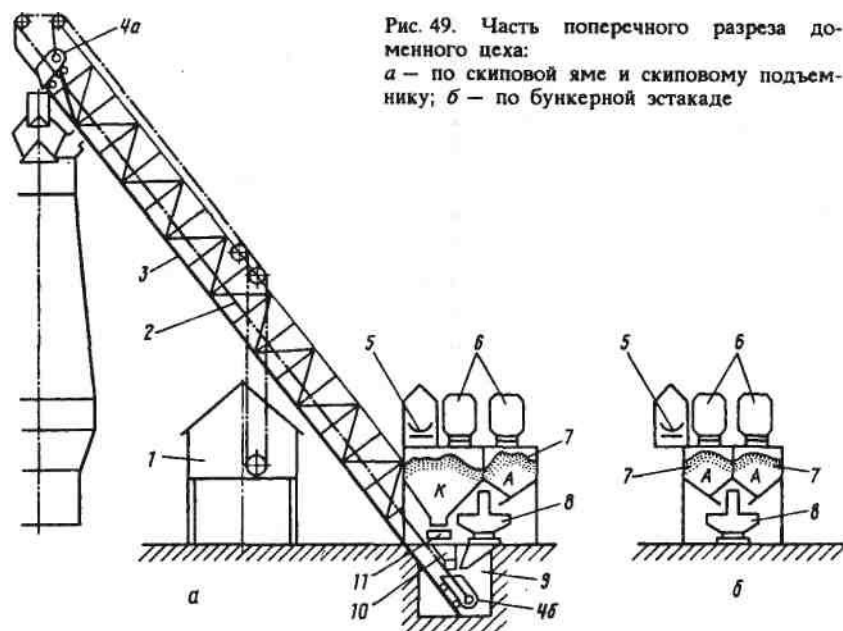
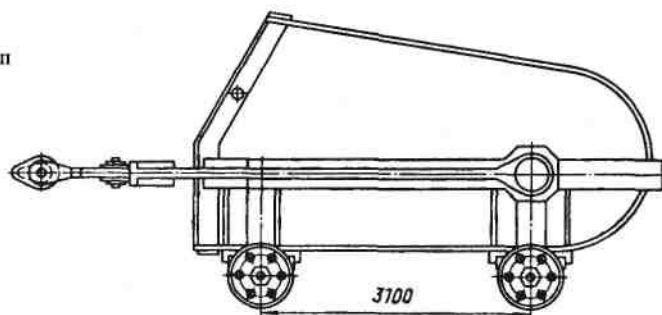


Рис. 49. Часть поперечного разреза доменного цеха:
а — по скиповой яме и скиповому подъемнику; б — по бункерной эстакаде

Рис. 50. Скип



их вагонами б или конвейером 5; в ближайших к печи бункерах хранят кокс (К), в других бункерах по длине эстакады — агломерат (А), окатыши и добавки. Вагон-весы — это самодвижущийся электровагон с двумя карманами (бункерами) и взвешивающим устройством.

Вагон-весы, двигаясь вдоль эстакады, останавливаются у бункера с нужным материалом, выгружают из него в карманы порции шихты и затем переезжают к печи и, останавливаясь над скиповой ямой 9, выгружают шихту в скип, который

поднимается по мосту на колошник. Движение двух скипов с помощью канатов 2 обеспечивает скиповая лебедка 1. При движении одного скипа вверх другой опускается вниз; когда один скип 4, б загружается материалами в скиповой яме, другой 4, а на колошнике опрокидывается, разгружая материалы в приемную воронку засыпного аппарата печи. Время подъема (опускания) скипа составляет 35—45 с.

Чтобы предотвратить измельчение кокса, обладающего невысокой прочностью, его стараются подвергать меньшему числу перегрузок. Поэтому коксовые бункера К располагают над скиповой ямой, и из них кокс поступает в скипы, минуя вагон-весы. Между коксовыми бункерами и скипом имеются грохот 11, отсеивающий мелочь кокса, и весовая воронка 10 для дозирования порций кокса.

Система набора и подачи материалов в скипы вагон-весами обладает рядом существенных недостатков: мала производительность в связи с наличием холостых пробегов вагона и длительным набором шихты в карманы; невозможен отсев мелочи агломерата при его наборе в вагон-весы; сложно автоматизировать управление работой вагон-весов; напряженная работа машиниста в тяжелых условиях. Поэтому в строившихся в последнее время печах объемом 2000 м³ и более вагон-весы заменены конвейерами, которые, двигаясь под бункерами, доставляют от них материалы в скипы.

Конвейерный колошниковый подъемник. Как показал опыт, скиповые подъемники не обеспечивают темп загрузки шихты, требуемый на печах большого объема (3200 м³ и более). Поэтому на вновь сооружаемых печах объемом 3200—5500 м³ для доставки шихтовых материалов на колошник стали использовать конвейеры. Общий вид одного из конвейерных колошниковых подъемников показан на рис. 51. Из бункерной эстакады / шихтовые материалы выдаются на непрерывно движущуюся под ними ленту конвейера, которая по галерее 2 транспортирует материалы на колошник доменной печи б. В бункерной эстакаде, поперечный разрез которой показан на рис. 52, бункеры К, А и О для хранения 5—12 часового запаса кокса, агломерата и окатышей, расположены в два ряда. Материалы на эстакаду доставляют продольным конвейером 1 и распределяют по бункерам с помощью реверсивных передвижных поперечных 2 и продольных 3 конвейеров. Из бункеров К, А, О каждый материал выдается на грохот 4,

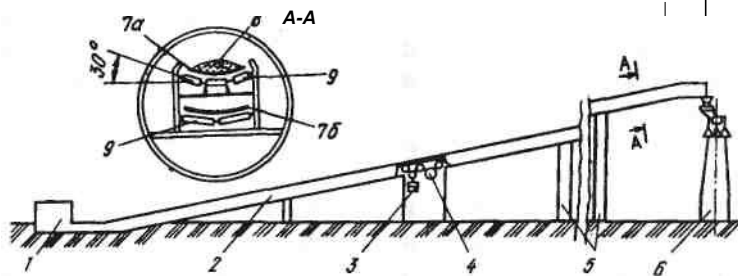
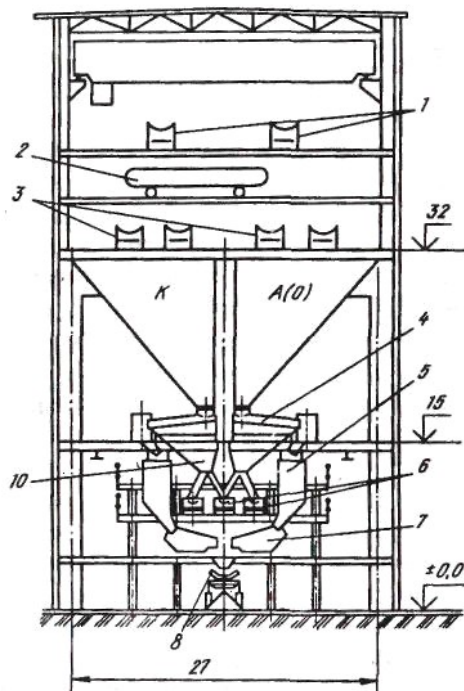


Рис. 51. Конвейерный колошниковый подъемник с грузовым натяжным устройством



отсеивающий мелочь и затем через бункерные весы (дозатор) 5 и питатель 7 поступают на Рис. 52. Поперечный разрез бункерной эстакады с выдачей материалов на конвейер колошниковый подъемника ленту 8, движущуюся до колошника печи. Отсеянная грохотами 4 мелочь убирается вспомогательными конвейерами 6.

Ленточный конвейер колошниковый подъемника движется (рис. 51) в закрытой наклонной галерее 2, которая крепится на нескольких вертикальных опорах 5. Чтобы предотвратить скольжение материалов на наклонной ленте вниз,

угол ее наклона не должен превышать 12° . На практике угол наклона ленты и галереи принимают в пределах $10-11^\circ$; благодаря столь малому углу наклона длина ленты конвейера оказывается большой (300-500 м).

Основной рабочий орган конвейерного подъемника - рези- нотросовая лента шириной 2 м; ее верхняя рабочая ветвь 7, а (с транспортируемым материалом 8) и холостая ветвь 7, б поддерживаются опорными роликами 9. Верхней ветви с помощью крайних опорных роликов придают желобообразную форму, чтобы на ней умещалось больше материалов. Движение ленты обеспечивают электродвигатели, вращающие барабан, который огибает плотно прижатая к нему лента; постоянное натяжение ленты обеспечивают груз 3 и барабан 4.

Лента движется непрерывно, а материалы на нее в бункерной эстакаде загружают отдельными порциями с разрывами между ними; на колошнике печи материалы с ленты ссыпаются в приемную воронку бесконусного загрузочного устройства, как это показано на рис. 32, б. Объем порций материала на ленте меньше или равен объему шлюзового бункера загрузочного устройства ($37-80 \text{ м}^3$). Величина разрыва определяется длительностью срабатывания приемной воронки (рис. 32, б), направляющей порцию шихты либо в один, либо в другой шлюзовой бункер (10-30 с движения ленты)-

Скорость движения ленты обычно равна 2 м/с, при этом производительность подъемника достигает 30000 т материалов в сутки и более. Конвейерный колошниковый подъемник по сравнению со скиповым обладает помимо большей производительности следующими преимуществами: срок службы конвейерной ленты в несколько раз больше срока службы скиповых канатов; на 15-20% ниже затраты на сооружение скипового подъемника и ниже эксплуатационные расходы; возможна подача в одной порции нескольких материалов путем их послышной укладки на ленту; обеспечиваются условия для полной автоматизации подачи шихты на колошник.

§ 2. ВОЗДУХОНАГРЕВАТЕЛИ И НАГРЕВ ДУТЯ

Дутье, подаваемое в доменную печь, нагревают до $1050-1300^\circ\text{C}$ в воздухонагревателях, называемых иногда кауперами в честь Каупера, который в 1857 г. получил патент на регенеративный воздухонагреватель с кирпичной насадкой. Доменный воздухонагреватель - это нагреватель регенеративного типа, т.е. работающий с чередованием циклов нагрева насадки воздухонагревателя и последующего нагрева дутья путем его пропускания через горячую насадку.

Каждая доменная печь имеет три или четыре воздухонагревателя, которые располагают в линию на одном фундаменте рядом с печью (рис. 53). Дутье от воздуходувной машины поступает к воздухонагревателям 4 по воздухопроводу 7; нагретое дутье по футерованному газопроводу 6 подается в опоясывающий доменную печь кольцевой воздухопровод 7 и из него к фурмам. Труба 3 служит для выброса в атмосферу продуктов сгорания топлива, образующихся во время нагрева насадки; труба соединена с воздухонагревателями подземным бором (газоходом) 12.

Большая часть доменных печей имеет воздухонагреватели со встроенной камерой горения, а строящиеся в последние годы печи чаще оборудуют воздухонагревателями с выносной камерой горения, которые позволяют нагревать дутье до более высоких температур. Воздухонагреватель со встроенной камерой горения (рис. 54, а) имеет форму цилиндра с куполообразным верхом, высота воздухонагревателей дости-

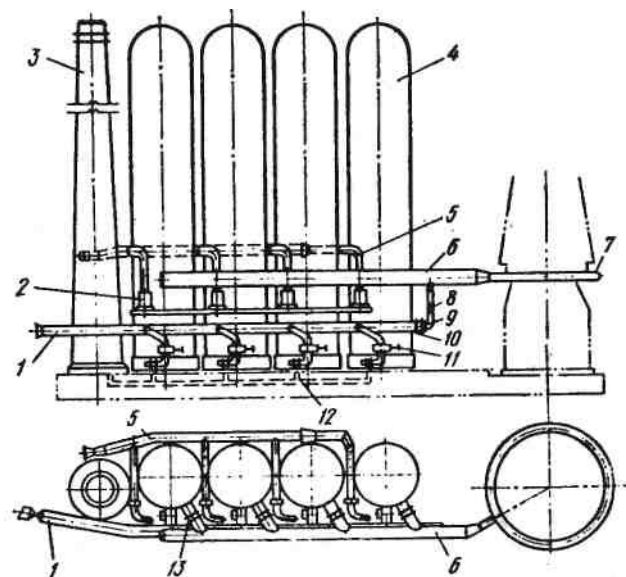


Рис. 53. Схема расположения воздухонагревателей:
1 — воздухопровод холодного дутья; 2 — газовая горелка; 3 — дымовая труба; 4 — воздухонагреватели; 5 — газопровод чистого газа; 6 — воздухопровод горячего дутья; 7 — кольцевой трубопровод; 8 — смесительный трубопровод; 9 — предохранительный клапан; 10 — смесительный клапан; 11 — клапан холодного дутья; 12 — дымовой боров; 13 — клапан горячего дутья

гает 50—55 м, наружный диаметр равен 9-13 м. Герметичный кожух выполнен из стального листа толщиной 20-40 мм, футерован изнутри. Футеровку низа стен делают из шамотного кирпича, а верхней части стен и купола из высокоглиноземистого и dinasового кирпича; между этой футеровкой и кожухом укладывают слой теплоизоляционных огнеупоров.

Во внутреннем пространстве воздухонагревателя размещена полая камера горения 8 круглого или эллипсовидного сечения, площадь которого составляет 15—20 % общей площади внутреннего пространства, остальной внутренний объем заполнен насадкой 7. Насадка выложена из огнеупорного кирпича так, что образуется множество вертикальных кана-

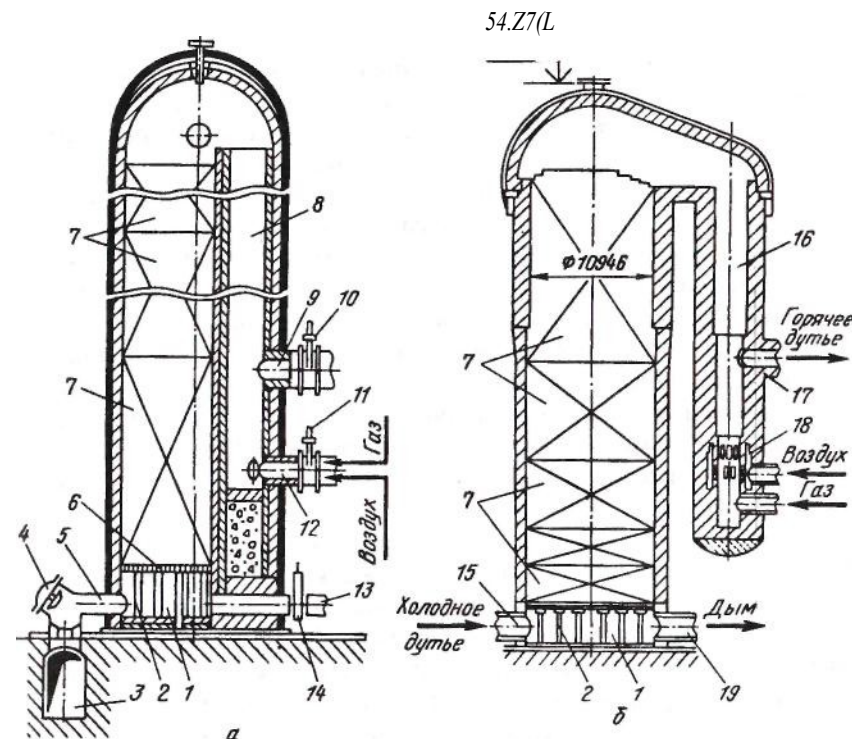


Рис. 54. Воздухонагреватели доменной печи со встроенной (а) и с выносной (б) камерами горения:

1 — поднасадочное пространство; 2 — колонны; 3 — боров; 4 — тарельчатые дымовые клапаны; 5 — патрубки; 6 — чугунная решетка; 7 — насадка; 8 — камера горения; 9 — патрубок для отвода горячего дутья; 10 — клапан; 11 — клапан холодного дутья; 12 — горелка; 13 — трубопровод холодного дутья; 14 — клапан; 15, 17, 19 — патрубки для подвода холодного дутья, отвода горячего дутья и отвода дыма соответственно; 16 — камера горения; 18 — керамическая горелка

лов для прохода по ним газов через всю высоту насадки. Применяют две разновидности кладки насадки. Одна из них — это укладка располагаемых во много рядов по высоте насадки кирпичей толщиной 40 мм так, что они образуют между собой вертикальные каналы квадратного сечения размеров 45х45 или 60х60 мм с толщиной стенки между каналами 40 мм. Другую выполняют из шестигранных блоков с несколькими круглыми сквозными отверстиями диаметром 36—45 мм; при укладке блоков друг на друга образуются вертикальные каналы круглого сечения по всей высоте насадки. Нижнюю часть насадки делают из шамотных огнеупоров, а верхнюю — из высокоглиноземистых (62—72 % Al_2O_3) и иногда из дина-совых огнеупоров.

Насадка поглощает тепло горячих продуктов сгорания в период ее нагрева и передает его воздуху в период нагрева дутья. Поэтому для улучшения теплообмена и нагрева дутья стараются обеспечивать большую поверхность нагрева насадки, т.е. поверхность ее контакта с движущимися по каналам газами. В насадке с прямоугольными каналами размером 45х45 мм поверхность нагрева на 1 м³ составляет 25 м², а в насадке из шестигранных блоков — 32,7 м², что обеспечивает повышение температуры нагрева дутья на 50 °С.

Насадка опирается на чугунные решетку 6 и колонны 2, образующие поднасадочное пространство 1, которое соединено с трубопроводом 13 холодного дутья и от которого отходят два-три патрубка 5 для отвода дыма в боров 3. В камере горения имеются горелка 12 и патрубок 9 для отвода горячего дутья.

Работа воздухонагревателя складывается из двух чередующихся периодов - нагрева насадки (газовый период) и нагрева дутья (воздушный период). В течение газового периода в горелку 12 подают топливо (доменный газ или его смесь с коксовым либо природным газом) и воздух от вентилятора; из горелки газозоодушная смесь поступает в камеру горения, где при контакте с горячими стенами воспламеняется и сгорает. Горячие продукты сгорания, двигаясь по камере вверх, изменяют под куполом направление движения, проходят сверху вниз через каналы насадки, нагревают ее и уходят через дымовые патрубки 5 в боров 3 и далее в дымовую трубу (в этот период закрыты клапаны 10 и 14). Максимальная температура газов (1350-1500 °С) наблюдается под

куполом, а на выходе из насадки дымовые газы имеют температуру 200-400 °С.

После окончания нагрева насадки воздухонагреватель переводят на нагрев дутья, закрывая тарельчатые дымовые клапаны 4 и клапан 11 горелки. Холодное дутье, через открываемый клапан 14, поступает в поднасадочное пространство и движется вверх по каналам насадки, где нагревается и затем уходит через патрубок 9 и открытый клапан 10 к доменной печи.

По мере охлаждения насадки воздухонагревателя температура горячего воздуха, выходящего из него, падает. Это недопустимо для нормальной работы доменной печи, поэтому воздух нагревают до более высокой температуры, чем это необходимо, и к нему подмешивают, используя автоматическое дозирование, требуемое количество холодного воздуха, чтобы поддерживать температуру дутья постоянной. Это осуществляется при помощи смесительного воздухопровода 8 и автоматического смесительного клапана 10, показанных на рис. 53.

Газовый период длится ~ 2 ч и примерно в два раза продолжительнее воздушного. Следовательно, необходимо не менее трех кауперов - два одновременно нагреваются, а один нагревает воздух. Фактически на печь приходится четыре каупера, а в некоторых случаях - семь кауперов на две печи.

Воздухонагреватель с выносной камерой, горения (рис. 54, б) имеет камеру насадки (собственно воздухонагреватель) и расположенную за ее пределами отдельную камеру горения 16 цилиндрической формы; они соединены между собой общим куполом. Устройство кожуха, футеровки стен, насадки 7 и поднасадочного пространства существенно не отличаются от устройства этих элементов в воздухонагревателе со встроенной камерой горения.

Нижняя половина стен камеры горения выложена высокоглиноземистым кирпичом, а в донной ее части установлена керамическая горелка 18, обеспечивающая смешивание топлива с подаваемым от вентилятора воздухом (внедрение воздуха в газовый поток из окружающей его кольевой полости горелки), что обеспечивает сгорание газа над горелкой. Такие горелки имеют большую тепловую мощность, чем обычные металлические горелки, применяемые на воздухонагрева-

телях со встроенной камерой горения. Для подвода холодного дутья служит патрубок 15, для отвода горячего дутья — патрубок 17, для отвода дыма — 19.

Основные достоинства таких воздухонагревателей по сравнению с воздухонагревателями со встроенной камерой горения: увеличивается полезный объем (поверхность нагрева) насадки; облегчаются условия службы и повышается стойкость насадки в связи с выносом высокотемпературной камеры горения за пределы кожуха воздухонагревателя; более мощные керамические горелки наряду с увеличенной поверхностью нагрева насадки позволяют повысить температуру нагрева дутья.

При проектировании ранее строившихся отечественных доменных печей предусматривали воздухонагреватели со встроенной камерой горения с суммарной поверхностью нагрева всех воздухонагревателей 60—69 м² на 1 м³ полезного объема печи. Для новых печей объемом 5000—5500 м³ предусматривают воздухонагреватели с выносной камерой горения и удельной поверхностью нагрева 100 м² на 1 м³ полезного объема печи.

§ 3. ОЧИСТКА ДОМЕННОГО ГАЗА

В современных доменных печах удельный выход доменного газа составляет 120—200 м³/м³ полезного объема в час; избыточное давление газа на колошнике равно 0,1—0,25 МПа, температура 150—400 °С; содержание пыли в газе составляет 10—40 г/м³ и паров воды 30—100 г/м³. Доменный или колошниковый газ используют как топливо воздухонагревателей доменных печей, коксовых печей, нагревательных колодцев и печей прокатных станов, котельных установок. Перед подачей в горелочные устройства для предотвращения выхода их из строя (засорение и др.) содержание пыли в газе должно быть не более 5 мг/м³, в связи с чем требуется обязательная его очистка. Требуется также охлаждение газа до 35—40 °С, чтобы ограничить количество влаги в газе, подаваемом потребителям (при снижении температуры газа влага конденсируется, т.е. ее содержание в газе уменьшается).

Для каждой доменной печи сооружают индивидуальную систему отвода и очистки газа; газ к газоочистным устройствам, располагаемым на нулевой отметке, подают от колошни-

ка по наклонному газопроводу (на печах объемом 5000 м³ их два). На современных печах, работающих с повышенным давлением газов, система газоочистки имеет несколько последовательно установленных газоочистных аппаратов, после которых газ проходит дроссельную группу (дроссельное устройство). Схема системы газоочистки, получившей наибольшее распространение на отечественных доменных печах, приведена на рис. 55.

В этой схеме для грубой очистки газа от пыли служит сухой пылеуловитель, для полутонкой — скруббер; тонкая очистка происходит в трубах Вентури и дроссельной группе.

От колошниковой части 1 печи газы по наклонному газопроводу поступают в сухой инерционный пылеуловитель 2 радиального типа.

Пылеуловитель (рис. 56) представляет собой цилиндр диаметром до 16 м с сужением вверху и внизу, футерованный шамотным кирпичом в один ряд. Подвод газа в пылеуловитель радиальный — через трубу, проходящую по его оси. При выходе из трубы происходит изменение направления движения газа на 180° и резкое снижение его скорости вследствие расширения, а крупные частицы пыли по инерции продолжают движение вниз и осаждаются в нижнем конусе пылеуловителя, откуда ее периодически выпускают в железнодорожные вагоны. Остаточное содержание пыли в газе 1—3 г/м³.

После пылеуловителя газ поступает в скруббер 3 (рис. 55), где происходит полутонкая очистка газа от пыли. В современных системах очистки доменного газа применяют

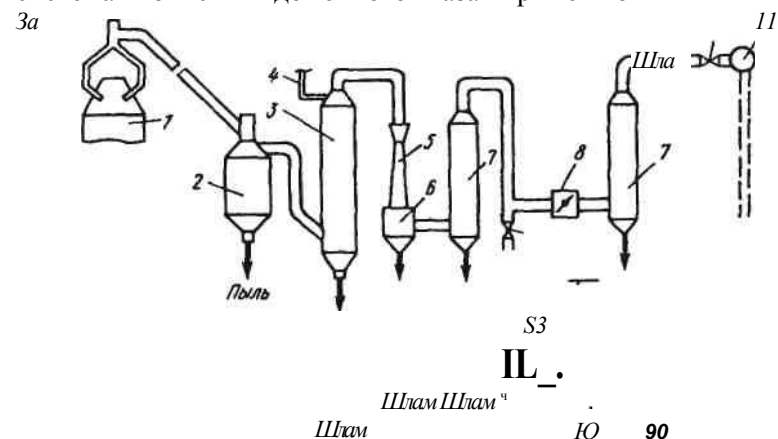


Рис. 55. Схема системы очистки доменного газа:

1 — колошниковая часть печи; 2 — инерционный пылеуловитель; 3 — скруббер; 4 — газопровод; 5 — труба Вентури; 6 — бункер; 7 — каплеуловитель; 8 — дроссель; 9 а, б, в — задвижки; 10 — ГУБТ; 11 — цеховой газопровод

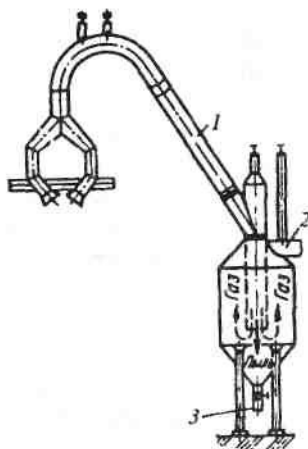


Рис. 56. Схема устройства сухого радиального пылеуловителя:
1 — газопровод от печи; 2 — труба отвода газа; 3 — устройство для выпуска пыли

Рис. 57. Безнасадочный скруббер:
1 — бункер; 2 — гидрозатвор; 3 — форсунки

безнасадочные скрубберы. Такой скруббер (рис. 57) выполнен в виде цилиндра диаметром 6-9 и высотой 25-40 м, в верхней части которого в несколько рядов по высоте расположены форсунки для подачи воды. Двигаясь вверх, газ орошается водой, при этом он охлаждается до 35-40 °С, а крупные частицы пыли смачиваются водой и осаждаются в нижнем бункере в виде шлама (взвеси частиц пыли в воде). Остаточное содержание пыли в газе после скруббера составляет 0,4-1,6 г/м³, шлам периодически выпускают снизу через гидрозатвор.

Из скруббера доменный газ поступает в трубу Вентури 5 (рис. 55) (иногда в две-три параллельно включенные трубы Вентури) и затем в водоотделитель 7 (каплеуловитель), обеспечивающие его тонкую очистку от пыли. Труба Вентури (труба-коагулятор или турбулентный промыватель) включает (рис. 58) суживающуюся часть - конфузор, который увеличи-

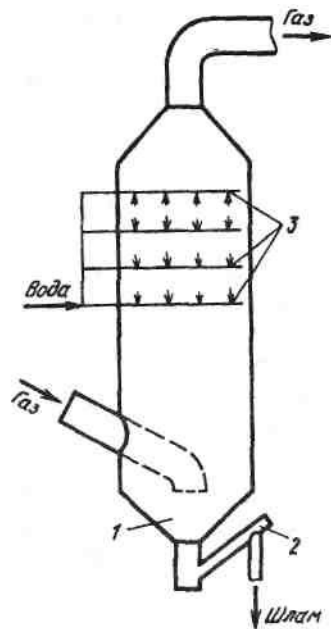


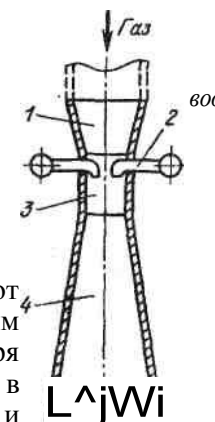
Рис. 58. Труба Вентури:
1 — конфузор; 2 — форсунка; 3 — горловина;
4 — диффузор

вает скорость движения газа; цилиндрическую горловину, где достигается максимальная скорость газа и высокая степень турбулентности (перемешивания) газа и расширяющуюся часть — диффузор, в котором скорость газа уменьшается.

В конфузор или в начало горловины подают орошающую воду, которая дробится газовым потоком на мельчайшие капли. Благодаря высокой турбулентности частицы пыли в горловине сталкиваются с каплями воды и поглощаются ими. Таким образом, в газовом потоке после трубы Вентури вместо мельчайших трудноотделимых частиц пыли содержатся значительно более крупные образования, которые можно сравнительно легко отделить от газа. Наиболее крупные капли воды с частицами пыли в них осаждаются в бункере (рис. 55, 6), а остальные отделяются от газового потока в каплеуловителе (рис. 55, 7).

В современных системах очистки доменного газа используют так называемые нерегулируемые низконапорные трубы Вентури, т.е. трубы с неизменным сечением горловины, работающие при относительно невысоких скоростях движения газа в горловине (60—100 м/с) и перепаде давления до и после трубы (3—6 кПа). Остаточное содержание пыли после трубы Вентури и водоотделителя равно ~ 20—40 мг/м³ газа.

Дополнительная тонкая очистка газа от пыли происходит в дроссельном устройстве (рис. 55, 8), основное назначение которого — создание повышенного давления газа в печи; после дроссельного устройства давление газа снижается до величины, близкой к атмосферному. Дроссельное устройство представляет собой (рис. 59) два фланца 1, между которыми расположены пять параллельных патрубков разного диаметра, предназначенных для прохода газа. В трех патрубках 2 диаметром 750—1000 мм и в патрубке 6 диаметром 400 мм установлены дроссели — поворотные диски 5 с приводом от электродвигателя 8 и редуктора 9; в патрубке 3 дроссели нет.



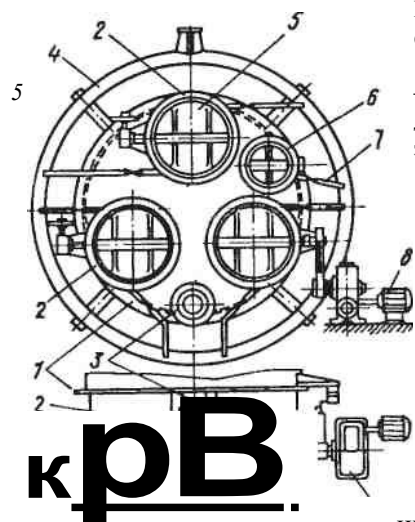


Рис. 59. Дроссельное устройство: / — фланцы; 2 — три патрубка диаметром 750—1000 мм; 3 — патрубок; 4 — кольцевая труба; — поворотные диски; 6 — патрубок диаметром 400 мм; 7 — форсунки; 8 — электродвигатель; Р — редуктор

Поворачивая диски на некоторый угол, уменьшают или увеличивают сечение патрубков, по которым проходит газ; уменьшение сечения патрубков ведет к повышению давления газов в печи. Три больших дросселя обеспечивают грубую регулировку давления газа; дроссель патрубка 6, связанный с регулятором, поддерживает постоянное давление газа в доменной печи. Для обеспечения тонкой очистки доменного газа во входную часть патрубков подают воду через форсунки 7 от кольцевой трубы 4. В патрубках дроссельной группы скорость газа достигает 250—300 м/с, в связи с чем они работают как газоочистной аппарат по тому же принципу, что и трубы Вентури, обеспечивая поглощение пыли каплями воды. Далее газ проходит через каплеуловитель 7 (рис. 55) и задвижку 9а, поступая в цеховой газопровод 11 очищенного доменного газа. Содержание пыли в газе после дроссельной группы составляет 2—3 мг/м³. По газопроводу 4 (рис. 55) газ отводят на колошник для уравнивания давления в межконусном пространстве.

В последние годы многие доменные печи с целью экономии энергоресурсов оборудуют газовыми утилизационными бескомпрессорными турбинами — ГУБТ, которые вырабатывают электроэнергию за счет использования энергии повышенного давления доменного газа. Подаваемый в ГУБТ доменный газ высокого давления обеспечивает вращение турбины, являющейся приводом электрогенератора, вырабатывающего электроэнергию; давление газа в турбине снижается до атмосферного. ГУБТ позволяет возратить до 40 % энергии, израсходованной на сжатие доменного дутья, при этом себестои-

мость электроэнергии примерно в два раза ниже, чем при ее выработке на заводской теплоэлектроцентрали (ТЭЦ).

ГУБТ устанавливают после газоочистных аппаратов параллельно дроссельному устройству, как это пунктиром показано на рис. 55. Очищенный доменный газ направляют в ГУБТ 10 путем открытия задвижек 9 б и 9 в; после ГУБТ доменный газ поступает в общецеховой газопровод 11 доменного газа. При пропускании газа через ГУБТ дроссельная группа находится в закрытом положении, а давление на колошнике печи регулируется имеющейся в ГУБТ диафрагмой. В случае остановок ГУБТ (неполадки, ремонты и др.), газ пропускают через дроссельное устройство, что обеспечивает работу доменной печи на повышенном давлении.

Основные параметры применяемых ГУБТ:

Тип турбины.....	ГУБТ-6	ГУБТ-8	12000
Номинальная мощность, кВт	6000	8000	360000
Пропускная способность, м ³ газа в час	235000	265000	

В зависимости от пропускной способности ГУБТ и выхода газов от доменной печи возможны различные варианты сочетания печей и ГУБТ: одна печь — одна ГУБТ, несколько доменных печей — одна ГУБТ, одна доменная печь — две ГУБТ (для печей объемом 5000 м³). Ориентировочно число рабочих часов турбины в году принимают 7000—8000; выработку электроэнергии турбинами ГУБТ—6, 8 и 12, соответственно, около 40, 60 и 80—90 млн кВт • ч в год.

§ 4. ВЫПУСК И УБОРКА ЧУГУНА

Литейный двор. Для выпуска жидких чугуна и шлака доменные печи, как отмечалось ранее, оборудованы чугунными и шлаковыми летками. Из леток чугун и шлак попадают в желоба, по которым они стекают в чугуновозные и шлаковозные ковши (на некоторых печах шлак по желобам поступает на установки припечной грануляции).

Для размещения чугунных и шлаковых желобов и оборудования, обслуживающего летки и фурменные приборы, вокруг доменной печи сооружают площадку — литейный двор, располагаемый на уровне чугунных леток; литейный двор заключен

в здание, охватывающее нижнюю половину доменной печи. Под литейным двором расположены железнодорожные пути, по которым под сливные носки (концы) чугунных и шлаковых желобов подают чугуновозы и шлаковозы, в ковши которых из желобов поступают продукты плавки.

Выпуск чугуна. На печах с одной чугунной леткой происходит 8—10 выпусков чугуна в сутки, на печах с двумя летками 10—14, на печах с тремя-четырьмя летками 15—20; при этом на печах с двумя-четырьмя летками они работают последовательно — после закрытия одной летки открывают следующую.

Чугунную летку открывают с помощью сверлильной бурмашины, удаляющей из канала летки огнеупорную массу вращающимся буром диаметром 70—80 мм. Одна из конструкций сверлильной машины показана на рис. 60. Основа машины — колонна 4 крепится своим основанием 10 к площадке литейного двора. На колонне закреплены с возможностью вращения вокруг нее направляющая балка 3 и поддерживающий ее кронштейн 2. По балке 3 с помощью механизма 7 передвигается каретка 8, в которой закреплен сменный бур 11 и механизм его вращения 9.

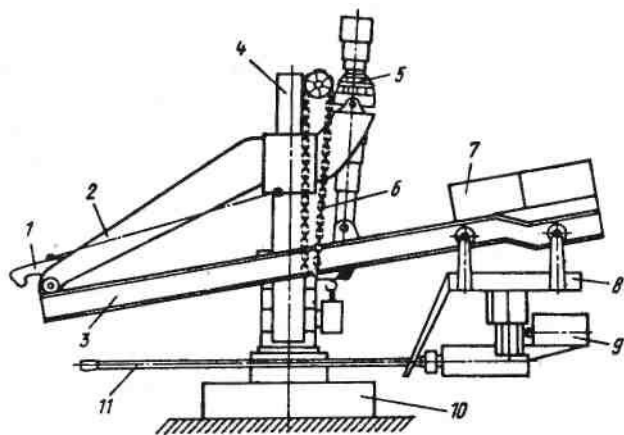


Рис. 60. Поворотная сверлильная машина для вскрытия летки: 1 — защелка; 2 — кронштейн; 3 — направляющая балка; 4 — колонна; 5 — механизм изменения угла наклона балки и бура; 6 — цепь; 7 — механизм перемещения каретки; 8 — каретка; 9 — механизм вращения бура; 10 — основание колонны; 11 — сменный бур

Для вскрытия летки поворачивают вокруг колонны 4 балку * так, чтобы бур был направлен вдоль оси летки; с помощью лассетки 1 крепят балку к кожуху печи и включают механизм 9 вращения бура и механизм 7, обеспечивающий движения каретки и бура к оси печи, т.е. сверление канала летки. После вскрытия канала летки бур из нее выводят путем передвижения каретки вправо и затем, вращая балку 3, отводят бур в сторону от летки. Угол наклона балки и бура изменяют с помощью механизма 5, воздействуя вручную на цепь 6.

Закрытие летки после выпуска чугуна осуществляют густой огнеупорной леточной массой с помощью электропушки. Используют две разновидности леточных масс. Одна из них состоит из увлажненной глины и молотого кокса (40—70%), иногда с добавкой каменноугольного пека до 17 %. Другая — Псзводная леточная масса — включает огнеупорную глину, шамотный порошок, молотый кокс и каменноугольную смолу (19-29%).

Летку закрывают с помощью одноцилиндровой пушки с электрическим приводом (электропушки), одна из разновидностей которой показана на рис. 61. Пушка работает как шприц, ее основным рабочим органом является цилиндр 2, внутри которого перемещается поршень, выталкивающий леточную массу через носок 1. Пушка опирается на колонну 3.

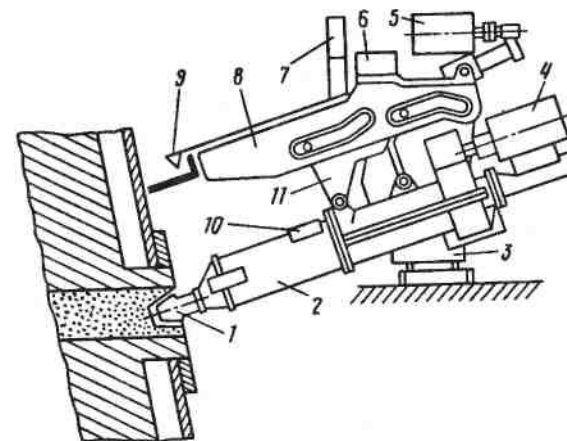


Рис. 61. Электрическая пушка для забивки летки: 1 — носок; 2 — цилиндр; 3 — колонна; 4 — механизм,двигающий поршень; 5 — механизм движения тележки; 6 — механизм поворота пушки; 7 — привод; 8 — лафет; 9 — защелка; 10 — люк; 11 — тележка

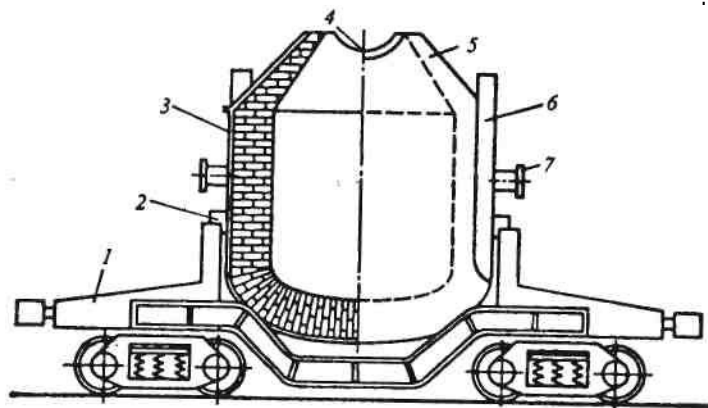


Рис. 62. Чугуновозный ковш:
1 — ходовая тележка; 2 — опорная цапфа; 3 — ковш; 4 — отверстие горловины;
5 — горловина; 6 — щека; 7 — цапфа

вокруг которой ее можно поворачивать с помощью механизма 6; колонна своим основанием закреплена на литейном дворе в стороне от летки.

Для закрытия летки пушку поворачивают, подводя цилиндр 2 и носок 1 к летке, и фиксируют ее положение, опуская с помощью привода 7 защелку 9, которая цепляется за скобу на кожухе печи. Далее включают механизм 5 движения тележки 11, которая своими роликами перемещается в направляющих пазах лафета 8, обеспечивая прижатие носка 1 к летке. Затем с помощью механизма 4,двигающего поршень, выталкивают леточную массу из цилиндра через отверстие носка 1 в канал летки. После закрытия летки поворачивают с помощью механизма 6 пушку, отводя ее от летки. Леточную массу в цилиндр загружают через люк 10, объем цилиндра равен 0,25—0,5 м³. Управление пушкой дистанционное.

Уборка чугуна. Выходящий из летки чугун по желобам литейного двора стекает в ковши чугуновозов, транспортирующих его в сталеплавильные цехи или на разливочные машины доменного цеха. Применяют чугуновозы с открытым грушевидным ковшом и ковши миксерного типа (передвижные миксеры). Чугуновоз первого типа показан на рис.62. Он представляет собой железнодорожную тележку 1 с ковшом 3 грушевидной формы. Ковш устанавливают на тележку мостовым краном, поднимая за две цапфы 7; на тележку ковш опирается че-

тырмья цапфами 2. Ковш футерован шамотным кирпичом, вместимость ковшей равна 90-140 т. Отверстие 4 горловины 5 служит для приемки выпускаемого из доменной печи чугуна и для слива чугуна из ковша, осуществляемого путем наклона ковша. Щеки 6 используют для опоры наклоняемого ковша на разливочной машине (см. ниже). Такие ковши служат для транспортировки чугуна в миксерные отделения сталепла-нильных цехов и на разливочные машины доменного цеха.

Ковш миксерного типа показан на рис. 91; чугун в таких ковшах перевозят в переливные отделения сталеплавильных цехов.

Разливочные машины. В случае необходимости отправлять потребителям чугун в твердом виде его разливают в чушки (слитки) на разливочных машинах. Для этого в доменном цехе предусматривают разливочное отделение, в котором устанавливают несколько разливочных машин. Разливочная машина (рис. 63) представляет собой две наклонные параллельно движущиеся конвейерные ленты 7, огибающие звездочки 2 и 10. Каждая лента выполнена из двух пластинчатых цепей, на которых закреплены формы — мульды; цепи опираются на ролики 6; звездочка 10 соединена с приводом, обеспечивающим лнижение ленты.

Процесс разливки чугуна заключается в следующем. Поступивший на чугуновозе от доменной печи ковш 4 наклоняют с помощью кантовального устройства 5, при этом ковш своими щеками опирается на стенд 1. Сливаемый из ковша 4

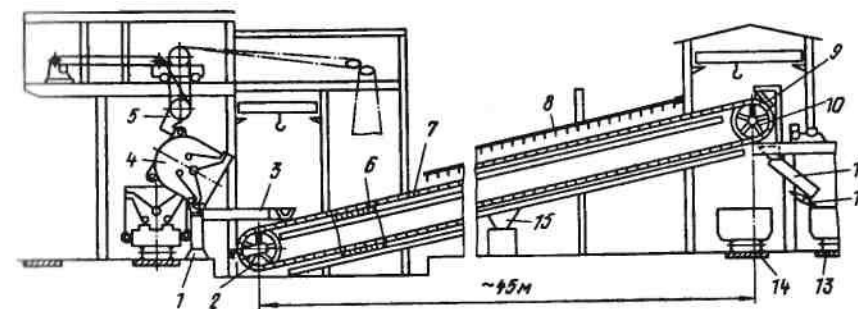


Рис. 63. Разливочная машина:
1 - стенд; 2, 10 — огибающие звездочки; 3 — желоб для слива чугуна; 4 — ковш; 5 — кантовальное устройство; 6 — ролики; 7 — конвейерные ленты; 8 — водопровод; 9 — ударное устройство; 11, 12 — перекидные желоба; 13, 14 — железнодорожные пути; 15 — обрызгиватель

чугун по желобу 3 с двумя сливными носками поступает в мульты двух движущихся вверх конвейерных лент 7. В процессе движения лент чугуна в мульты, поливаемый водой через брызгала водопровода 8, застывает.

При огибании конвейером звездочки 10 затвердевшие чушки чугуна подвергаются ударам устройства 9 для выбивания чушек и выпадают из мульт. Далее они попадают на перекидные желоба 11 и 12, позволяющие без остановки машины направлять чушки на железнодорожные платформы, стоящие на путях 13 либо 14.

Опорожненные мульты после звездочки 10 движутся вниз в опрокинутом положении и их обрызгивают известковым раствором с помощью обрызгивателя 15, что предотвращает приваривание чугуна к мультам. Масса отливаемых чушек составляет либо 18—23, либо 45 кг, скорость движения ленты равна 11,3 м/мин, производительность машин равна 122—204 т/ч.

§ 5. ВЫПУСК И УБОРКА ШЛАКА

Из доменных печей объемом 3200—5500 м³, имеющих четыре чугунные летки, практически весь шлак выпускают через чугунные летки вместе с чугуном в главные желоба, оборудованные устройством (скиммером) для разделения чугуна и шлака; после скиммера шлак отводится из главного желоба по отводному шлаковому желобу. Из доменных печей объемом 2700 м³ и менее, имеющих одну-две чугунные и две шлаковые летки, шлак выпускают как через шлаковые летки (верхний шлак), так и через чугунные (нижний шлак). По шлаковым желобам литейного двора шлак поступает либо в ковши шлаковозов, устанавливаемых под сливными носками желобов (ковшовой способ уборки шлака), либо на установки припечной грануляции (бесковшовой способ уборки). Большую часть (~ 95 %) доменного шлака перерабатывают и используют в строительстве.

Ковшовой уборкой шлака применяется на всех строившихся до недавнего времени доменных печах. При этом способе уборки выпускаемый из печи шлак по шлаковым желобам стекает в ковши шлаковозов, транспортирующих его на установки переработки жидкого шлака (грануляционные и другие) и в небольших количествах в шлаковые отвалы. Шлаковоз пока-

Рис. 64. Шлаковоз: 1 — тележка; 2 — лафеты; 3 — зубчатые секторы; 4 — цапфы; 5 — опорное кольцо; 6 — съемный шлаковый ковш; 7 — механизм поворота опорного кольца

зан на рис. 64. Он представляет собой несамоходную железнодорожную тележку, в опорном кольце 5 которой закреплен съемный шлаковый ковш 6. Опорное кольцо двумя цапфами 4 с зубчатыми секторами 3 опирается на два лафета 2 тележки /; винтовой или зубчатый механизм 7 обеспечивает поворот опорного кольца с ковшом вокруг оси цапф, и тем самым слив жидкого шлака из ковша. Шлаковый ковш (чашу) 6 отлипают из стали, объем ковша составляет 11, 16 или 16,5 м³. Большую часть шлака при ковшовой уборке от печей перерабатывают путем мокрой и полусухой грануляции, получая гранулы размером 1—10 мм; гранулированный шлак используют и качестве сырья для производства бетонов, цемента и др. Более перспективной считают полусухую грануляцию, так как она позволяет получать гранулированный шлак со значительно меньшей влажностью и с меньшим расходом воды на грануляцию.

Полусухую грануляцию осуществляют на гидрожелобных и барабанных установках. На гидрожелобной установке жидкий шлак из ковша шлаковоза сливают в стальной желоб, в который подают струями воду под давлением 0,4—0,7 МПа, раздробляющую поток шлака на капли (гранулы), которые застывают и отбрасываются на склад на расстояние до 40 м. На

барабанных установках жидкий шлак и поток воды подают на лопасти вращающегося барабана, раздробляющего шлак на мелкие капли.

Мокрую грануляцию осуществляют на бассейновых и желобных установках. Бассейновая установка представляет собой заполненный водой бассейн глубиной 2—6 м и вместимостью до 5500 м³. Жидкий шлак сливают в бассейн, наклоня ковш шлаковоза; в воде жидкий шлак в результате ее бурного испарения раздробляется на гранулы и застывает. На желобных установках жидкий шлак сливают в желоб, в который подают воду под давлением 0,15—0,5 МПа, что вызывает образование шлаковых гранул.

Часть жидкого шлака используют для получения литого щебня. При этом шлак сливают в бетонированную траншею и затем поливают его водой. Застывший шлак разрабатывают экскаватором и после дробления используют либо в качестве балласта при строительстве автомобильных и железных дорог, либо заполнителя для бетонов. Шлаковую пемзу получают, сливая шлак в траншею при орошении водяными струями, что вызывает всплывание затвердевающего шлака и получение пористого продукта, используемого в качестве наполнителя легких бетонов.

Немного доменного шлака используют для получения шлаковой ваты. Из переплавляемого в вагранках или специальных печах шлака с помощью центробежного дутьевого устройства или многовалковой центрифуги формируют тонкие волокна (вату), применяемую для тепло- и звукоизоляции в строительстве.

Немного шлака отправляют в шлаковый отвал, сливая с насыпи, на которой проложен железнодорожный путь для шлаковозов. Впоследствии шлак из отвалов перерабатывают, используя при строительстве шоссежных дорог. Из отвального шлака извлекают также чугунный скрап.

Новые и реконструированные доменные цехи не должны иметь шлаковых отвалов; это обеспечивает значительную экономию земельной площади, уменьшает загрязнение окружающей среды и позволяет получать из жидкого шлака более ценные продукты - гранулированный шлак и др.

Припечная грануляция. Вновь сооружаемые доменные печи оснащают установками припечной грануляции, что позволяет на 15—30 % снизить капитальные затраты и эксплуатационные

расходы, прежде всего за счет сокращения большого парка шлаковозов; уменьшить численность обслуживающего персонала; более полно использовать шлак, так как при перевозке и ковшах 15-30% шлака теряется в виде корок и настелей на ковшах; уменьшить загрязнение атмосферы в связи с размещением установок в закрытом кожухе и улавливанием в нем выделяющихся при грануляции вредных сернистых газов.

Одна из современных установок припечной грануляции доменных шлаков показана на рис. 65.

Доменную печь оборудуют двумя такими установками, расположенными симметрично с двух противоположных сторон печи, причем каждая установка имеет две автономные рабочие линии; к одной из них шлак от печи поступает по ответвлению *ба* шлакового желоба, а к другой - по отверстию *бб* (рис. 65).

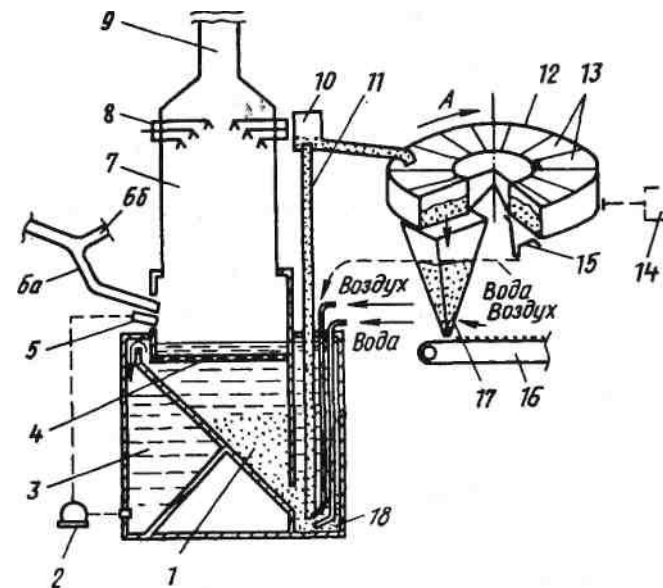


Рис. 65. Установка припечной грануляции шлака:

1 - бункер; 2 - насос; 3 - бункер; 4 - решетка; 5 - гранулятор; 6, а и б - шлаковые желоба; 7 - скруббер; 8 - форсунки; 9 - труба выбросов газов в атмосферу; 10 - сепаратор; 11 - эрлифт (труба); 12 - обезвоживатель; 13 - секции обезвоживателя; 14 - привод; 15 - водосборник; 16 - конвейер; 17 - бункер; 18 - колодец

Под желобом *б а* расположен гранулятор 5, подающий струи воды под давлением, которые раздробляют стекающий с желоба шлак на гранулы. Смесь воды, пара и гранул поступает в бункер 7; решетка 4 предотвращает попадание в бункер крупных предметов. Пар и газы поступают в скруббер 7 и выбрасываются через трубу 9 в атмосферу. В скруббер через форсунки 8 подают известкованную воду, которая поглощает из пара и газов сернистые соединения. Вода, поступающая через решетку 4 в бункер 3, вновь подается в гранулятор насосом 2.

Шлаководяная пульпа (гранулы шлака с водой) из бункера 1 поступает в колодец 18, откуда ее поднимают вверх с помощью эрлифта — трубы 11, в которой подъем осуществляется за счет подаваемого в нижнюю часть трубы сжатого воздуха; для взмучивания пульпы под трубу 11 подают воду. Поднимаемая эрлифтом пульпа попадает в сепаратор 10, где происходит отделение отработанного воздуха, а затем самотеком по наклонному трубопроводу сливается в обезвоживатель 12 карусельного типа, который с помощью привода 14 вращают по направлению стрелки *А*. Обезвоживатель разделен на шестнадцать отдельных секций 13, имеющих решетчатое откидывающееся дно. Пульпа последовательно поступает в каждую из секций, и за время вращения обезвоживателя вода пульпы стекает через решетчатое дно секций 13 в водосборник 15, откуда поступает в бункер 1. Днища секций 13 открываются над бункером 17 и гранулы высыплются в него, где дополнительно осушиваются подаваемым снизу воздухом. Из бункера 17 гранулы попадают на конвейер 16 и далее на склад.

Каждая из четырех линий установки рассчитана на прием всего выпускаемого из доменной печи шлака; на больших печах интенсивность выхода шлака достигает 5—10 т/мин. Значительная часть установки (низ бункера 1, камеры 13 и колодца 18) расположена под землей.

§ 6. РАБОТА ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ И ЭКОЛОГИЯ

Доменные печи и ряд участков доменного цеха вызывают заметное загрязнение воздушной среды пылью и вредными газами. Потенциальный источник загрязнения — доменный (колошниковый) газ, выделяющийся в количестве 120—200 м³/м³

объема печи в час и содержащий 22—30 % токсичного газа СО и 10—40 г/м³ пыли. Доменный газ улавливают, очищают от пыли и используют в качестве топлива; очистка доменного газа описана в § 3 настоящей главы.

Основные участки, загрязняющие атмосферу пылегазовыми выбросами в доменном цехе — это литейные дворы, системы шихтоподачи, загрузочные устройства печей, установки грануляции шлака, разливные машины, устройства для выгрузки пыли из сухих пылеуловителей.

На литейном дворе основное количество запыленных газов выделяется у чугунных и шлаковых леток, над чугунными и шлаковыми желобами при выпуске продуктов плавки и на местах слива продуктов плавки в ковши; выделяются СО, сернистый газ и пыль (оксиды железа, графит, а также оксиды Si, Ca, Mg). На новых и реконструируемых печах рекомендуется установка отсасывающих зонтов над летками, укрытие чугунных и шлаковых желобов съемными плитами, установка зонтов-кабин над местами слива чугуна и шлака из желобов В ковши с отсосом газов от этих устройств и их последующей очисткой от пыли.

Сильно пылящими являются *шихтоподачи*, в которых загрузку материалов в скипы осуществляют вагон-весами. На современных печах с конвейерной подачей шихты на колошник места пересыпки материалов (с конвейеров, из бункеров и др.) заключают в укрытия, из которых газы отводят в газоочистку. На печах с двухконусным засыпным аппаратом источником значительного загрязнения атмосферы могут быть выбросы газа из межконусного пространства. Они происходят при опускании малого конуса и в период выпуска газа из межконусного пространства и содержат СО и пыль (в основном, оксиды железа и, кроме того, оксиды кремния, кальция, магния, марганца и углерод).

Снижение выбросов пыли достигают двумя способами: либо очисткой газов, либо созданием в межконусном пространстве большего давления, чем на колошнике, что предотвращает переток грязного газа из печи в межконусное пространство.

Установки грануляции жидких шлаков — источники больших парогазовых выбросов. Образующиеся при обработке шлака водой они содержат сероводород и в меньшем количестве сернистый ангидрид. При грануляции основным токсичным веществом является сероводород Н₂S. Действенным способом

улавливания сернистых соединений в самом гидрожелобе является добавка известкового раствора к воде, подаваемой на гранулятор (подщелачивание воды). Новые грануляционные установки рекомендуется размещать в закрытом кожухе и очищать улавливаемые парогазовые выбросы путем впрыскивания в их поток известкованной воды.

При разливке чугуна на разливочных машинах выделяется газ, содержащий пыль (графит, оксиды железа). Для его улавливания над местами разлива размещают поворотные зонты с отсосом от них газов в рукавные фильтры.

В системах очистки доменного газа (§ 3 гл. 4) пыль, осаждающаяся в сухих пылеуловителях, периодически выпускают в вагоны, при этом несмотря на увлажнение пыли много ее (~ 1 кг на 1 т чугуна) выделяется в атмосферу; содержание пыли в воздухе в месте выгрузки достигает 250 г/м³.

Г л а в а 5. ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

§ 1. МАТЕРИАЛЬНЫЙ И ТЕПЛОВЫЙ БАЛАНСЫ ПЛАВКИ

Материальный баланс доменной плавки составляют, используя итоги расчета шихты и расчетов количества колошникового газа и дутья. Сопоставление приходных и расходных статей баланса позволяет проверить правильность расчета шихты, расхода дутья и т.д. Расчет шихты делают с тем, чтобы определить расход отдельных материалов для выплавки единицы чугуна заданного состава и получения шлака требуемых состава и свойств. Расчет шихты, количества дутья и его состава и количества колошникового газа выполняют на основании данных о составе шихтовых материалов, дутья, углеводородных заменителей кокса и известных закономерностей процессов, протекающих в доменной печи.

В качестве примера ниже представлен материальный баланс доменной плавки:

Задано, кг		Получено, кг	
Агломерата . . .	1130,0	Чугуна	1000,0
Окатышей	615,0	Шлака	420,0
Кокса	480,5	Газа сухого	2461,0
Дутья	1700,3	Влаги и пыли . . .	73,0
Природного газа .	95,2	Влаги восстановления	67,0
Итого	4021,0	Итого	4021,0

Используя полученные данные материального баланса и тепловые эффекты химических реакций, а также данные об

энтальпиях чугуна и шлака, потерях тепла во внешнее пространство, можно подсчитать тепловой баланс доменной плавки.

Для характеристики тепловой работы доменных печей в табл. 2 приведены основные статьи теплового баланса доменной плавки на 1 кг передельного чугуна для различных условий плавки.

Для оценки тепловой работы доменной печи можно принимать, что расход тепла на выплавку 1 кг передельного чугуна составляет 12300 кДж, а для хорошо работающих печей - даже 11200-11500 кДж.

По данным теплового баланса вычисляют такую важную характеристику печи, как коэффициент полезного действия тепла K_m . Для определения K_m от суммы баланса, принятой за 100 %, вычитают потери тепла с доменным газом, пылью, с охлаждающей водой и потери во внешнее пространство. Обычно значение K_m при выплавке передельного чугуна составляет 78—87 %. Более высокое значение K_m свидетельствует о лучшем использовании тепла в печи.

Таблиц 2. Основные статьи теплового баланса доменной плавки на 1 кг передельного чугуна

Статьи баланса	Количество тепла	
	кДж	%
<i>Приход тепла</i>		
1. От окисления углерода	11300-14230	100,0
2. От нагретого дутья "S. От		
окисления водорода		
4. От шлакообразования		
Итого		
<i>Расход тепла</i>		
1. На диссоциацию оксидов	11300-14230	100,0
2. На разложение карбонатов . . .		
3. На разложение природного газа		
4. Унос чугуном		
5. Унос шлаком		
6. На разложение влаги дутья . . .		
7. На испарение влаги ;		
' . Унос доменным газом и пылью		
9. Потери с охлаждающей водой и во внешнее пространство		
Всего		

§ 2. РАСХОД КОКСА

Кокс является наиболее дорогим и дефицитным шихтовым материалом доменной плавки, и удельный расход кокса служит характеристикой экономичности работы печи. Величина расхода кокса влияет на производительность печи и показывает использование химической и тепловой энергий топлива в рабочем пространстве печи. В удельном расходе кокса отражается уровень техники, степень подготовки сырья к плавке и мастерство ведения доменного процесса. За послевоенные годы средний удельный расход кокса на 1 т переплавленного чугуна снизился с 931 до 540 кг. На лучших доменных печах он достигает 350—400 кг/т, а на различных заводах в зависимости от условий плавки он изменяется в пределах 350—600 кг/т чугуна.

Ниже приведены данные о влиянии различных факторов на расход кокса:

Фактор	Изменение расхода, %
Повышение содержания железа в шихте на 1 %	—(0,8—1,3)
Повышение температуры дутья на 100 °С	—(2—2,5)
Вдувание 1 м ³ природного газа на 1 т чугуна	—(0,15—0,20)
Увеличение давления под колошником на 0,01 МПа	—(0,1—0,3)
Вывод из шихты 100 кг известняка	—(3—5)
Металлизация шихты на 10 %	—(5—8)
Увеличение содержания в коксе:	
зола на 1 %	+(1,2—1,5)
серы на 0,1 %	+(0,3—0,5)
Увеличение содержания в чугуне:	
марганца на 0,1 %	+(0,2—0,3)
кремния на 0,1 %	+(0,6—1,2)
Увеличение количества мелочи (5 мм) в шихте на 1 %	+(1—2)

Существуют несколько методик приближенного расчета расхода кокса. Сравнительно простым является расчет по эмпирической формуле, полученной на основании обобщения опыта работы доменных печей Магнитогорского металлургического комбината:

$$K = 850 - 3,8Fe_{ар} + 2(O_a - 21) - 0,8П - 0,09t_d + 0,6H_2O + 0,24И - 13,1,$$

где K - расход кокса, кг/т чугуна; $Fe_{ар}$ - содержание железа в агломерате, %; O_a — содержание кислорода в дутье, %; $П$ — расход природного газа, м³/т; t_d - температура

дутья, °С; H_2O - влажность дутья, г/м³; $И$ - расход известняка, кг/т.

Другая формула, полученная путем обобщения практических данных (формула В.Г.Воскобойникова), учитывает влияние ряда других факторов:

$$K = 1150 + 50(Si + S_k) + 5A_k + 2,5J_m - 10Fe_{кон} - 0,1Г_d - 1000S - 0,8П - (2,6+4,1)t_m.$$

В этой формуле помимо принятых выше обозначений: $Fe_{кон}$ — содержание железа в железорудном концентрате, %; Si и S — содержание кремния и серы в чугуне, %; S_k и A_k - содержание серы и золы в коксе, %; J_m - содержание мелочи (< 3 мм) в шихте, %; t_m - степень металлизации шихты, %.

Следует обратить внимание на то, что в этой формуле $Fe_{кон}$ представляет собой содержание железа не в офлюсованной шихте (агломерате, окатышах), а в концентрате, из которого они получены.

Приведенная формула может быть применена при изменении температуры в пределах 1000-1300 °С, содержания железа в концентрате — в пределах 58-65% и расхода газа — в пределах 0-120 м³/х-

5 3. ОСНОВНЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Основными показателями, характеризующими работу доменной печи, являются: производительность в единицу времени и расход кокса на тонну выплавляемого чугуна.

Для оценки производительности доменных печей различного объема применяют показатель: *коэффициент использования полезного объема* (к.и.п.о.), представляющий собой отношение полезного объема печи V , к ее среднесуточной производительности P , т/сут: к.и.п.о. = V/P . Единицей измерения к.и.п.о. является м³ • сут/т.

Для расчета к.и.п.о. пользуются не суточной выплавкой, а среднесуточной, т.е. средней за какой-либо представительный период (месяц, квартал, год) с исключением времени, затраченного на проведение капитальных ремонтов.

Чем ниже к.и.п.о., тем более производительнее работает доменная печь. За последние сорок лет коэффициент использования полезного объема улучшился почти вдвое, с 1,15 до 0,55, а на передовых заводах он достигает 0,4 и ниже.

Иногда для характеристики работы доменной печи пользуются показателем, обратным к.и.п.о., — съемом чугуна с 1 м³ полезного объема.

Так как производительность доменных печей при выплавке чугунов и доменных ферросплавов различных видов и марок неодинакова, то при расчете к.и.п.о. суточную выплавку выражают в тоннах передельного чугуна. Для этого массу выплавки чугунов всех видов и марок пересчитывают на передельный при помощи переводных коэффициентов:

Чугун передельный.....	1,00
Чугун передельный высококачественный	1,34
Чугун литейный (в среднем)	1,26
То же по маркам.....	1,15—1,40
Ферромарганец доменный	2,5
Феррофосфор.....	4,0

Производительность доменной печи данного объема зависит от интенсивности плавки и удельного расхода кокса. Интенсивность плавки / может характеризоваться различными показателями:

отношением суточного расхода кокса к объему доменной печи;
отношением суточного расхода углерода топлива к объему печи;

количеством кокса, сожженного за 1 ч на 1 м² площади горна;

отношением количества дутья за единицу времени к объему печи.

Наиболее распространенным в отечественной практике показателем интенсивности плавки является отношение количества углерода топлива, израсходованного за сутки, к полезному объему печи, т/(м³ ■ сут):

$$I_c = (C_K K + C_d < 2d) / 10 \text{ек},$$

где C_K и C_d — содержание углерода соответственно в коксе и углеродсодержащих добавках, %; K и Q_R — суточный расход соответственно кокса и углеродсодержащих добавок, т; V — полезный объем доменной печи, м³.

Интенсивность доменной плавки, вычисленная таким способом, достигает значений 0,95—1,25 т углерода в сутки на 1 м³ объема печи.

Количество сожженного топлива в тоннах на 1 м² площади горна можно определить следующим образом:

$$I_c = (K + 0,0008 Q_r) / A,$$

где A — площадь сечения горна, м²; Q_r — расход природного газа, м³/сут.

Эта величина составляет обычно 20—25 т/(м² • сут).

Расход железосодержащих материалов определяется содержанием железа в них, выносом их в виде колошниковой пыли и потерей металла со шлаком, а также содержанием железа в чугуне.

Отношение количества железа, вносимого в печь с шихтовыми материалами, к содержанию железа в чугуне называют коэффициентом использования железа и его определяют на основе балансов железа.

В настоящее время расход железосодержащей части шихты на 1 т чугуна составляет 1,5—1,9, а коэффициент использования железа 0,96—0,98.

Удельный расход кокса, как отмечалось, составляет 350—600 кг/т. Количество подаваемого дутья находится в пределах 1,6—2,3 м³ в минуту на 1 м³ объема печи. Выход шлака составляет 300—600 кг/т, выход колошникового газа равен 120–200 м³ на 1 м³ объема печи в час (1400–2000 м³/т).

Производительность труда выражают обычно годовой выплавкой чугуна, приходящегося на одного трудящегося (рабочего) доменного цеха. Ее выражают в тоннах передельного чугуна; на современных заводах она составляет более 8 тыс. т на одного трудящегося.

Глава 6. СПОСОБЫ ВНЕДОМЕННОГО (БЕСКОКСОВОГО) ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА

§ 1. АКТУАЛЬНОСТЬ ПРОБЛЕМЫ

Основная масса железа, используемая человечеством, проходит через операцию восстановления из железной руды, осуществляемую в доменных печах.

В настоящее время доменная печь, как агрегат высокой производительности и весьма экономичный, не имеет конкурентов. Однако доменное производство имеет существенные недостатки: необходимость использования каменноугольного кокса; использование железорудного сырья в виде достаточно прочного кускового материала (агломерата). Таким образом, для функционирования доменного

производства необходимы добыча коксующихся углей, коксо-химическое производство, обогащение железных руд, агломерационное производство и т.д. Все это, помимо чисто производственных затрат, связано с решением серьезных экологических проблем.

Понятно поэтому, что возможность организации рентабельного процесса прямого получения железа непосредственно из железной руды, минуя доменную печь, представляет собой заманчивую инженерную задачу. При этом необходимо принять во внимание также следующее:

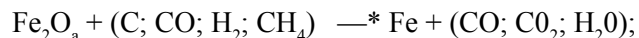
развитие способов глубокого обогащения железных руд обеспечивает сегодня получение не только высокого содержания железа в концентратах, но и заметное очищение их от серы и фосфора. При обычной доменной плавке эти преимущества не могут быть использованы (особенно учитывая содержание серы в коксе);

материал, полученный непосредственно из железных руд, практически не содержит примесей цветных металлов. Так, например, из руд Лебединского месторождения (КМА) можно получить материал, содержащий $<0,001\%$ Zn и $<0,002\%$ Pb.

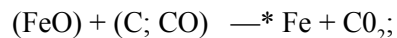
Такие материалы незаменимы при производстве сталей ответственного назначения, требующих высокой чистоты по примесям цветных металлов.

Решение проблемы получения (в промышленных масштабах) железа, минуя доменный процесс, осуществляется, в основном, следующими способами:

1) восстановление железа из твердых железорудных материалов взаимодействием с твердыми или газообразными восстановителями по реакциям



2) восстановление железа в кипящем железистом шлаке (жидкофазное восстановление) по реакциям



3) получение из чистых железных руд карбида железа по реакции $3\text{Fe}_2\text{O}_3 + 5\text{H}_2 + 2\text{CH}_4 = 2\text{Fe}_3\text{C} + 9\text{H}_2\text{O}$. Процесс протекает при температуре $\sim 600^\circ\text{C}$ и давлении ~ 4 атм (0,4 МПа), получают зерна 0,1—1,0 мм, содержащие $> 90\%$ Fe_3C .

По первому способу в мире работает несколько десятков (общей мощностью около 30 млн.т/год); по второму — две

промышленных и несколько полупромышленных установок; по третьему — одна промышленная установка.

В связи с ужесточением экологического контроля за металлургическим производством и, одновременно, в связи с необходимостью иметь шихтовые материалы, чистые от примесей цветных металлов, масштабы внедоменного производства железа непрерывно растут, одновременно расширяется и фронт исследовательских работ в этом направлении.

§ 2. ПРОЦЕССЫ ТВЕРДОФАЗНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА

Процесс повышения содержания железа в железорудных материалах получил название процесса *металлизации*, получаемый продукт — название *металлизированного*, под *степенью металлизации* понимают обычно процент железа в продукте.

По назначению металлизированные продукты обычно делят на три группы:

1) продукт со степенью металлизации до 85 % используется в качестве шихты доменной плавки;

2) продукт со степенью металлизации 85—95 % используется в качестве шихты при выплавке стали;

3) продукт, содержащий более 98% Fe, используют для производства железного порошка.

Процессы металлизации железорудных материалов осуществляются при температурах, не превышающих 1000—1200 °C, т.е. в условиях, когда и сырье (железная руда или железорудный концентрат), и продукт представляют собой твердую фазу, а также не происходит размягчения материалов, их слипания и налипания на стенки агрегатов. Такие процессы прямого получения железа из руд получили название *процессов твердофазного восстановления*. Поскольку получаемый материал напоминает пористую губку, его часто называют "губчатым железом". За рубежом принята аббревиатура DRI (англ. Direct—Reduced—Iron).

Основная масса получаемых продуктов (в мире — более 20 млн. т/год) используется в качестве шихты сталеплавильных агрегатов.

Для восстановления оксидов железа обычно используют в качестве восстановителя или уголь (твердый восстановитель), или природный газ (газообразный восстановитель). При этом предпочтительно использование не "сырого" при-

родного газа, а горячих восстановительных газов, так как при этом не затрачивается тепло на диссоциацию углеводородов, а приход тепла определяется нагревом восстановительных газов.

Восстановительные газы получают конверсией газообразных углеводородов, либо газификацией твердого топлива.

Конверсия может быть:

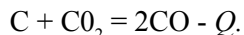
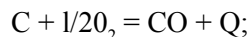
кислородной (воздушной) $\text{CH}_4 + 1/2\text{O}_2 = \text{CO} + 2\text{H}_2 + Q$,

паровой $\text{CH}_4 + \text{H}_2\text{O} = \text{CO} + 3\text{H}_2 - Q$ или

углекислотной $\text{CH}_4 + \text{CO}_2 = 2\text{CO} + 2\text{H}_2 - Q$.

Паровая и углекислотная конверсии для протекания реакции требуют затрат тепла. Конверсию осуществляют в специальных аппаратах с использованием катализаторов.

Газификация твердого топлива осуществляется по следующим реакциям:



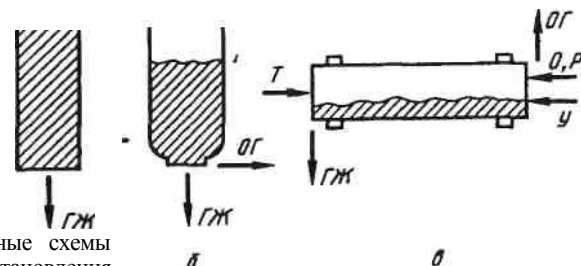
Только в 1990—1994 гг. в мире пущено более 20 установок прямого восстановления. Установки строятся, главным образом, в странах, располагающих дешевым сырьем (Индия, Мексика, Венесуэла, ЮАР).

Существует несколько десятков типов процессов и установок прямого восстановления железа (рис. 66).

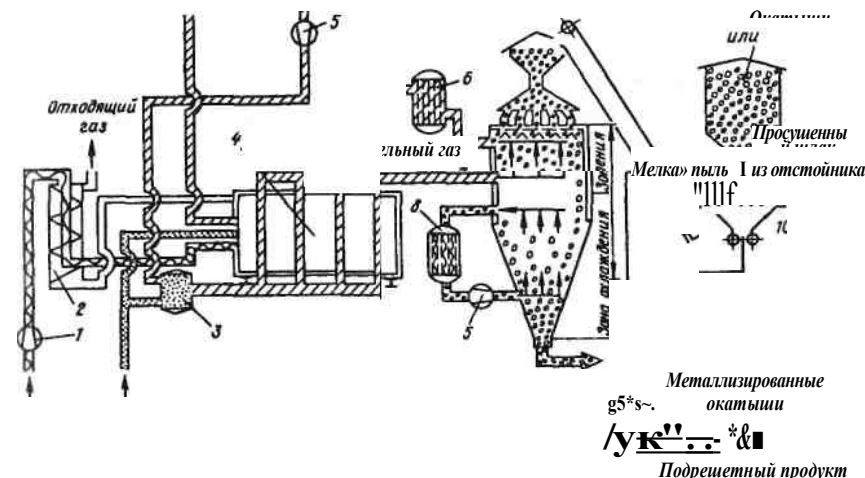
Наиболее распространенными являются способы Мидрекс (Midrex, США) и ХиЛ (HyL, по наименованию фирмы Hojalata у Lamina, Мексика). Способом Мидрекс производится примерно 2/3 всего мирового производства, способом ХиЛ — примерно 1/4. Принципиальная схема способа Мидрекс представлена на рис. 67. Главным отличием его является способ конверсии природного газа. Конверсия в этом процессе осуществляется диоксидом углерода, содержащимся в отходящем из печи газе по реакции $\text{CH}_4 + \text{CO}_2 = 2\text{CO} + 2\text{H}_2$. Перед подачей отходящего газа в конверсионную установку он проходит очистку от пыли и H_2O . Конвертированный газ, содержащий ~ 35 % CO и ~ 65 % H_2 , подают в печь при температуре

$\backslash 0, P$
62

Рис. 66.



Принципиальные схемы прямого восстановления, применяемые в различных процессах: а - Мидрекс; б - ХиЛ; в - Круппа. Обозначения: О - железорудные окатыши; Р - руда; ГЖ - губчатое железо; В - восстановительный газ; ОГ - отходящий газ; Т - топливо, У - уголь Колошниковый газ



газоук
горения Природный газ для

Рис. 67. Принципиальная схема процесса "Мидрекс*."

1 — воздуходувка; 2 — теплообменник; 3 — смеситель газов; 4 — конверсионная установка; 5 — компрессор; 6 — скруббер для колошниковых газов; 7 — шахтная печь; 8 — скруббер; 9 — вибрационный грохот; 10 — брикетный пресс

750 °С. Кроме этого, в нижнюю часть печи подают охлажденный оборотный газ. Охлажденные окатыши содержат ~ 95 % Fe и ~ 1 % С. Содержание углерода в губке при необходимости может быть повышено.

Металлизированные охлажденные окатыши непрерывно выгружаются в бункер емкостью 5 тыс. т, где хранятся в инертной атмосфере перед плавкой в дуговых печах. Расход природного газа на процесс составляет около 350 м³ на 1т губчатого железа. Этот процесс осуществлен у нас на Оскольском электрометаллургическом комбинате.

Кроме этого, укажем на процесс восстановления в периодически действующих ретортах, известный как НуЛ (ХиЛ). Основная особенность процесса — применение паровой конверсии природного газа, осуществляемой в аппаратах, в которых расположена кирпичная насадка с добавкой никеля в качестве катализатора. Конверсия протекает по реакции $\text{CH}_4 + \text{H}_2\text{O} = \text{CO} + 3\text{H}_2$.

Газ перед конверсией подвергается десульфурации. Получаемый конвертированный газ содержит около 14 % CO, 58 % H₂, 21 % H₂O и 4—5 % CO₂. Горячий газ проходит через котел-утилизатор и освобождается от паров воды. Сухой конвертированный газ содержит около 73 % H₂, 15—16 % CO и 6—7% CO₂. Он подогревается до температуры 980—1240 °С в трубчатых рекуператорах, отапливаемых газом, выходящим из агрегатов восстановления. В этих агрегатах окатыши или руда нагреваются в результате использования физического тепла восстановительного газа, и при температуре 870—1050 °С происходит восстановление железа водородом и оксидом углерода. На первых установках в качестве агрегатов восстановления применялись реторты. На установке таких реторт четыре.

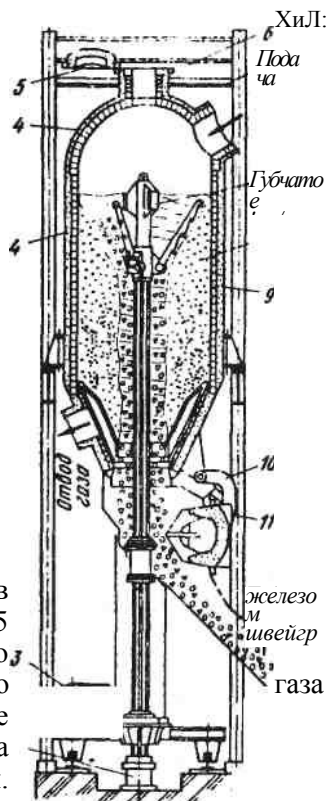
Устройство реторты показано на рис. 68. Емкость каждой реторты 100—150 г. Реторты переставляются с одной позиции на другую, что обуславливает циклический характер процесса, складывающегося из последовательных операций загрузки, нагрева и восстановления железорудной шихты, охлаждения и выгрузки губчатого железа. Реторты загружают и подают в них газ сверху. Для выгрузки готовой губки служат резец и специальные разгрузочные скребки. Губчатое железо поступает на желоб и далее на хобный конвейер, транспортирующий губку в сталеплавильный цех. На каждой установке

Рис. 68. Реторта для металлизации по способу 1 — гидравлический цилиндр; 2 — тележка; 3 — привод; 4 — кожух; 5 — крышка; 6 — загрузочная горловина; 7 — площадка для обслуживания; 8 — резец с рычагами для удаления губки; 9 — футеровка; 10 — механизм управления откидным днищем; 11 — откидное днище; 12 — разгрузочный желоб

в газовом цикле участвуют четыре реторты, в каждой из которых протекают различные процессы. В одной реторте происходит предварительный подогрев шихты и восстановление ее газом, выходящим из других реторт и прошедшим освобождение от H₂O, и подогрев. В двух ретортах происходит довосстановление железа шихты подогретым газом, получаемым в конверсионной установке. В четвертой происходит науглероживание.

Степень восстановления железа в гиффи* — готовом продукте составляет 75 — 92%. На 1т продукта (губчатого железа) затрачивают 600 м³ природного и около 36МДж электроэнергии. Другие способы получения губчатого железа широкого распространения не получили. Заслуживают лишь особого внимания технологии, обеспечивающие бескоксовую организацию переработки комплексных руд, содержащих помимо железа такие ценные компоненты, как ванадий, титан, никель и др. Так, например, Институт металлургии Уральского отделения РАН разработал процесс углетермического восстановления рудогольных окатышей при высоких температурах на колосниковых установках с использованием любых некоксуемых углей в качестве твердого восстановителя.

Технологическая схема выглядит следующим образом: 1) окомкование железорудного материала с твердым топливом с получением рудогольных окатышей; 2) обжиг окатышей на установках колосникового типа с получением высокометаллизированного сырья; 3) использование металлизированных



окатышей в качестве легирующей присадки при получении стали в электропечах.

§ 3. ПРОЦЕССЫ ЖИДКОФАЗНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ (ПЖВ)

В течение последних 10 лет особое внимание уделяется поискам оптимальных инженерных решений организации восстановления железа из руд в жидкой фазе. В ряде промышленно развитых стран действуют государственные программы исследовательских работ для решения этой проблемы. Такие программы составлены Департаментом энергетики США (ДОЕ) и Американским институтом чугуна и стали (AISI), в Японии ведутся работы по программе "Прямой процесс плавления-восстановления железной руды (DIOS)".

В первой программе разрабатывается следующая концепция процесса:

1) процесс основывается на плавке в ванне железорудных окатышей и мелкой железной руды вместе с углем, с подачей кислорода в непрерывном процессе с получением полупродукта;

2) теплота от последующего горения выделяющихся восстановительных газов должна быть эффективно возвращена в ванну, а технологические газы утилизируются для предварительного подогрева и восстановления руды.

В основе японской программы DIOS:

1) использование кипящего слоя для предварительного восстановления железорудной мелочи;

2) плавление и восстановление в агрегате с получением чугуна из предварительно восстановленной железорудной мелочи;

3) реформирование отходящих газов путем добавки угольной мелочи.

Программа исследований в этом направлении имеется и в России.

К настоящему времени наиболее известны два инженерных решения, доведенные до промышленного использования. Первое решение реализовано на заводе фирмы Искор в Претории (ЮАР) компанией Фест Альпине (VOEST—ALPINE). Разработчики назвали процесс COREX (англ. Coal—Reduction—Experience). Существо процесса Корекс видно из рис. 69. В восстановительную шахту 14 загружают кусковую руду (или агломерат,

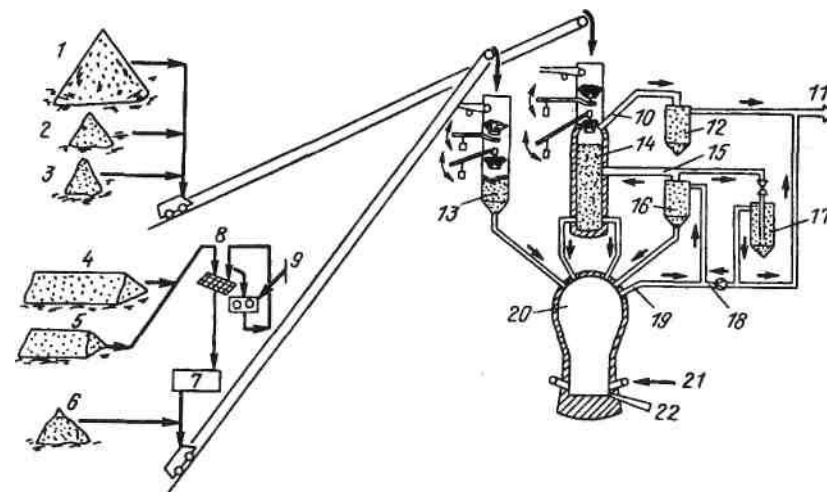


Рис. 69. Схема процесса COREX:

1 — железная руда; 2 — известь; 3 — доломит; 4 — уголь; 5 — кокс; 6 — песок; 7 — осушительное устройство; 8 — грохочение; 9 — дробилка; 10 — колошниковый газ; 11 — отходящие газы; 12 — скруббер колошниковых газов; 13 — система подачи угля; 14 — восстановительная шахта; 15 — восстановительный газ; 16 — циклон горячей пыли; 17 — скруббер охлаждающего газа; 18 — охлаждающий газ; 19 — продукты газификации; 20 — плавильный агрегат-газификатор; 21 — кислород; 22 — выпуск металла и шлака

или окатыши, или смесь этих компонентов). Проходя навстречу току восстановительного газа, материал восстанавливается до губчатого железа (до 90% Fe). Затем губчатое железо шнековым транспортером подается в плавильную газификационную камеру, где осуществляется окончательное восстановление, плавление и нагрев расплава. Выпуск чугуна и шлака — так же, как и в обычной доменной печи. Средний состав получаемого (в 1993 г.) чугуна, %: 4,24 C; 0,6 Si; 0,33 S; 0,16 P; температура 1493 °C; выход шлака ~ 0,45 кг/т; расход (на 1 т чугуна): железная руда 1497 кг; уголь 1183 кг; флюсы 424 кг; кислород 588 м³.

Восстановительный газ образуется в плавильно-газификационной камере, где газифицируется уголь (газифицирующий агент — кислород). Благодаря высокой температуре под куполом плавильной камеры-газификатора (выше 1000 °C) высшие углеводороды, выделяющиеся из угля, моментально разлагаются на оксид углерода и водород. Таким образом, в камере не образуются такие нежелательные побочные продукты, как смолы, фенолы и т.п.

окатышей в качестве легирующей присадки при получении стали в электропечах.

§ 3. ПРОЦЕССЫ ЖИДКОФАЗНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ (ПЖВ)

В течение последних 10 лет особое внимание уделяется поискам оптимальных инженерных решений организации восстановления железа из руд в жидкой фазе. В ряде промышленно развитых стран действуют государственные программы исследовательских работ для решения этой проблемы. Такие программы составлены Департаментом энергетики США (ДОЕ) и Американским институтом чугуна и стали (AISI), в Японии ведутся работы по программе "Прямой процесс плавления-восстановления железной руды (DIOS)".

В первой программе разрабатывается следующая концепция процесса:

1) процесс основывается на плавке в ванне железорудных окатышей и мелкой железной руды вместе с углем, с подачей кислорода в непрерывном процессе с получением полупродукта;

2) теплота от последующего горения выделяющихся восстановительных газов должна быть эффективно возвращена в ванну, а технологические газы утилизируются для предварительного подогрева и восстановления руды.

В основе японской программы DIOS:

1) использование кипящего слоя для предварительного восстановления железорудной мелочи;

2) плавление и восстановление в агрегате с получением чугуна из предварительно восстановленной железорудной мелочи;

3) реформирование отходящих газов путем добавки угольной мелочи.

Программа исследований в этом направлении имеется и в России.

К настоящему времени наиболее известны два инженерных решения, доведенные до промышленного использования. Первое решение реализовано на заводе фирмы Искор в Претории (ЮАР) компанией Фест Альпине (VOEST—ALPINE). Разработчики назвали процесс COREX (англ. Coal—Reduction—Experience). Существо процесса Корекс видно из рис. 69. В восстановительную шахту 14 загружают кусковую руду (или агломерат,

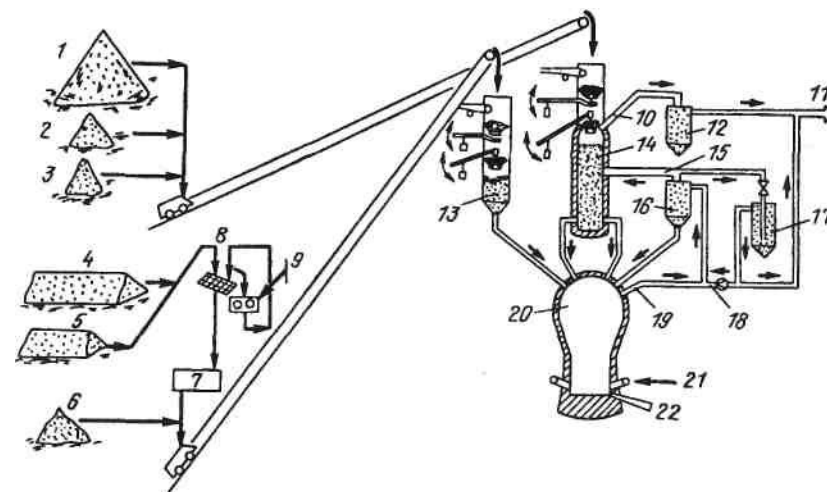


Рис. 69. Схема процесса COREX:

1 — железная руда; 2 — известь; 3 — доломит; 4 — уголь; 5 — кокс; 6 — песок; 7 — осушительное устройство; 8 — грохочение; 9 — дробилка; 10 — колошниковый газ; 11 — отходящие газы; 12 — скруббер колошникового газа; 13 — система подачи угля; 14 — восстановительная шахта; 15 — восстановительный газ; 16 — циклон горячей пыли; 17 — скруббер охлаждающего газа; 18 — охлаждающий газ; 19 — Продукты газификации; 20 — плавильный агрегат-газификатор; 21 — кислород; 22 — выпуск металла и шлака

или окатыши, или смесь этих компонентов). Проходя навстречу току восстановительного газа, материал восстанавливается до губчатого железа (до 90 % Fe). Затем губчатое железо шнековым транспортером подается в плавильную газификационную камеру, где осуществляется окончательное восстановление, плавление и нагрев расплава. Выпуск чугуна и шлака — так же, как и в обычной доменной печи. Средний состав получаемого (в 1993 г.) чугуна, %: 4,24 C; 0,6 Si; 0,33 S; 0,16 P; температура 1493 °C; выход шлака ~ 0,45 кг/т; расход (на 1 т чугуна): железная руда 1497 кг; уголь 1183 кг; флюсы 424 кг; кислород 588 м³.

Восстановительный газ образуется в плавильно-газификационной камере, где газифицируется уголь (газифицирующий агент — кислород). Благодаря высокой температуре под куполом плавильной камеры-газификатора (выше 1000 °C) высшие углеводороды, выделяющиеся из угля, моментально разлагаются на оксид углерода и водород. Таким образом, в камере не образуются такие нежелательные побочные продукты, как смолы, фенолы и т.п.

Газ, образующийся в газификационной камере, состоит из CO и H₂, а также содержит угольную пыль и частицы железа. Мелкая пыль, в основном, улавливается в циклоне горячей пыли 16 и возвращается в газификатор. Специальная кислородная горелка дожигает углерод в пыли до CO, а также расплавляет золу и другие элементы в пыли. Газы, выходящие из циклона 16, подаются в восстановительную камеру-шахту 14. Здесь происходит восстановительный процесс одновременно с десульфурацией газа. С учетом добавления охлаждающего газа 18 температура восстановительного газа 75 находится в оптимальном интервале 800—850 °C. Газ, выходящий из восстановительной шахты, очищается и охлаждается в скруббере 12 и затем его можно использовать или для производства электроэнергии, или на химических производствах, или на расположенных рядом агрегатах твердофазного восстановления железа; последний вариант — предпочтительней. Комбинирование процесса Корекс с прямым восстановлением позволяет получить экономичный качественный продукт.

На рис. 70 представлена схема печи ПЖВ другого типа — конструкции МИСиС, установленной на НЛМК. Восстановительная плавка происходит в жидкой шлаковой ванне, продуваемой кислородсодержащим дутьем. Источником тепла в процессе служит энергетический уголь, он же является восстановителем. Главной особенностью процесса является одно-стадийность получения чугуна. Она обеспечивается за счет использования принципа дожигания выделяющихся из ванны восстановительных газов в одношлаковом пространстве агрегата через ряд специальных фурм. При этом происходит возвращение большей части тепла от дожигания обратно в шлаковую ванну для обеспечения протекания реакций восстановления. Физическое тепло отходящих из агрегата газов используется в котле-утилизаторе конвертерного типа, и далее охлажденные газы направляются на газоочистку.

В процессе обеспечиваются условия десульфурации, так как до 90 % всей серы шихты уносится отходящими газами в виде SO₂; SO₃; CS; CS₂; COS. Шлак в этих условиях, поглощая не более 10% S шихты, обеспечивает выплавку кондиционного по сере чугуна. При основности шлака CaO/SiO₂» 1,0

*

По предложению авторов процесса для международного наименования в коммерческих целях процессу присвоен товарный знак — процесс ROMELT — Ромелт (Российская плавка).

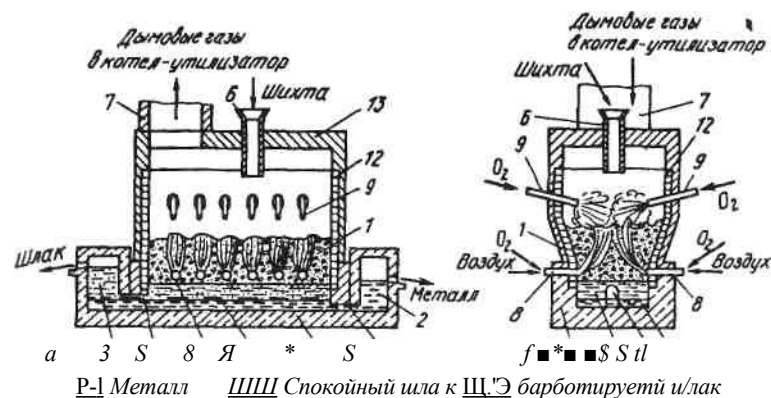


Рис. 70. Схема установки ROMELT, продольный (а) и поперечный (б) разрезы: 1 — барботируемый слой шлака; 2 — металлический сифон (отстойник); 3 — шлаковый сифон (отстойник); 4 — горн с подиной; 5 — переток; 6 — загрузочная воронка; 7 — дымоотводящий патрубок; 8 — фурмы нижнего ряда (барботажные); 9 — фурмы верхнего ряда (для дожигания); 10 — слой спокойного шлака; 12 — водоохлаждаемые кессоны

в нем содержится ~ 2,2 % Fe. Наличие в шлаке заметного содержания оксидов железа обеспечивает удаление до 40 % P шихты. Содержание кремния и марганца в получаемом чугуне - до 0,10 %. Преимуществом процесса является возможность использования необогащенных железных руд и дешевых энергетических углей (такие угли в 2-3 раза дешевле коксующихся). Отсутствие операций обогащения железной руды, агломерации, производства окатышей сокращает потери железа (по расчетам на 15—29%).

Самостоятельным направлением процесса жидкофазного восстановления является комплексная переработка железо-содержащих материалов с примесями ценных компонентов (цинка, свинца, ванадия, титана, благородных металлов). Например, успешно перерабатывались железосодержащие шлаки цинкового производства с получением чугуна и улавливанием цинка, шламы ванадиевого производства с получением чугуна и извлечением из него ванадия; большой интерес представляет проблема переработки шламов глиноземного производства с получением чугуна и алюминиевого сырья и т.д.

В России разработки по процессу жидкофазного восстановления ведутся в соответствии с государственной научно-технической программой "Ресурсосбережение и экологически чистые процессы в горно-металлургическом производстве".

§ 4. РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМ ОХРАНЫ ПРИРОДЫ И ОХРАНЫ ТРУДА

Около трех тысяч лет назад возник самый древний способ получения железа — сыродутный процесс. Этот процесс сменили другие, более экономичные, более производительные, но связанные с необходимостью иметь промежуточный этап — получение чугуна. Однако идея создания рентабельного процесса получения железа непосредственно из руд другими более совершенными по сравнению с сыродутными способами не умерла.

Всплеск интереса к реализации этой идеи относится к 1931-1934 гг., когда на крупновских заводах в Германии был осуществлен в промышленных масштабах процесс, названный Krupp—Rennverfahren, "крупновский сыродутный процесс" (рис. 66, в). Процесс осуществлялся во вращающихся наклонных футерованных трубчатых печах, в которые с одной стороны загружали угольную или коксовую мелочь, железную руду, колошниковую пыль и т.д., а с другой стороны (там, где выдавалась готовая крица) были установлены горелки (с сжиганием топливоугольной пыли). Температура в зоне образования крицы достигала 1250-1350 °С. Таких установок в мире в предвоенные и годы второй мировой войны работало несколько десятков.

Практика показала, что низкая производительность и экономичность этих установок и производственные затруднения из-за случаев размягчения кусков крицы, слипания и налипания на стенки агрегата делает их эксплуатацию нерентабельной.

Кроме установок такого типа определенное распространение получили установки по методу Виберга и завода Хага-нес (Швеция) и некоторые другие.

Все эти способы получили ограниченное распространение. И вот теперь многие фирмы и институты ряда стран ведут интенсивные изыскания в этом направлении. В чем дело? Почему?

1. Возможность получения железа непосредственно из руд меняет в корне всю технологическую цепочку современной металлургии. На рис. 71 схематично показано сравнение обычной технологии получения чугуна и технологии по методу Корекс. При работе агрегата Корекс (или ROMELT, или другого подобного) нет необходимости сооружать коксовые



Рис. 71. Сравнение процессов доменного и COREX

батарей и агломерационные фабрики, нет необходимости затрат на поиски коксующихся углей и получение кокса.

2. Коксохимические предприятия и агломерационные фабрики дают наибольшее количество выбросов газов и пыли в атмосферу, потребляют значительные массы воды и занимают большие площади земельных угодий, в экологическом плане — это наиболее неблагоприятные отрасли металлургического производства. Условия труда работающих на коксохимическом и агломерационном производствах наиболее тяжелые и вредные в черной металлургии.

3. Рациональная технология прямого получения железа позволит эффективно использовать полезные компоненты в природно-легированных рудах.

4. Рациональная технология получения железа непосредственно из руд позволяет решать очень серьезную проблему организации производства чистых от примесей цветных металлов марок стали. В необходимых случаях наличие чистых шихтовых материалов позволяет "разбавлять" состоящую из металлолома "грязную" (по примесям цветных металлов) шихту.

5. Агрегаты жидкофазного восстановления (в частности, типа ROMELT) позволяют эффективно перерабатывать шлаки, шламы и другие отходы, содержащие ценные компоненты.

Сегодня еще трудно предугадать результаты ведущихся во многих странах исследований.

В технологии доменного производства тоже произошли большие перемены: вдувание больших количеств (до 250 кг/т чугуна) пылевидного угля в доменную печь позволяет сократить расход кокса до уровня 300 кг/т; использование обогащенного кислородом (до 60-98%) дутья позволяет отказаться от кауперов, исключив их отрицательное воздействие на окружающую среду, понизить содержание азота в чугуне и повысить теплотворную способность колошникового газа; вдувание горячего высококалорийного колошникового газа (после его очистки от CO_2) а распар доменной печи позволит еще более повысить показатели ее работы.

Возможен и такой вариант: сосуществование доменного производства и способов прямого получения железа в зависимости от конкретных условий в данной стране или регионе.

Часть II. ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ

Глава I. ОБЩИЕ ОСНОВЫ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

§ 1. ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Сталью называют деформируемый (ковкий) сплав железа с углеродом и другими примесями. Получение железа в чистом виде представляет собой трудоемкий и дорогостоящий процесс. Механические свойства, в частности прочность, чистого железа ниже свойств сплавов железа. В чистом виде железо — материал дорогой, его используют для специальных целей. Обычно в технике и в быту используют сталь. Значение черных металлов вообще и стали в частности в народном хозяйстве огромно. Без использования стали не могли бы развиваться ни горная промышленность, ни транспорт, ни машиностроение, ни сельское хозяйство. За последние 60—100 лет во много раз увеличилось производство цветных металлов, особенно алюминия, однако доля черных металлов в мировом производстве продолжает оставаться преобладающей и почти неизменной — около 95 % от общего производства металлов. В течение многих лет уровень экономической мощи того или иного государства определялся в первую очередь количеством выплавленной стали. При этом основную массу составляли так называемые рядовые марки стали; доля качественных и высококачественных марок была невелика.

Настоящий период развития металлургии характеризуется коренным изменением как масштабов производства качественной и высококачественной стали и доли ее в общем производстве, так и методов ее получения. Это связано с рядом обстоятельств: 1) для производства стали требуются: добыча и обогащение железной руды, добыча угля и получение из него кокса, добыча добавочных материалов, сооружение металлургических заводов, что связано с огромными и все возрастающими (в связи с истощением запасов богатых руд и дефицитом коксующихся углей) затратами материальных, энергетических и трудовых ресурсов; 2) развитие техники позволяет непрерывно повышать эффективность металлургического производства, т.е. из того же количества руды и

угля получать все большее количество металлоизделий; 3) непрерывное и осуществляемое все возрастающими темпами перевооружение промышленности связано с выводом из строя устаревшего оборудования и соответственно с получением большого количества металлолома; металлолом (а не железная руда) все в большей мере становится основным сырьем для производства стали (это относится прежде всего к развитым в промышленном отношении странам — странам с большой "металлоемкостью" народного хозяйства); 4) высокие требования к качеству стали привели к разработке новых технологий, что существенно изменило в последние годы положение дел в сталеплавильной промышленности. Требования новых отраслей техники к качеству многих марок стали резко возросли 20-30 лет тому назад и продолжают возрастать. Это привело к увеличению масштабов производства стали и сплавов, содержащих ничтожно малое количество газов, неметаллических включений и других нежелательных примесей, однородных по свойствам. Были разработаны новые способы обработки металла как в самом агрегате, так и вне его. Возможность получения стали с гарантированно низким содержанием вредных примесей при минимальном развитии ливки обеспечивает возможность роста промышленного производства без увеличения количества выплавляемой стали.

Все это вместе взятое явилось причиной новой ситуации в промышленности, при которой масштабы выплавки стали уже не характеризуют промышленную мощь. Главными становятся высокое качество, чистота и надежность металлопродукции. Неизбежное при этом усложнение технологии оправдывается достигаемым результатом. Поясним это следующим расчетом. При работе по традиционной технологии, существовавшей 20—30 лет тому назад, из каждых 100 млн т выплавленной и разлитой в слитки стали получают ~ 75 млн т проката, из которого в свою очередь получают ~ 60 млн т изделий. Из-за отсутствия уверенности в высоком качестве металла, отсутствии в нем вредных примесей, возможной их ливки, отсутствии местных нарушений сплошности металла (пузырей, включений, трещин и т.д.) конструктор закладывает в конструкции запас прочности (в зависимости от характера нагрузки от 1,5 до 3,0). Если принять этот коэффициент равным 2, то оказывается, что эффективно используется лишь 30 млн т из каждых 100 млн т выплавленной стали.

При использовании непрерывной разливки вместо традиционных способов выход проката повышается до 95-97%; замена сортового проката (и обработки на металлорежущих станках) прокатом сложных профилей и листовым прокатом с последующей сваркой и штамповкой позволяет довести массу изделий до 80-85%. Получение стали с гарантированно низким содержанием вредных примесей исключает основную причину ливки, газовых пузырей, трещин, расслоя и т.п. и позволяет приблизить коэффициент запаса к 1. В результате (учитывая все сказанное выше) оказывается, что из каждых 100 млн т эффективно используются не 30 млн т, а 60-70 млн т. В связи с этим вопросы качества получаемой стали, чистой от нежелательных включений и газов, приобретают первостепенную важность.

Вся история металлургии характеризуется непрерывным совершенствованием технологии. Условно процесс непрерывного совершенствования методов и технологии производства стали можно разделить на ряд этапов.

Первый этап. Прямое получение железа из руды. Получение железа непосредственно из руды - наиболее древний способ производства железа. В глубокой древности железо получали восстановлением его из руды в примитивных горнах. Поскольку в этом процессе использовался неподогретый воздух (сырое дутье), способ получил название сыродутного. Сущность сыродутного способа получения железа заключается в следующем: в горн загружают древесный уголь и железную руду, уголь разжигают и начинают подавать дутье; по мере сгорания и оседания угля руда опускается, подвергаясь непрерывному контакту с восстановительными газами и раскаленным углем и постепенно при этом восстанавливаясь. Расчетная температура горения угля в холодном воздухе с нормальной влажностью ~1400°C. Учитывая неизбежные потери тепла, можно предполагать, что температура процесса составляла 1300-1350 °C. При таких температурах шлак образовывался в жидком виде. Поскольку шлак в основном состоял из оксидов железа, то значительная часть железа руды переходила в шлак и терялась и только 2/3 восстанавливалось до железа. В результате процесса получали раскаленный ком (крицу) восстановленного железа (с прожилками шлака), который вытаскивали из горна и обрабатывали под молотами, уплотняя крицу и выдавливая из нее шлак. Состав

металла зависел от состава пустой породы руды, а также от температуры процесса и продолжительности пребывания крицы в горне.

Существовало много разновидностей сыродутного процесса, причем в некоторых установках получали за одну операцию, длившуюся 6—7 ч, до 200 кг железа. Недостатки сыродутного способа производства (малая производительность, большой расход топлива, значительные потери железа со шлаком, высокая трудоемкость процесса и низкое качество металла) определили повсеместное исчезновение этого способа к концу XIX в. (в XX в. сыродутные горны еще можно было встретить в Африке).

Второй этап. Получение кричного (сварочного) железа из чугуна. По мере усовершенствования сыродутного процесса горны строили большей вместимости, более высокими, подачу дутья интенсифицировали, что приводило к повышению температуры в горне и к более продолжительному пребыванию шихтовых материалов в зоне высоких температур. В результате в ряде случаев происходило заметное науглероживание железа; в этом случае продуктом процесса оказывалось не низкоуглеродистое губчатое железо, а высокоуглеродистое, т.е. чугун. Поскольку чугун не обладает пластическими свойствами, то его считали нежелательным продуктом и выбрасывали. Позже было замечено, что при загрузке в горн чугуна вместо железной руды (или при оставлении в горне высокоуглеродистой крицы и продолжении операции) также получается низкоуглеродистая железная крица. Такой двухстадийный процесс (вначале получение чугуна, а потом получение из чугуна низкоуглеродистого металла) оказался более производительным. Так возник более совершенный способ получения железа — так называемый кричный процесс. Дата появления кричного процесса, так же как сыродутного, неизвестна, но уже в XII—XIII вв. кричный способ был распространен.

Сущность кричного способа переработки чугуна в железо и сталь заключается в расплавлении чугуна в горне на древесном угле и окислении углерода, кремния, марганца и других примесей кислородом дутья и действием шлаков, богатых оксидами железа.

Выложенный огнеупорными материалами или водоохлаждаемыми чугунными плитами горн наполняют древесным углем,

разжигают его и подают дутье. После того как уголь хорошо разгорелся, присаживают чугун и богатые оксидами железа шлаки (или окалину, или богатую железную руду). Чугун помещают обычно на уровне фурмы или несколько выше ее, он постепенно плавится и капельками стекает вниз. Одновременно с этим под действием кислорода дутья и оксидов железа шлака происходит окисление (выгорание) примесей чугуна. По мере окисления примесей чугуна (в частности, углерода) повышается температура его плавления (температура плавления чугуна 1100—1200 °С, низкоуглеродистого железа ~1500 °С). Температура в горне достигает 1300-1400 °С, т.е. достаточна для расплавления чугуна, но недостаточна для поддержания в жидком виде образующегося низкоуглеродистого сплава. По мере окисления примесей металл становится все более тугоплавким и все более вязким. В результате на дне горна получается зернистая тестообразная железистая масса, которую собирают в один ком, или крицу, извлекают из горна и подвергают обработке под молотом для удаления из металла шлака и образования возможно более плотного и однородного куска железа.

В связи с тем что горючие материалы, применяющиеся в кричном производстве, находятся в тесном соприкосновении с металлом, они должны быть чистыми от золы и вредных примесей (главным образом, серы). Таким требованиям лучше всего удовлетворяет древесный уголь. Сера во время процесса удаляется в незначительной степени. Фосфор удаётся удалить на 50—60 %, чему способствуют умеренная температура процесса и высокое (иногда > 90 %) содержание оксидов железа в шлаке. Готовая крица содержит, %: С 0,03-0,05; Si 0,01-0,02; Mn 0,08; P 0,01-0,04; S 0,004—0,006. Кричный способ производства имеет целый ряд существенных недостатков: низкую производительность, высокий угар железа (до 20%), большой расход топлива, значительную трудоемкость процесса и др.

В большинстве промышленных стран кричный процесс как крайне непроизводительный и дорогой исчез в конце XIX—начале XX вв. Низкая производительность и высокая стоимость кричного передела, а также массовое уничтожение лесов вокруг промышленных центров, вызванное необходимостью получения больших количеств древесного угля, — все это заставляло искать более производительный способ производ-

ства кричного железа, причем такой, при котором можно было заменить чистый древесный уголь другим топливом — более дешевым и менее дефицитным. Такой способ был предложен в 1784 г. Г.Кортом (Англия). Способ заключался в получении стали окислительным плавлением чугуна на поду отражательной печи. Печь получила название пудлинговой. При этом способе можно сжигать в топке любое топливо, причем чистота его не играла такой роли, как при кричном переделе, так как непосредственного контакта топлива с металлом не было.

В пудлинговые печи загружали чугунные чушки и расплавляли их. Под воздействием кислорода, содержащегося в печных газах, шлаке и материале футеровки печи, углерод чугуна окислялся. По мере уменьшения содержания углерода в металле возрастала температура его плавления, т.е. металл становился все более и более тугоплавким (температура плавления низкоуглеродистого железа равна примерно 1500 °C), а чугуна — около 1100 °C). Поскольку температура в печи не превосходила 1400—1450 °C, обезуглероженный металл становился все более и более вязким. Сгущающийся сплав перемешивали, добиваясь однородности его состава, и затем "накатывали" из него куски — так называемые "крицы" массой 30—50 кг (рис. 72), которые вытаскивали из печи и проковывали. На обычных печах (садкой около 0,5 т) проводили 10—12 плавок в сутки; расход топлива при этом составлял 0,7—1,0 на 1 т металла; угар железа 12-15 %.

196

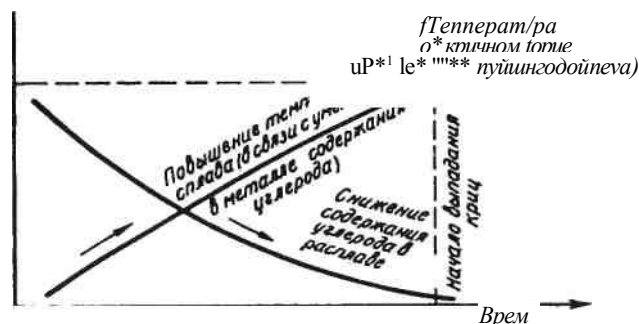


Рис. 72. Процесс образования криц

Процесс называют пудлинговым {to puddle англ. — месить,

Получаемые крицы представляли собой комья сварившихся между собой зерен металла. Окончательная сварка зерен происходила при последующих нагревах и обработке металла давлением, поэтому продукты и кричного, и пудлингового процессов часто называют сварочным железом.

Усовершенствованные регенеративные пудлинговые печи со вдвоенным рабочим пространством позволяли получать в сутки ~ 15 т металла при расходе угля ~ 9 т. В начале XX в. стоимость пудлингового железа ненамного превышала стоимость мартеновской стали (в 1908 г. в России стоимость пуда кричного железа 94 коп., пудлингового 80 коп., мартеновского 75 коп.). Недостатками пудлингового процесса являются: высокий расход топлива, низкая производительность, низкий выход годного, невозможность получения литой стали; этот процесс также не выдержал конкуренции с появившимися конвертерным, а затем мартеновским.

Третий этап. Возникновение способа получения жидкой (литой) стали. Наиболее древним из всех существующих способов получения стали в жидком, расплавленном виде, т.е. так называемой литой стали, является тигельный процесс. Точная дата появления этого способа неизвестна. О булатной стали (от перс, "пулад" — сталь) упоминает еще Аристотель. Изготавливаемое из тигельной булатной стали оружие (очень дорогое) называлось в Индии "вуц", в Иране "хорасан", в Сирии • "дамасская сталь". Считают, что секрет технологии тигельной плавки утерян в средние века. Возрождение этого способа в Западной Европе произошло в конце первой половины XVIII в.

В России производство высококачественной стали тигельным процессом было развито на Златоустовском, Обуховском, Путиловском и других заводах. Знаменитый русский металлург П.П.Аносов, работавший на Златоустовском заводе в течение 30 лет (1817—1847 гг.), предложил методы тигельной выплавки и последующей обработки булатов (сталей, сочетающих высокую упругость с высокой твердостью).

Выплавка стали в тиглях производится следующим образом: в тигли вместимостью обычно 25—35 кг загружают металлическую шихту, по составу близкую к стали, которую необходимо получить. Закрытые крышками тигли помещают в горны или пламенные регенеративные печи (передача тепла металлу осуществляется через стенки тигля).

Тигельная сталь характеризуется очень высокими механическими свойствами как вдоль, так и поперек направления прокатки иликовки. Отсутствие окислительной атмосферы и раскисляющее действие материала тигля, а также сравнительно невысокие температуры процесса, не позволяющие перегреть металл, дают возможность получать плотную сталь с ничтожным количеством неметаллических включений и низким содержанием газов.

Однако тигельный процесс также имеет ряд существенных недостатков, к ним относятся низкая производительность труда, высокие требования к чистоте исходных материалов, малая стойкость тиглей (до трех плавов), высокий расход топлива и другие.

Четвертый этап. Возникновение относительно простых и дешевых способов массового производства литого металла. Простой и дешевый способ получения литой стали в больших количествах путем продувки жидкого чугуна воздухом был предложен в 1855 г. английским механиком Генри Бессемером. Продувку чугуна проводили в специальном агрегате — конвертере с кислой футеровкой. Способ получил название конвертерного (бессемеровского).

В 1878-1879 гг. Томасом (Англия) был разработан вариант конвертерного процесса, при котором футеровку конвертера выполняли из доломита (материала, обладающего основными свойствами). Этот процесс получил название томасовского или основного конвертерного. В 1865 г. во Франции Эмиль и Пьер Мартены успешно осуществили выплавку стали из чугуна и железного лома в регенеративных пламенных печах. Получение в этих печах высокой температуры, достаточной для расплавления стали, стало возможным благодаря подаче в печь подогретых газа и воздуха.

Принцип использования тепла отходящих газов для подогрева топлива и воздуха в так называемых регенераторах был разработан Сименсом, поэтому в ряде стран процесс называют сименс-мартеновским. Во Франции и в России он получил распространение под названием мартеновского.

Конвертерный и мартеновский способы явились базой, обеспечивающей бурный рост индустриальной мощи промышленно развитых стран. Менее чем за 100 лет мировое производство стали возросло более чем в тысячу раз (с 330 тыс. т в 1868 г. до 346 млн. т в 1960 г.).

Пятый этап. Развитие электрометаллургии стали. Во второй половине XIX в. появился ряд предложений по использованию для плавки стали электрической энергии. В конце XIX—начале XX вв. были созданы и начали работать электропечи различных конструкций.

Особенно бурными темпами «электросталеплавильное производство развивается в последние десятилетия. Появились дуговые сталеплавильные печи вместимостью 200—350 т. Доведение удельной мощности трансформаторов до 700-800 кВ • А/т позволяет расплавлять такую массу металла за 1,5—2 ч. Развитие электрометаллургии стимулируется также возможностью переплава больших количеств такой дешевой шихты, как металлический лом. К настоящему времени уже большое число промышленно развитых стран выплавляют в электродуговых печах более 20—30 % всей стали. Высокопроизводительные дуговые электросталеплавильные печи часто устанавливают на смену старых, отслуживших свой срок мартеновских печей.

Шестой этап. Интенсификация сталеплавильного процесса кислородом. Замена воздуха, используемого в сталеплавильных агрегатах для сжигания топлива или окисления примесей чугуна, чистым кислородом существенно изменяет тепловой баланс процессов (исключаются потери тепла вследствие нагрева балластного азота, поступающего вместе с кислородом из воздуха), а также облегчает решение проблемы повышения качества металла. Однако высокая стоимость кислорода длительное время препятствовала осуществлению этой замены. Лишь в послевоенные годы появившиеся относительно дешевые способы получения кислорода позволили начать в широких масштабах разработку соответствующей технологии. Одной из первых стран, где были развернуты эти работы, был СССР. Исследования проводили во второй половине 40-х годов под общим руководством акад. И.П.Бардина.

Первые же опыты подтвердили теоретические расчеты, однако потребовалось несколько лет, прежде чем были отработаны оптимальные приемы работы и конструкции агрегатов, фурм, горелок и т.п. К концу 50-х годов использование кислорода в сталеплавильном производстве стало обычной практикой, которая оказала существенное влияние на масштабы выплавки стали в мире. В результате только за 10 лет (с 1960 по 1970 г.) мировое производство стали возросло с 346 до 603 млн. т. Основная масса стали, про-

изводимой в настоящее время в мире, выплавляется в агрегатах, где роль окислителя выполняет технически чистый кислород.

Седьмой этап. Появление и распространение переплавных процессов. На процессы удаления из стали вредных примесей влияют такие факторы, как изменение давления, увеличение поверхностей контакта взаимодействующих фаз, ускорение процесса охлаждения металла, использование плазменной и электронно-лучевой технологии и др. В результате появились и получили за последние годы значительное распространение такие способы переплава стали, как вакуумный индукционный (ВИП), вакуумный дуговой (ВДП), электрошлаковый (ЭШП), электроннолучевой, плазменный и др. Поскольку в этих процессах осуществляется переплав стали, предварительно выплавленной в "обычном" агрегате (конвертерах, мартеновской печи, электродуговой печи), такие процессы называют переплавными. Эти способы сравнительно дорогостоящие и малопроизводительные, но обеспечивают получение металла очень высокого качества с особыми свойствами.

Восьмой этап. Появление и развитие внепечной, вторичной или ковшевой металлургии. Многие технологические операции, проводимые для уменьшения содержания вредных примесей в металле и повышения его качества, можно перенести из плавильного агрегата в ковш (или иной агрегат, заменяющий ковш), специально оборудованный устройствами для соответствующей обработки жидкого металла. Производительность плавильного агрегата при этом возрастает, одновременно обеспечивается повышение качества стали. Для удаления из металла вредных примесей, усреднения состава и регулирования температуры металл в ковше подвергают вакуумированию, продувают инертными газами, обрабатывают жидкими или порошкообразными смесями или специальной лигатурой, подвергают электромагнитному перемешиванию и т.п. Поскольку эти операции в некоторых случаях продолжительны, а металл постепенно охлаждается, были созданы устройства для подогрева металла в процессе его обработки, т.е. ковш превратился в самостоятельный иногда довольно сложный агрегат. Эти методы получили название ковшевой (или вторичной) металлургии, внепечной обработки или внепечного рафинирования. Помимо повышения качества, внепечная обработка обеспечивает стабильность (от плавки

к плавке) свойств металла данной марки, что очень важно потребителям; в результате она за очень короткий срок (в течение 70-х годов XX в.) получила повсеместное распространение. В настоящее время сотни миллионов тонн выплавляемой в мире стали подвергают той или иной внепечной обработке. Мероприятия, проводимые для повышения степени чистоты стали (главным образом, в результате внепечной обработки) и выхода годного (главным образом, в результате перехода на непрерывную разливку), вот уже в течение десяти последних лет обеспечивают развитие машиностроения без увеличения количества выплавляемой стали.

Девятый этап. Развитие методов непрерывной разливки. Создание работоспособных агрегатов непрерывной разливки стали позволило: а) существенно снизить расход жидкой стали для получения 1 т проката; б) улучшить условия для повышения качества стали; в) обеспечить реальное начало нового этапа в металлургии: получение готового стального продукта или полупродукта непосредственно из жидкого металла ("прямая прокатка"); г) повысить производительность труда металлургов. В настоящее время в промышленно развитых странах практически вся выплавляемая сталь разливается на установках непрерывной разливки.

Приведенная выше схема исторического развития сталеплавильного производства условна. Появление тех или иных новых способов производства стали и методов, обеспечивающих повышение ее качества, происходит во времени и многие способы (и старые, и новые) существуют одновременно.

Масштабы производства стали в мире меняются незначительно (800—850 млн т в год), меняется лишь эффективность использования стали. Основными производителями стали являются: Япония, США, Китай, Россия, Германия, Украина, Южная Корея, Италия, Бразилия, Франция, Великобритания, Индия, Канада, Испания. На эти страны приходится > 75 % выплавляемой стали в мире. При этом производство стали (в мире в целом) составляет: в конвертерах— около 60%, в дуговых электропечах— около 35%, остальное— в мартеновских и двухванных печах. Черная металлургия в России достигла расцвета во второй половине XVIII в., когда Россия занимала первое место по производству черных металлов. Русское кровельное железо экспортировалось за границу и считалось лучшим в мире. К первой половине XIX в.

относится деятельность П.П.Аносова. Помимо своих выдающихся открытий в области изучения свойств стали, П.П.Аносов был по существу первым металлургом, которому удалось получить булатную сталь и описать этот процесс в литературе.

В 1913 г., перед первой мировой войной, по количеству выплавляемой стали Россия стояла на пятом месте в мире. В это время в России выплавлялось ~ 4,3 млн т стали в год. После разрухи, вызванной интервенцией и гражданской войной, на территории СССР выплавлялось < 200 тыс.т стали. В период восстановления народного хозяйства и за годы пятилеток в результате героического труда советского народа производство стали увеличилось более чем в четыре раза по сравнению в дореволюционным. Такое значительное увеличение производства стало возможным в результате строительства ряда новых крупных металлургических комбинатов: Магнитогорского, Кузнецкого, Нижнетагильского и др., а также коренной реконструкции старых заводов.

Во время Великой Отечественной, войны 1941—1945 гг. в результате оккупации врагом значительной территории страны производство стали уменьшилось вдвое, объем производства черных металлов в стране снизился до уровня 1933 г. Благодаря исключительному мужеству, самоотверженности, высокой организованности и сознательности советским металлургам уже в марте 1942 г. удалось приостановить снижение выпуска черных металлов. За годы войны на Востоке страны было построено 10 доменных, 29 мартеновских и 16 электродуговых печей, сталеплавильщики Урала освоили выплавку высоколегированной, в том числе броневой, стали в 185-т мартеновских печах, мартеновцы Кузнецка и Магнитки впервые в мировой практике сумели удвоить вместимость действующих мартеновских печей. Начиная с весны 1942 г. производство стали в стране неуклонно возрастало и в 1945 г. было выплавлено уже более 12 млн т. Огромная работа была проведена по восстановлению разрушенных врагом металлургических заводов, расположенных в центральных районах РСФСР и на Украине. В результате выплавка стали в стране превзошла довоенный уровень в полтора раза. К концу пятой пятилетки (в 1955 г.) в СССР было выплавлено уже более 45 млн т стали. Такой значительный рост производства стали после войны был достигнут в основном не за счет

строительства новых заводов, а за счет увеличения производственных мощностей на действующих предприятиях, увеличения вместимости печей и в первую очередь совершенствования технологии и организации.

В настоящее время черная металлургия России включает 37 комбинатов и заводов, производственная мощность которых по стали составляет около 90 млн т стали в год.

Около 2/3 стали выплавляется на восьми крупных металлургических комбинатах: Магнитогорском (ММК), Новолипецком (НЛМК), Череповецком (ЧерМК), Кузнецком (КМК), Западно-Сибирском (ЗСМК), Челябинском (ЧелМК), Нижнетагильском (НТМК), Орско-Халиловском (ОХМК). Три из них (НЛМК, ЗСМК и ЧерМК), построенные сравнительно недавно, являются современными высокотехнологическими предприятиями, вполне конкурентоспособными на мировом рынке.

В настоящее время в черной металлургии России осуществляется комплекс работ, направленных на совершенствование производства и повышение его эффективности. Работы ведутся в соответствии с "Федеральной программой технического перевооружения и развития металлургии России. Реализация Программы позволит увеличить долю прогрессивных сталеплавильных процессов, долю непрерывной разливки, снизятся расходы металла на прокат, расходы энергоресурсов и т.д.

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ СТАЛИ

Полученные тем или иным способом стали чрезвычайно разнообразны по своим свойствам и составу. Их классифицируют по способу производства, назначению, качеству, химическому составу, характеру застывания в изложницах и строению получающегося слитка.

Единой мировой системы классификации стали нет. Многие компании и фирмы пользуются своими системами классификации стали.

В СССР была проведена большая работа по унификации обозначений различных марок стали и требований, предъявляемых к их составу и качеству; классификация стали и требования к ее составу и качеству были обусловлены соответствующими государственными стандартами и техническими условиями.

По способу производства сталь может быть мартеновской, конвертерной, электросталью, электрошлакового переплава и полученной другими способами. Иногда требуется еще большее уточнение, например "кислая мартеновская сталь" и т.п. Очень часто от способа производства зависят некоторые особенности качества металла. Например, несмотря на одинаковый химический состав и одинаковую последующую термообработку, свойства основной и кислой мартеновской стали различны, и это учитывают и потребители этой стали, и сталеплавильщики.

По назначению можно выделить следующие основные группы сталей:

1. Конструкционная сталь, которую применяют при изготовлении различных металлоконструкций (для строительства зданий, мостов, различных машин и т.п.). Конструкционные стали могут быть как простыми углеродистыми, так и легированными (например, марганцовистая сталь, хромистая сталь). Легированная сталь несколько дороже углеродистой, но так как она обладает значительно лучшими механическими свойствами, то расход ее на изготовление тех или иных конструкций значительно ниже, чем углеродистой.

2. Топочная и котельная сталь — низкоуглеродистая сталь, применяемая для изготовления паровых котлов и топок. Эта сталь должна иметь хорошие пластические свойства в холодном состоянии, хорошо свариваться, не должна иметь склонности к старению.

3. Сталь для железнодорожного транспорта — рельсовая сталь, осевая сталь, сталь для бандажей железнодорожных колес. Это среднеуглеродистая сталь, к ней предъявляются высокие требования при механических испытаниях, например, на усталость, при проверке сплошности структуры металла.

4. Подшипниковая сталь служит материалом для изготовления шариковых и роликовых подшипников. К этой стали, содержащей около 1 % С и 1,5 % Сг, предъявляют очень высокие требования по содержанию неметаллических включений.

5. Инструментальная сталь применяется для изготовления различных инструментов, резцов, валков прокатных станов, деталей кузнечного и штамповочного оборудования. Она содержит обычно значительное количество углерода (иногда до 2 %), а также в ряде марок — значительное количество легирующих элементов: хрома, вольфрама, молибдена и других.

Кроме указанных, имеется еще ряд групп сталей, назначение которых видно из самого их названия: рессорно-пружинные, электротехнические, трансформаторные, динам-ные, нержавеющие, оружейные, снарядные, броневые, трубные стали и другие.

По качеству стали обычно делят на следующие группы: сталь обыкновенного качества, качественную и высококачественную. Различия между этими группами заключаются в допусках на содержание вредных примесей (в первую очередь серы и фосфора), а также в особых требованиях по содержанию неметаллических включений. Например, в сталях обыкновенного качества содержание серы и фосфора не должно превышать 0,040-0,060, в качественных сталях — не более 0,030-0,040, в высококачественных — не более 0,020-0,030% (в некоторых случаях содержание серы и фосфора допускается в очень низких пределах: 0,010 и даже 0,005 %).

По химическому составу различают стали: углеродистые (в том числе низко-, средне-, высокоуглеродистые), низколегированные, легированные (в том числе хромистые, марганцовистые, хромоникелевые и т.п.).

Установлены единые условные обозначения химического состава стали:

Элемент	...	С	Мn	Si	Cr	Ni	Mo	W	V	Al	Ti
Обозначение		У	Г	С	Х	Н	М	В	Ф	Ю	Т

В обозначении марок стали по стандарту цифры с левой стороны букв обозначают среднее содержание углерода в сотых долях процента (для инструментальных сталей — в десятых долях процента). Буквы справа от цифр, выражающих среднее процентное содержание углерода, обозначают наличие соответствующего элемента в стали. Цифры, стоящие после букв, указывают примерное содержание соответствующих элементов, если оно выше 1 %,

Буква А в конце обозначения марки указывает на то, что сталь является высококачественной. Например, марка 12Х2Н4А означает, что это высококачественная сталь, содержащая около 0,12% С, 2% Сг и 4% Ni. Обозначение марки стали 30ХГС свидетельствует о том, что в этой стали около 0,30% С и около 1% хрома, марганца и кремния.

Марки углеродистой стали обыкновенного качества обозначают следующим образом: СтО, Ст1, Ст2 и т.д. Обозначениями качественных углеродистых сталей служат: 10, 20, 45 и т.д. Цифры соответствуют среднему содержанию углерода в сотых долях процента. Углеродистые инструментальные стали маркируют буквой У (У7, У10, У12 и т.п.). Цифры после буквы У указывают на содержание углерода в десятых долях процента.

По характеру застывания стали в изложницах различают спокойные, кипящие и полуспокойные стали. Поведение металла при кристаллизации в изложнице зависит от степени раскисленности: чем полнее раскислена сталь, тем спокойнее кристаллизуется слиток.

Так, например, в результате обильного газовыделения кипящая сталь при кристаллизации в изложнице кипит (отсюда название стали). Наоборот, спокойная сталь кристаллизуется без видимых эффектов, спокойно.

Каждый из перечисленных видов классификации стали характеризует свойства металла, его надежность в работе, стоимость, возможность получения в определенных количествах и другие параметры. Все это учитывают потребители металла.

§ 3. ОСНОВНЫЕ РЕАКЦИИ И ПРОЦЕССЫ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

1. Термодинамика сталеплавильных процессов

Металлургия стали в настоящее время не является уже чисто прикладной наукой, "сборником технологических рецептов", каким она была несколько десятков лет назад. Сейчас невозможно не только развитие и совершенствование сталеплавильных процессов, но и получение качественной стали без использования данных современной науки, и прежде всего физической химии, физики, теплотехники, металлографии.

В ходе сталеплавильных процессов выделяется (или поглощается) теплота, достигается (или нарушается) равновесие протекающих реакций, лучистая энергия факела или электрической дуги превращается в тепловую и происходят другие энергетические процессы. Науку, изучающую законы теплового равновесия и превращения теплоты в другие виды

энергии, называют термодинамикой. Химическая термодинамика изучает равновесие химических реакций, их тепловые эффекты. Обычно сталеплавильный агрегат представляет собой довольно сложную систему. Для характеристики системы используют величины, называемые параметрами состояния и параметрами процесса.

Параметры состояния — величины, служащие для характеристики состояния системы (давление, объем, температура, концентрация).

Параметры процесса — величины, характеризующие процесс, т.е. изменение системы, связанное с изменением параметров состояния. К их числу относятся энтальпия¹, энтропия², энергия Гельмгольца, энергия Гиббса.

В 1882 г. известный немецкий ученый Гельмгольц ввел понятия "свободной энергии" (энергия Гельмгольца) и "связанной энергии". Энергия Гельмгольца A определяется через внутреннюю энергию U (энергия движения молекул, внутримолекулярного движения атомов, их взаимодействия, энергия движения электронов и т.п.), энтропию S и температуру T равенством

$$A = U - TS.$$

Энергию Гельмгольца называют "свободной энергией при постоянном объеме"; также используют название "изохорно-изотермический потенциал" (сокращенно "изохорный потенциал").

Сталеплавильные процессы обычно протекают при давлениях, близких к постоянным (т.е. являются *изобарическими*); для оценки этих процессов используют параметр G , предложенный американским ученым Гиббсом, определяемый через энтальпию H :

$$G = H - TS.$$

Энергия Гиббса связана с энергией Гельмгольца соотношением

$$G = A + pV,$$

где p — давление, V — объем.

¹Энтальпия (от греч. *enthalpo* — согреваю). ²Энтропия (от греч. *entropia* — поворот, превращение).

В технической литературе можно встретить разные названия энергии Гиббса: свободная энергия (при постоянном давлении), термодинамический потенциал, изобарно-изотермический потенциал, изобарный потенциал и другие и разные обозначений этой величины: F , Z , Φ , G . 18-тый конгресс Международного союза чистой и прикладной химии в 1961 г. рекомендовал использовать символ G и название "энергия Гиббса". В настоящее время не существует методов определения абсолютного значения величин U , A , H , S , G . Для проведения термодинамических расчетов условились принимать энтальпию простых веществ (элементов) при 25 °C (298 К) равной нулю ($\Delta_{298} = 0$); энтропии всех веществ принимают равными нулю при абсолютном нуле ($S_0 = 0$ при $T = 0$). Соответственно для термодинамических расчетов используют величины изменения Δ , S , G , а именно: ΔA , ΔS , ΔG . Напомним, что При постоянном давлении $Q_p = -\Delta A$.

Общее уравнение для определения изменения энергии Гиббса ΔG при температуре T

$$\Delta G_T = \Delta A_T - T \Delta S_T$$

Для проведения практических расчетов и сравнимости получаемых результатов оказалось удобным определять изменения для каждого рассматриваемого процесса (реакции) при стандартных условиях. В качестве стандартных обычно принимают условия, при которых парциальные давления для каждого компонента равны 100 кПа, активности каждого компонента равны 1, а конденсированные вещества (жидкости и твердые тела) в чистом виде находятся под давлением 100 кПа. Для того чтобы показать, что параметры заданы при стандартных условиях, используют индекс ° (ДС°, ДJ°, ДA°). Между стандартным изменением ΔG° и константой равновесия существует непосредственная связь:

$$\Delta G^\circ = -RT \ln K_p$$

Это соотношение применимо для любой температуры. В качестве "стандартной" принимают обычно температуру 25 °C, т.е. 298,15 К (обозначают индексом 298). При стандартных условиях и стандартной температуре параметры процесса обозначают следующим образом: ΔG_{298}° , ΔA_{298}° , ΔS_{298}° .

$$100 \text{ кПа} = 1 \text{ атм.}$$

В большинстве случаев температура металлургических процессов существенно отличается от стандартной, поэтому величины ΔA могут существенно отличаться от величины ΔA_{298}° . Изменение величины ΔA в зависимости от температуры связано с изменением теплоемкости:

$$dH/dT = \Delta C_p; \Delta A_T = \Delta A_{298}^\circ + \int_{298}^T \Delta C_p dT.$$

Если в пределах исследуемых температур происходит изменение состояния какого-либо компонента (аллотропическое превращение, плавление, испарение — это также обычно указывается в таблицах), то тепловой эффект этого изменения (часто используют понятие теплоты превращения $L_{пр}$ или $J_{пр}$) должен быть учтен в расчетах:

$$\Delta A_T = \Delta A_{298}^\circ + \int_{298}^T \Delta C_p dT + \sum L_{пр} + \int_{T_{пр}}^T \Delta C_p dT.$$

Значения величины изменения энтропии ΔS° при изменении температуры также изменяются. Уравнение для расчета значений изменения энтропии при изменении температуры имеет вид

$$\Delta S_T = \Delta S_{298}^\circ + \int_{298}^T \frac{\Delta C_p}{T} dT.$$

На практике зачастую температурные условия по ходу процесса существенно меняются. Это необходимо учитывать, чтобы дать тому или иному процессу точную количественную оценку.

Чаще всего используют формулу

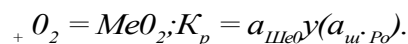
$\Delta A = \Delta H - T \Delta S$, где ΔA и ΔS близки к средним значениям ΔA и ΔS для данного интервала температур. В таблицах значения приводят обычно в виде $\Delta A = A + BT$.

При изменении температуры изменяются и ΔA и ΔS , но ΔA изменяется в большей мере, в результате оказывается, что $\Delta A < 0$; при равновесии $\Delta A = 0$, поэтому величина ΔA , если реакция написана в направлении ее протекания, всегда получается с минусом. Если в результате расчета величина ΔA

получается с плюсом, то реакция (процесс) идет в обратном направлении. Процесс или реакция могут идти самопроизвольно лишь в том случае, когда энергия Гиббса системы уменьшается.

Изменение энергии Гиббса используют для определения меры химического сродства веществ. Константа равновесия K_p характеризует степень протекания реакции в ту или иную сторону. Поскольку $\Delta G^\circ = \Delta H^\circ - T\Delta S^\circ$ и $\Delta G^\circ = -RT \ln K_p$, то $-RT \ln K_p = \Delta H^\circ - T\Delta S^\circ$, откуда $R \ln K_p = \Delta S^\circ - \Delta H^\circ/T$. Отсюда видно, что чем больше величина ΔS° и чем меньше $\Delta H^\circ/T$, тем полнее идет реакция. Из уравнения видно также, что чем выше температура, тем большее значение имеет величина ΔS° (энтропийный фактор) и меньшее $\Delta H^\circ/T$ (энтальпийный фактор). При производстве стали протекают процессы окисления железа и его примесей (углерода, кремния, марганца) и образования соответствующих оксидов (CO, SiO₂, MnO). Способность железа и его примесей окисляться, т.е. химическое сродство к кислороду, часто выражают при помощи давления диссоциации оксидов. Давление диссоциации* в данном случае представляет собой давление кислорода p_{O_2}

при равновесии системы кислород—оксид: Me



В случае чистых металла и оксида $a_{(MeO_2)} = 1$ и $a_{Me} = 1$, а тогда

$$K_p = 1/p \quad \text{и} \quad \Delta G^\circ = RT \ln p$$

Таким образом давление диссоциации является мерой прочности оксида: чем меньше эта величина, тем прочней оксид.

В сталеплавильной ванне участвующие в реакциях компоненты находятся в виде раствора в металле (железе) и шлаке. Вещество, переходя в раствор, становясь компонентом раствора, теряет свою индивидуальность. Значения термодинамических функций для процессов, реакций, происходящих между веществами, находящимися в растворе, существенно отличаются.

« Прежнее название — упругость диссоциации.

Обычно в качестве стандартного состояния выбирают либо чистое вещество, либо однопроцентный раствор этого вещества.

Если p — давление пара компонента, находящегося в растворе, а p° — давление пара компонента в стандартном состоянии, то отношение p/p° принято называть активностью данного компонента и обозначать a , т.е. $p/p^\circ = a$. Активность вещества в стандартном состоянии принимают равной единице.

Для термодинамических расчетов активность представляет собой вспомогательную расчетную величину, которая «характеризует степень связанности молекул, атомов или ионов исследуемого компонента. При образовании данным компонентом в растворе каких-либо соединений его активность понижается, и, наоборот, активность возрастает при уменьшении сил взаимодействия между частицами растворителя и растворенного вещества.

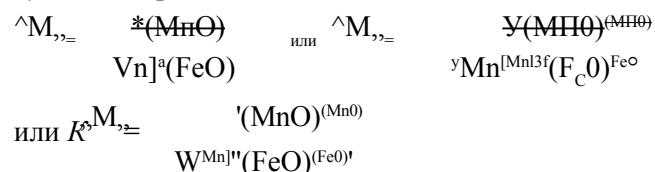
Большинство компонентов, встречающихся в металлургической практике, образует в железе растворы, далекие от идеальных. Соотношения между составом и свойствами большинства реальных растворов очень сложны и не всегда ясны. Положение облегчается тем, что обычно мы имеем дело с растворами в железе небольших количеств (часто < 1 %) других компонентов. При уменьшении концентрации растворенного вещества свойства реального раствора приближаются к свойствам идеального. Такие растворы принято называть *бесконечно разбавленными* или *разбавленными*. В этих случаях принято использовать закон Генри, согласно которому в разбавленном растворе давление пара растворенного вещества P_i прямо пропорционально его концентрации c_i , т.е. $P_i = c_i \cdot p_i^\circ$, где c_i — коэффициент (константа Генри). Обычно реальные растворы подчиняются закону Генри при изменении концентрации в интервале от долей процента до нескольких процентов.

В достаточно сильно разбавленном растворе можно принять активность — равной концентрации: $a_j = C_j$ или $a_j = X_j$. При повышении концентрации растворенного компонента приходится вводить вспомогательную величину $\gamma_j = a_j/X_j$, соответственно $a_j = \gamma_j X_j$. Величина γ_j называемая *коэффициентом активности*, характеризует степень отклонения свойств рассматриваемого компонента в данном растворе от

его свойств в идеальном растворе. Для идеальных растворов $\gamma = 1$. К таким растворам близки растворы никеля, кобальта, марганца, хрома в железе.

Для обозначения коэффициентов активности обычно используют буквы γ или f . Буквой γ обозначают коэффициент активности при использовании соотношения $a_j = \gamma_j X_j$, т.е. тогда, когда концентрация выражается в мольных долях (компонента j). Если массовая концентрация выражается в процентах, то для обозначения чаще используют букву f . В реальных условиях на величину коэффициента активности компонента в растворе влияет взаимодействие растворенных в металле других компонентов. В тех случаях, когда компонент растворен в металле, принято! использовать квадратные скобки, например $[C]$, $[Mn]$, $[Si]$ и т.д. В случаях, когда речь идет о концентрации того или иного компонента в шлаке, используют круглые скобки: (FeO) , (MnO) , (CaO) и т.д.

Таким образом, если написано $[Mn] + (FeO) = (MnO) + Fe_x$, то это означает, что реакция происходит между растворенным в металле (железе) марганцем и растворенной в шлаке закисью железа. Константа равновесия этой реакции может быть записана следующим образом:



2. Кинетика сталеплавильных процессов

Если термодинамика позволяет получать ответы на вопросы о том, каково направление протекания процесса, какое количество энергии при этом выделяется (поглощается), какова характеристика последней стадии процесса, каково соотношение концентраций (активностей), при которых наступает состояние равновесия, то кинетика позволяет ответить на вопрос о том, какова скорость процесса, ее зависимость от отдельных параметров.

В общем случае протекание реакции в сталеплавильной ванне может быть представлено в следующей последовательности:

- а) подвод реагентов к месту реакции;
- б) акт химической реакции;
- в) выделение продуктов реакции в отдельную фазу и их удаление.

В каждом конкретном случае одно из этих звеньев может лимитировать протекание процесса в целом, если скорость данного звена процесса будет меньше, чем двух других. Для большинства металлургических реакций при температурах сталеварения сам акт химической реакции протекает практически мгновенно и не лимитирует протекание процесса в целом. Скорость процесса в целом в значительном числе случаев определяется скоростью подвода реагентов к месту реакции (например, интенсивностью подачи кислорода при продувке металла в конвертерном процессе или интенсивностью диффузии примесей металла к границе металл—шлак и т.п.).

В некоторых случаях, когда в результате реакции должна образоваться новая фаза (например, образование пузырька газа внутри стальной ванны, образование неметаллического включения, образование твердого кристаллика металла при кристаллизации стали), скорость процесса в целом может быть лимитирована скоростью процесса зарождения и выделения новой фазы.

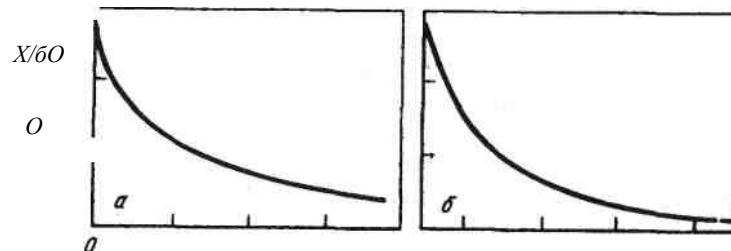
Это связано с тем, что в обычных условиях зародыши любой новой фазы становятся устойчивыми лишь при достижении определенных (критических) размеров. Рост зародыша до этих размеров приводит к увеличению свободной энергии системы. Этот начальный рост свободной энергии вызван затратой работы (энергии) на создание поверхности раздела между зародышем новой фазы и исходной фазой. Буквенным символом величины энергии, затрачиваемой на образование единицы поверхности (называемой поверхностным натяжением), обычно служит σ , а обозначение ее является Дж/м² (энергия на единицу поверхности) или Н/с (сила на единицу длины). Обычно термин "поверхностное натяжение" применяют при рассмотрении свойств тела на границе с газовой фазой, т.е. в тех случаях, когда можно пренебречь поверхностным натяжением второй фазы. Для случая поверхности раздела жидкость—жидкость (например, металл—шлак) применяют термин "межфазное натяжение". Процессы, связанные с уменьшением энергии системы, протекают самопроизвольно. Соответственно и процессы, связанные с уменьшением величины по-

верхностного натяжения, также будут протекать самопроизвольно. При этом в поверхностном слое будет повышаться концентрация того из компонентов, прибавление которого понижает поверхностное натяжение (явление адсорбции). Вещества, снижающие поверхностное натяжение растворителя, т.е. вещества, концентрация которых в поверхностном слое выше, чем в растворителе, называют поверхностно-активными веществами. Исследования показали, что такие элементы, как кислород, сера, бор, церий, кальций и ряд других в растворе жидкого железа, являются поверхностно-активными (рис. 73). Величина поверхностного натяжения чистого железа σ составляет примерно 1,8 мДж/м². Небольшие добавки поверхностно-активных элементов снижают величину σ

на 20—30 %, при этом соответственно увеличивается адсорбция этих элементов в поверхностном слое (например, на границе металл—шлак, металл—под, жидкий металл—растущий кристалл при застывании металла). Особенность поверхностных явлений заключается в том, что при их наличии проявляется действие ничтожных концентраций примесей (такие же концентрации примесей, но равномерно распределенные в объеме вещества, не могут оказать существенного влияния на объемные свойства).

Роль поверхностных явлений в металлургических процессах чрезвычайно велика. Большинство металлургических процессов основано на гетерогенных реакциях, связанных с исчезновением одних и появлением других фаз; сами реакции во многих случаях протекают на границе раздела фаз. Поэтому приходится учитывать, что и свойства, и составы пограничных слоев отличаются от объемных свойств.

N



•шo\|-

800
Ofi

0,6

0,8

0,02

0,06

0,10

0.П

CO], %

Рис. 73. Влияние серы и кислорода на поверхностное натяжение жидкого железа

При образовании новой фазы сначала в результате флуктуации должны образоваться термодинамически устойчивые зародыши новой фазы. Вероятность флуктуации определяется работой, необходимой для ее осуществления, а эта работа связана с большей удельной поверхностью зародыша и поэтому зависит от величины поверхностного натяжения на границе зародыш—среда. Чем меньше поверхностное натяжение, тем меньшая работа требуется для образования зародыша, тем благоприятнее условия для образования (выделения) новой фазы. Следовательно, наличие в металле поверхностно-активных примесей облегчает условия выделения (образования) новой фазы, например образования в металле пузырьков газа, неметаллических включений, кристаллов). Эти же поверхностно-активные вещества, адсорбируясь на растущей фазе, могут затормозить ее рост. На этом свойстве поверхностно-активных примесей основаны, например, способы модифицирования чугуна и стали. Небольшая добавка такого элемента, как бор, позволяет получать мелкозернистую структуру металла.

Выше уже отмечалось, что в металлургии многие процессы протекают на границе раздела фаз. В связи с этим при решении многих практических задач приходится учитывать также различную степень смачиваемости между различными фазами. Практика показывает, что разделение отдельных фаз (например, отделение шлака от металла) встречает определенные трудности, так как почти всегда на границе раздела происходит взаимное притяжение фаз. Это явление называют адгезией. Работа, которую необходимо затратить для разделения двух фаз (обычно рассматривают случай, когда площадь контакта равна 1 м^2 или 1 см^2), называют работой адгезии.

Если жидкая фаза (например, шлак) соприкасается с твердой (например, огнеупором), то капля шлака, расплавленная на поверхности огнеупора (рис. 74), испытывает одновременно воздействие трех величин: $\sigma_{\text{ш-г}}$, $\sigma_{\text{ш-огн}}$ и $\sigma_{\text{огн-г}}$.

Силы поверхностного натяжения стремятся уменьшить поверхности контактирующих фаз. В результате наступает равновесие трех сил:

$$\sigma_{\text{огн-г}} = \sigma_{\text{ш-огн}} + \sigma_{\text{ш-г}} \cos \epsilon.$$

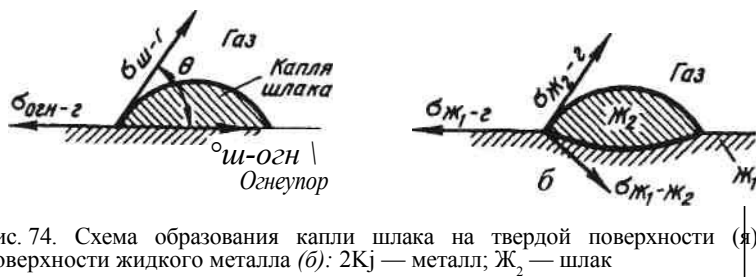


Рис. 74. Схема образования капли шлака на твердой поверхности (а) и на поверхности жидкого металла (б): Ж_1 — металл; Ж_2 — шлак

$$\sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2} \quad \sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2} \quad \sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2} \quad \sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2}$$

Рис. 75. Межфазное натяжение и σ смачиваемость

Угол θ называют *краевым углом смачивания*. Величина угла θ определяется соотношением

$$\cos \theta = (\sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2} - \sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2}^{\text{ш}}) / \sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2}$$

или в общем случае

$$\cos \theta = (\sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2} - \sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2}^{\text{ш}}) / \sigma_{\text{ж}_1-\text{ж}_2}$$

В зависимости от природы контактирующих фаз угол смачивания изменяется от 180° до 0° . При $\theta = 180^\circ$ имеет место случай полного несмачивания. На практике почти всегда происходит частичное смачивание (рис. 75) и величина угла θ колеблется в широких пределах. Знание степени смачивания и величины краевого угла смачивания помогает решать многие практические задачи. Если, например, известно, что при соприкосновении жидкого шлака определенного состава с футеровкой величина краевого угла смачивания невелика ($\theta < 90^\circ$), то этот шлак будет проникать в поры огнеупорного материала. Если же нежелательно, чтобы происходило это проникновение, то необходимо подбирать такие составы шлаков (или огнеупоров), при которых величина краевого угла смачивания была бы большой ($\theta > 90^\circ$). Другой пример: если между металлом и находящимся в нем неметаллическим включением смачивание плохое, то это включение будет

быстрее отделяться от металла, чем в случае, когда смачивание между включением и металлом хорошее. Силы смачивания мешают полностью отделять шлак от металла. Кроме сил взаимного притяжения различных фаз на границе их раздела, необходимо учитывать силы взаимного притяжения внутренних слоев вещества. Явление взаимного притяжения внутренних слоев тела жидкости называют когезией. Если, например, взять столб металла сечением 1 м^2 и разорвать (разделить) на два столба такого же сечения, то образуются две новые поверхности, каждая по 1 м^2 . На образование поверхности в 1 м^2 затрачивается энергия, численно равная величине поверхностного натяжения с (Дж/м^2). Следовательно, в рассматриваемом примере будет затрачена энергия, равная 2σ . Явление когезии особенно приходится учитывать, когда по технологии необходимо раздроблять струю металла или шлака, в случаях образования трещин в застывающем слитке и в ряде других случаев.

3. Сталеплавильные шлаки

Выплавка стали обычно сопровождается процессами окисления железа и его примесей, а также процессами разъедания футеровки сталеплавильных агрегатов. В шихте, загружаемой в сталеплавильные агрегаты, всегда имеется большее или меньшее количество загрязнений. Кроме того, при ведении плавки в ванну обычно добавляют различные флюсы и добавочные материалы. В результате образуется неметаллическая фаза, называемая шлаком.

Источники образования шлака

Основные источники образования шлака следующие:

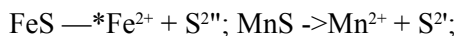
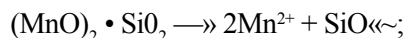
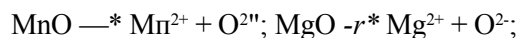
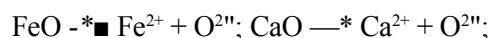
1. Продукты окисления примесей чугуна и лома — кремния, марганца, фосфора, серы, хрома и других элементов (SiO_2 , MnO , P_2O_5 , FeS , MnS , Cr_2O_3 и др.).
2. Продукты разрушения футеровки агрегата — при разъедании основной футеровки (доломита, магнезита) в шлак переходят CaO , MgO , при разъедании кислой (динас) — SiO_2 .
3. Загрязнения, внесенные шихтой (песок, глина, мик-серный шлак и т.п.), — SiO_2 , Al_2O_3 , MnS и т.п.
4. Ржавчина, покрывающая заваляемый в сталеплавильные агрегаты лом, — оксиды железа.

5. Добавочные материалы и окислители (известняк, из-весть, боксит, плавиковый шпат, железная и марганцевая руды и т.п.) - CaO , Al_2O_3 , SiO_2 , FeO , FejQ_3 , MnO , CaF_2 и т.п.

В каждом конкретном случае степень влияния перечисленных загрязнений на состав шлаков различна. Вводя после соответствующего расчета то или иное количество определенных добавок, добиваются получения шлака нужного состава. При необходимости проводят операции обновления (скачивания) шлака, когда определенное количество шлака (иногда почти 100 %) удаляют из агрегата, а затем вводя нужное количество тех или иных добавок, "наводят" новый шлак необходимого состава.

Строение и составы шлаков

После отбора пробы шлака и проведения соответствующего анализа (состав шлаков устанавливают методами аналитической химии и спектрального анализа) сталевар получает данные (в %) о том, сколько в этой пробе шлака содержится CaO , SiO_2 , Al_2O_3 , FeO , MnO и других соединений. Приходится, однако, учитывать, что в лаборатории подвергают анализу шлак, уже застывший после отбора пробы из печи. В печи же (в агрегате) шлак находится в расплавленном состоянии. Жидкие расплавленные шлаки в металлургическом агрегате характеризуются наличием между составляющими шлака и ковалентной, и ионной связи. Образование ионов при расплавлении компонентов шлака можно представить следующими реакциями:

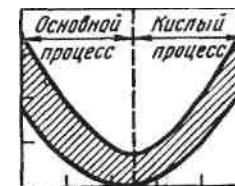


Таким образом, сталеплавильные шлаки обычно имеют в своем составе такие катионы, как Fe^{2+} , Mn^{2+} , Ca^{2+} , Mg^{2+} ,

Cr^{2+} , и такие анионы, как S^{2-} , O^{2-} , SiO_4^{4-} , AlO_4^{5-} , PO_4^{3-} , FeO^{2-} , FeO^{3-} , $\text{Si}_2\text{O}_7^{4-}$, CrO_4^{2-} и т.п. Кроме того, в шлаке могут быть и сложные комплексы, близкие к составам таких соединений, как $(\text{CaO})_4 \cdot \text{SiO}_2$; $(\text{FeO})_2 \cdot \text{SiO}_2$; $(\text{CaO})_4 \cdot \text{P}_2\text{O}_5$. Поэтому данные, которые сталевар получает после анализа пробы шлака, далеко не полностью отражают истинную картину того, что находится непосредственно в печи.

Шлаки, в которых преобладают основные окислы (CaO , MgO , MnO , FeO), называют основными шлаками, а шлаки, в которых преобладают кислотные окислы (SiO_2 , P_2O_5) — кислыми шлаками (рис. 76). В зависимости от характера шлаков и процессы называют основными или кислыми. Обычно и характер огнеупорных материалов, из которых сделана сталеплавильная ванна, соответствует характеру процесса (характеру шлака). Например, ванну печей, в которых осуществляют кислый мартеновский процесс, изготавливают из кислых огнеупорных материалов. Иначе шлак будет энергично взаимодействовать с огнеупорной футеровкой и разрушать ее (кислотные окислы активно взаимодействуют с основными). В тех случаях, когда в агрегате вообще нет футеровки (например, при электрошлаковом переплаве), состав шлака может быть любым.

Поскольку из всех перечисленных компонентов наибольшую долю в основных шлаках занимают CaO и SiO_2 , отношение этих окислов CaO/SiO_2 характеризует степень основности (или просто "основность") основных шлаков. Шлаки, в которых отношение $(\text{CaO}/\text{SiO}_2) < 1,5$, называют низкоосновными; у шлаков средней основности $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,6-2,5$; у высокоосновных шлаков $(\text{CaO}/\text{SiO}_2) > 2,5$. При переделе фосфористых чугунов шлаки содержат много P_2O_5 . В этом случае для характеристики основности шлака используют величину отношения $\text{CaO}/(\text{SiO}_2 + \text{P}_2\text{O}_5)$.



1600

1500

III

III

1200

10 20 30 40 50 60 (SiO₂), % Рис. 76. Температуры плавления шлаков

Кислые шлаки состоят главным образом из кислотного окисла SiO_2 и некоторого количества таких основных окислов, как FeO и MnO . Составы кислых шлаков характеризуются степенью их кислотности (или просто "кислотностью"), выражаемой обычно отношением $\text{SiO}_2/(\text{FeO} + \text{MnO})$.

Кроме основности шлака, другой важной его характеристикой является величина, называемая "окисленностью" шлака. Эта величина характеризует способность шлака окислять металл и его примеси. В качестве меры окисленности обычно принимают или содержание (в %) в шлаке FeO , или содержащуюся в нем сумму $\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3$, или содержание в шлаке железа. Существуют и другие способы определения окисленности шлака.

Помимо химического состава, важнейшей характеристикой шлака является его вязкость, которая обычно значительно выше вязкости стали. При температуре около 1600°C вязкость стали составляет $0,0025 \text{ Па} \cdot \text{с}$; вязкость относительно жидких шлаков равна $0,02—0,04 \text{ Па} \cdot \text{с}$, густых - выше $0,2 \text{ Па} \cdot \text{с}$ (рис. 77).

Увеличение степени перегрева над температурой плавления повышает жидкотекучесть шлаков. С помощью диаграмм состояния можно определить пути снижения температуры плавления реальных шлаков. Обычно для разжижения основных шлаков используют добавки боксита (основные составляющие Al_2O_3 , SiO_2 , Fe_2O_3), плавикового шпата (CaF_2), боя шамотного кирпича (SiO_2 , Al_2O_3), в некоторых случаях песка (SiO_2); для "сгущения" основных шлаков используют добавки извести (CaO), иногда — магнезита (MgO). Наоборот, добавки песка (SiO_2) "сгущают" кислые шлаки, а добавки извести их разжижают.

*По мерс ужесточения требований, связанных с охраной природы, использование фторсодержащих реагентов сокращается.

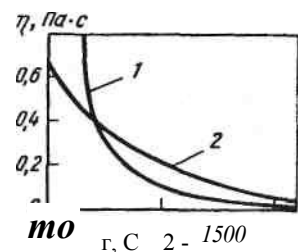


Рис. 77. Зависимость вязкости шлаков (η) от температуры: / — основные ("короткие") шлаки; — кислые ("длинные") шлаки

Роль шлака в сталеплавильном производстве чрезвычайно велика. Удаление, например, из металла таких вредных примесей, как сера и фосфор, заключается в переводе этих элементов в шлак и создании условий, препятствующих их обратному переходу из шлака в металл. Изменяя состав шлака, его количество и температуру, можно добиться увеличения или уменьшения содержания в металле марганца, кремния, хрома и других элементов. Поэтому во многих случаях задача сталеплавления заключается в получении шлака необходимой консистенции и химического состава.

4. Основные реакции сталеплавильных процессов

Поскольку сталь получают обычно из чугуна и лома в результате окисления и удаления содержащихся в них примесей (кремния, марганца, фосфора и др.), особое значение в сталеплавильной практике имеют реакции окисления. Кислород для протекания этих реакций поступает или из атмосферы, или из железной руды, или из других окислителей, или при продувке ванны газообразным кислородом.

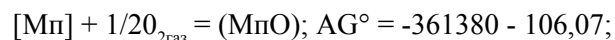
При контакте с металлом и шлаком окислительной атмосферы, содержащей кислород в виде O_2 , CO_2 или H_2O , образуются высшие оксиды железа, обогащающие шлак кислородом (например, $\text{CO} + 2(\text{FeO}) = (\text{Fe}_2\text{O}_3) + \text{CO}$). Дальнейший процесс переноса кислорода из шлака в металл протекает по реакциям $(\text{Fe}_2\text{O}_3) + \text{Fe} = 3(\text{FeO})$, а затем $(\text{FeO}) \rightarrow [\text{O}] + \text{Fe}^*$.

Ниже рассмотрены основные реакции, происходящие при протекании сталеплавильных процессов. При этом для простоты расплавленная сталь будет рассматриваться как однородный раствор тех или иных компонентов в железе независимо от того, какая структура была у металла данного состава в твердом состоянии. Следует иметь в виду, что такое допущение не совсем верно. Температура плавления стали в зависимости от состава колеблется обычно в пределах $1400—1530^\circ\text{C}$, а перед выпуском фактически составляет обычно $1550—1650^\circ\text{C}$. Таким образом, рассматриваются расплавы, относительно слабо перегретые по сравнению с линией ликвидуса. У таких расплавов влияние типа структуры, свойственной твердому состоянию, сохраняется и при температурах, превышающих линию ликвидуса. При этом сохраняется так называемый "ближний" порядок расположения атомов в

температурах; при этом могут образоваться следующие оксиды: MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 , MnO . При высоких температурах устойчивым является оксид MnO . Основная часть находящегося в шихте марганца поступает с чугуном. Определенное количество марганца может содержаться и в стальном ломе, загружаемом вместе с чугуном в сталеплавильные агрегаты.

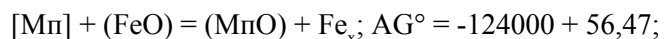
Марганец, растворенный в металле, окисляется кислородом:

а) содержащимся в газовой фазе



при протекании этой реакции выделяется много тепла;

б) содержащимся в оксидах железа шлака



эта реакция также экзотермическая;

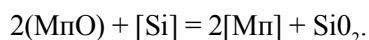
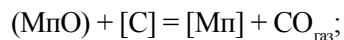
в) растворенным в металле



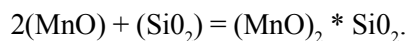
эта реакция также протекает с выделением тепла.

Из приведенных формул видно, что перед вторым (энтропийным) членом уравнения стоит знак "плюс". Возрастание величины ΔG° по мере повышения температуры свидетельствует о возможности протекания при высоких температурах обратного процесса — восстановления марганца, в частности, железом: $(\text{MnO}) = \text{Fe}_\text{ж} = [\text{Mn}] + (\text{FeO})$.

Марганец могут восстановить также углерод, кремний и другие элементы:



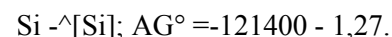
Температура, при которой прекратится окисление марганца и начнется его восстановление, зависит от состава металла и шлака (значения величины ΔG° для различных составов металла и шлака различны). Для условий, свойственных кислым процессам (кислые шлаки), приходится учитывать, что образующийся при окислении марганца оксид MnO (основной окисел) вступает во взаимодействие с кислотными оксидами шлака:



Активность заиси марганца в кислом шлаке ниже, чем в основном, поэтому при прочих равных условиях в кислом процессе марганец окисляется легче и более полно, а восстанавливается менее полно, чем в основных. На процессы окисления и восстановления марганца большое влияние оказывает также окисленность шлака. Чем выше окисленность шлака, тем полнее окисляется марганец и тем более высокая температура требуется для его восстановления.

Окисление и восстановление кремния

Кремний растворяется в железе в любых соотношениях. Растворение кремния в железе происходит с выделением тепла:



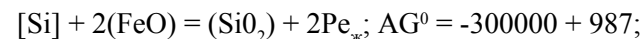
Основная масса кремния, содежащегося в шихте, поступает в нее с чугуном.

Кремний — элемент легко окисляющийся. Растворенный в металле кремний может окисляться кислородом:

а) содержащимся в газовой фазе



б) содержащимся в оксидах железа шлака



в) растворенным в металле



Все эти реакции сопровождаются выделением очень большого количества тепла.

Для некоторых процессов (например, бессемеровского) кремний является основным "топливом", т.е. тем элементом, в результате окисления которого происходит нагрев металла. Знак "плюс" перед энтропийными членами в уравнениях свободной энергии свидетельствует о том, что при повышении температуры могут создаваться благоприятные условия для восстановления кремния. Восстановление его при повышении температуры действительно происходит в кислых процессах, под кислыми шлаками, когда активность SiO_2 в шлаке (и в футеровке) высока, а окисленность шлака мала. Повышение окисленности шлака благоприятствует процессам окисления кремния и препятствует его восстановлению.

Восстанавливать кремний из кислого шлака (а также из кислой футеровки) могут железо, углерод или марганец.

Окисление и восстановление фосфора

Фосфор растворяется в железе в значительных количествах. При растворении фосфора выделяется некоторое количество тепла:



Фосфор обычно считают вредной примесью в стали, и проведению операции по его удалению уделяется большое внимание.

В основе вредного влияния фосфора лежат два его свойства:

1) значительное расширение двухфазной области между линиями ликвидуса и солидуса, вследствие чего при кристаллизации слитка или отливки возникают сильная первичная ликвация (сегрегация), а также значительное сужение области, что облегчает развитие сегрегации и в твердом состоянии;

2) относительно малая скорость диффузии фосфора в α - и γ -твердых растворах, в результате чего образовавшаяся неоднородность (сегрегация) плохо ликвидируется методами термообработки (особенно в литой стали, не подвергнутой пластической деформации).

Располагающиеся в межзеренном пространстве хрупкие прослойки, богатые фосфором, снижают пластические свойства металла, особенно при низких температурах.

Наиболее вредное влияние фосфора сказывается на стали в присутствии повышенного количества углерода.

В шихту сталеплавильных печей фосфор попадает в основном из чугуна (пустая порода железной руды всегда содержит какое-то количество P_2O_5 , и в процессе доменной плавки фосфор восстанавливается).

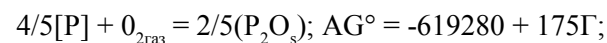
Некоторое количество фосфора может попасть в шихту из лома, а также из ферросплавов.

*

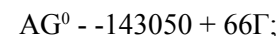
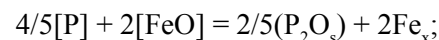
Фосфор не всегда является вредной примесью; например, при производстве стали, обрабатываемой на станках-автоматах, когда требуется получение ломкой стружки ("автоматные" стали), при производстве чугуна для фасонного литья (фосфор повышает жидкотекучесть) и в некоторых других случаях.

Растворенный в металле фосфор может окисляться кислородом:

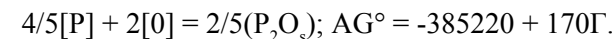
а) содержащимся в газовой фазе



б) содержащимся в оксидах железа шлака



в) растворенным в металле



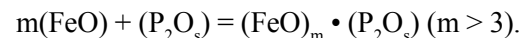
Во всех случаях окисление растворенного в металле фосфора сопровождается выделением тепла. В случае окисления фосфора газообразным кислородом выделяется очень большое количество тепла.

Для некоторых процессов, связанных с переделом фосфористых чугунов (например, томасовского), фосфор является основным "топливом", т.е. элементом, в результате окисления которого происходит нагрев металла.

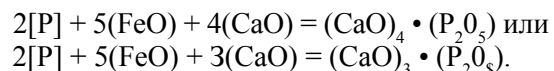
Знак "плюс" перед энтропийными членами в уравнениях свободной энергии свидетельствует о том, что при повышении температуры могут создаться благоприятные условия для восстановления фосфора. Повышение окисленности шлака благоприятствует процессам окисления фосфора и, наоборот, снижение активности окислов железа в шлаке затрудняет протекание этих процессов.

Приведенные выше данные изменения величины ΔG^0 получены в случае чистых железистых шлаков. В реальных шлаках всегда содержится какое-то количество SiO_2 и других компонентов, снижающих активность окислов железа. В результате оказывается, что при работе под такими шлаками фосфор, перешедший в шлак при относительно низких температурах, при повышении температуры может начать восстанавливаться и при обычных температурах сталеварения ($> 1500^\circ\text{C}$) практически весь перейти обратно в металл.

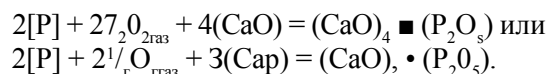
Таким образом, при относительно низкой температуре фосфор может удаляться с сильно железистыми шлаками. При этом образуются фосфаты железа:



Могут образовываться также такие фосфаты железа, как, например, $(\text{Fe}_2\text{O}_3) \blacksquare (\text{P}_2\text{O}_5)$, $(\text{Fe}_2\text{O}_3)_2 \blacksquare (\text{P}_2\text{O}_5)$. Однако при высоких температурах эти соединения непрочны и фосфор может перейти обратно в металл. Для того, чтобы удалить фосфор из металла и удержать его в шлаке, необходимо снижать активность P_2O_5 в шлаке. Этого достигают при наведении основного шлака с помощью добавок извести (или известняка). Основная составляющая извести — CaO реагирует с P_2O_5 , образуя прочные соединения типа $(\text{CaO})_4 \blacksquare (\text{P}_2\text{O}_5)$ или $(\text{CaO})_3 \cdot (\text{P}_2\text{O}_5)$. При взаимодействии металла со шлаком, содержащим окислы железа и кальция, протекает реакция



При продувке ванны кислородом какая-то часть железа окисляется и образующиеся окислы железа также при наличии основного шлака взаимодействуют с фосфором. Итоговая реакция может быть записана в виде



В ряде случаев для ускорения дефосфорации в металл в струе кислорода вдувают тонкоизмельченную известь или смесь извести и железной руды.

Таким образом при высоких температурах для удаления фосфора из металла необходимо, чтобы шлаки были одновременно и окисленные, и высокоосновные. В кислых процессах при работе под кислыми шлаками удалить фосфор в шлак вообще невозможно (поэтому в кислых процессах шихта должна быть очень чистой). Уменьшить активность (P_2O_5) в шлаке и заставить тем самым реакцию удаления фосфора протекать слева направо можно также, прибегая к смене шлака. Шлак, содержащий какое-то количество фосфора, близкое к равно-весному с металлом, удаляют из агрегата (скачивают), а вместо него с помощью добавок, не содержащих фосфор, "наводят" новый шлак. После такой операции какое-то количество фосфора из металла опять переходит в "новый" шлак, пока не установится состояние, близкое к равновесию. Операцию скачивания шлака и замены его новым шлаком можно

проводить несколько раз до тех пор, пока в металле не останется очень мало фосфора. Такой метод используют при необходимости получить очень низкие концентрации фосфора в металле. Обычно же достаточной оказывается однократная смена шлака, а при работе на чистой по фосфору шихте шлак вообще не скачивают (кроме фосфора и других вредных примесей, в скачиваемом шлаке содержится также определенное количество железа; эти потери железа снижают выход металла).

Таким образом, можно сформулировать основные условия, соблюдение которых позволяет удалять фосфор из металла (проводить дефосфорацию металла). Эти условия состоят в обеспечении:

- 1) окислительной среды, высокой активности оксидов железа в шлаке;
- 2) достаточно высокой основности шлака;
- 3) наличия шлаков, содержащих мало фосфора, смены (скачивания) шлака;
- 4) невысокой температуры.

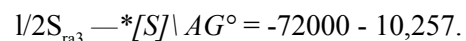
Если в какой-то момент эти условия не будут соблюдены, может произойти обратное восстановление в металл ранее окислившегося фосфора (рефосфорация). Например, бывают случаи, когда в конце плавки резко снижают окисленность шлака. Если при этом температуры металла и шлака были достаточно высоки и шлаки были жидкоподвижны и активны, то после выпуска плавки в ковш во время разливки шлак будет взаимодействовать с футеровкой ковша. Шамотная футеровка ковша, состоящая из SiO_2 и Al_2O_3 , будет разъедаться и переходить в шлак (основность CaO/SiO_2 при этом, естественно, уменьшится). В результате окисленность находящегося в контакте с металлом шлака будет мала и одновременно снизится его основность. Если в шлаке было много фосфора, то фосфор из такого шлака начнет восстанавливаться и переходить в металл, и плавка может быть забракована. Поэтому даже в тех случаях, когда в конце плавки содержание фосфора в металле невелико, сталевар принимает все меры для того, чтобы избежать возможной рефосфорации.

Удаление серы (десульфурация металла)

Сера обладает неограниченной растворимостью в жидком железе и ограниченной в твердом. При кристаллизации стали

по границам зерен выделяются застывающие в последнюю очередь сульфиды железа. Железо и сульфид железа образуют низкотемпературную эвтектику (температура плавления 988 °С), которая при наличии кислорода (образование оксисульфидов) плавится при еще более низких температурах. Межзеренные прослойки (обычно на микрошлифе они выглядят в виде нитей) фазы, богатой серой, при нагревании металла перед прокаткой или ковкой размягчаются, и сталь теряет свои свойства — происходит разрушение металла (красноломкость). Красноломкость особенно сильно проявляется в литой стали, так как сульфиды и оксисульфиды в этом случае скапливаются по границам первичных зерен. Если сталь хотя бы однократно подвергалась горячей деформации, то вследствие измельчения зерна и образования при деформации новых зерен красноломкость проявляется в гораздо меньшей степени. Однако и в этом случае стремятся получить в стали минимальное содержание серы из-за заметного вредного влияния ее на механические свойства стали (в частности, на величину ударной вязкости), что особенно проявляется в направлении, перпендикулярном оси прокатки иликовки. Повышенное содержание серы приводит часто к появлению так называемых "горячих трещин", особенно при непрерывной разливке стали. Поэтому в большинстве случаев удаление из металла серы — одна из главных задач сталеплавления.

При растворении серы в железе выделяется тепло, что видно из следующей реакции!



Активность серы в жидком железе зависит от состава расплава. Такие примеси, как углерод, кремний, повышают активность серы в жидком расплаве, так как вытесняют ее из "микрореальных" структуры жидкого металла и занимают ее место. Поэтому, например, при прочих равных условиях обессеривать чугун, содержащий много углерода и кремния, легче, чем обычную сталь.

Сера является поверхностно-активным элементом. На рис. 73 показано уменьшение поверхностного натяжения системы

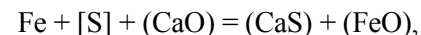
В некоторых случаях не стремятся получать очень низкие концентрации серы (иногда даже вводят некоторое количество серы в металл). Это бывает в случае выплавки автоматной стали, когда требуется ее хорошая обрабатываемость (например, при полировке стальных изделий в декоративных целях).

температуры Fe—S по мере повышения концентрации серы. Высокая поверхностная активность серы приводит к тому, что на поверхности раздела фаз концентрация серы выше, чем в объеме раствора. Поэтому наибольший эффект дает применение таких методов ведения плавки, которые обеспечивают увеличение поверхности контакта металла с десульфуризирующей фазой (искусственное перемешивание металла со шлаком, вдувание в металл тонкоизмельченных порошкообразных реагентов и т.п.).

Элементы, у которых значения изменения свободной энергии ΔG° при образовании соединений с серой меньше значений изменения свободной энергии при соединении серы с железом, могут быть элементами-десульфураторами. Такими элементами являются Mn, Mg, Na, Ca и др., а также церий (Ce) и другие редкоземельные элементы. Все эти элементы используют на практике: натрий в виде соды при внедоменной десульфурации чугуна; магний — в виде чистого Mg или сплавов (лигатур) с другими металлами; кальций — иногда в виде сплавов с другими металлами, а чаще в виде извести (CaO) или известняка (CaCO₃); марганец — в виде сплавов марганца с железом (ферромарганца), а также в виде марганцевой руды. Очень большим сродством к сере обладают редкоземельные металлы. Самым дешевым и распространенным из перечисленных материалов является известь.

Основным источником серы в шихте является чугун. Кроме того, определенное количество серы может попасть в металл с ломом (особенно со стружкой, не очищенной от смазочных масел), с добавочными материалами, а также из атмосферы печи, если печь отапливают топливом (мазутом, газом), содержащим серу.

В сталеплавильном агрегате удаление серы из расплавленного металла в шлак происходит в большинстве случаев в результате образования CaS:



при этом сера, растворенная в металле, реагирует с CaO в шлаке. Реакция протекает на поверхности раздела фаз, и увеличение этой поверхности (перемешивание металла со шлаком, вдувание в металл CaO в виде порошкообразной извести и другие способы) ускоряет эту реакцию и способствует более глубокой десульфурации. Диффузия серы из глу-

бины ванны к месту реакции со шлаком- процесс довольно медленный. Перемешивание металла (при кипении ванны, при ее продувке инертными газами или при электромагнитном перемешивании) ускоряет этот процесс. Если шлак, кроме CaO, содержит много MnO, возможно протекание реакции $\text{Fe} + [\text{S}] + (\text{MnO}) = (\text{MnS}) + (\text{FeO})$.

Образующийся при реакциях десульфурации сульфид кальция CaS нерастворим в металле; сульфид марганца MnS также почти нерастворим в металле.

В результате протекания реакций удаления серы из металла общая концентрация серы в шлаке (S) растет, а коэффициент распределения серы. Чем выше значение этого коэффициента, тем лучше происходит процесс удаления серы из металла. При повышении температуры ванны значение коэффициента распределения серы возрастает, так как повышается скорость диффузии серы, шлак становится более жидкоподвижным и активным, ускоряется ход самой реакции.

Скачивание шлака и наведение нового (чистого по сере) шлака также способствуют переходу новых порций серы из металла в шлак. Удалению серы из металла (десульфурации металла) способствуют:

- 1) наличие основных шлаков с высокой активностью CaO-
- 2) низкая окисленность металла (минимум [O]) низкая окисленность шлака (минимум FeO);
- 3) низкая концентрация серы в шлаке (скачивание и наведение нового шлака);
- 4) перемешивание металла со шлаком и увеличение поверхности контакта;

5) повышение температуры ванны элемент. При продувке металла кислородом окисление серы адсорбированной на металле, может в какой-то мере происходить и по реакции



Однако доля этой реакции в процессах десульфурации невелика, основное количество серы удаляется со шлаком

232

5. Газы в стали

В любой стали в некоторых количествах содержатся элементы, в обычных условиях являющиеся газами (кислород, водород, азот). Газы содержатся в металлах в виде газовых пузырей, соединений (оксидов, гидридов, нитридов) и жидких или твердых растворов, т.е. в виде атомов или ионов, распределенных между атомами и ионами жидкого металла или внедренных в кристаллическую решетку металла. Газы (даже при содержании их в сотых и тысячных долях процента) оказывают существенное влияние на свойства металла, поэтому вопросам удаления газов из металла всегда уделяют особое внимание.

Растворимость газов в стали в сильной степени зависит от температуры (рис. 78).

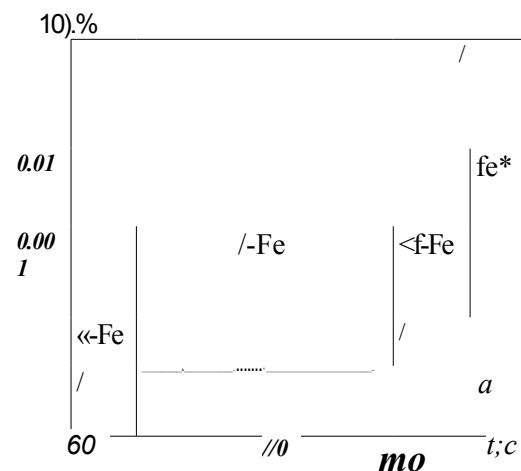
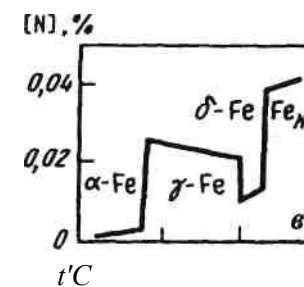
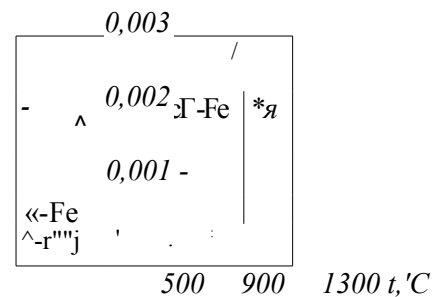


Рис. 78. Изменение растворимости в стали кислорода (а), водорода (б) и азота (в)



Кислород в стали

Атмосфера большинства сталеплавильных агрегатов — окислительная. При окислительном характере газовой фазы какое-то количество кислорода всегда переходит из газовой фазы в металл. Источником кислорода могут быть также добавочные материалы, содержащие оксиды железа (например, ржавчину на поверхности заваливаемого в печи металлического лома). Если в шлаке имеется какое-то количество оксидов железа, то в результате перехода кислорода из шлака в металл между суммарным содержанием оксидов железа в шлаке (FeO) и кислородом в металле [O] устанавливается определенное соотношение (FeO)/[O].

Растворимость кислорода в железе, находящемся под железистым шлаком, с повышением температуры растет. Но если металл содержит примеси, сродство которых к кислороду выше, чем у железа, то происходит окисление этих примесей и концентрация кислорода в металле уменьшается. Если эти примеси вводят в ванну специально для того, чтобы уменьшить содержание кислорода, то их называют раскислителями. В качестве таких элементов-раскислителей используют марганец, кремний, алюминий, кальций, редкоземельные элементы. Раскислителем является также углерод.

Кислород, растворенный в металле, реагирует с углеродом, и в результате реакции $[O] + [C] = CO_{\text{газ}}$ происходит кипение металла. При кипении ванны содержание кислорода определяется уже не соотношением (FeO)/[O], а содержанием углерода (рис. 79). Константа равновесия реакции $[O] + [C] = CO_{\text{г}}$ может быть выражена в виде $K = p / ([O][C])$,

откуда $[O] = p / K [C]$.

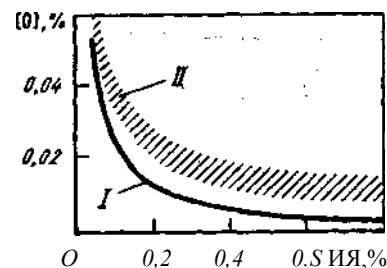


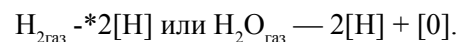
Рис. 79. Влияние углерода на содержание кислорода, растворенного в стали:

I — равновесная кривая $[C] \cdot [O] \sim 0,0025$; II — область концентраций, фактически наблюдаемых при кипении металла

Если уменьшить давление (например, при помещении ковша с жидким металлом в вакуумную камеру), то равновесие этой реакции сместится вправо, металл, содержащий углерод, вскипит, и содержание кислорода уменьшится. Таким образом, если металл не содержит примесей, то содержание кислорода в нем зависит от окисленности шлака и температуры. Если в металле имеются активные по отношению к кислороду примеси, то окисленность металла зависит от активности этих примесей. Если металл "кипит", то окисленность металла зависит от содержания углерода.

Водород в стали

Атмосфера почти любого сталеплавильного агрегата содержит какое-то количество водорода или паров H_2O . Некоторое количество влаги может попасть вместе с шихтой и добавочными материалами. Из атмосферы агрегата водород переходит в металл по реакции



Константа первой реакции может быть выражена в виде

$$K = \frac{[H]}{p_{H_2}},$$

откуда

$$[H] = \frac{p_{H_2}}{K},$$

Пропорциональность содержания водорода в металле корню квадратному из давления водорода в газовой фазе называют "законом квадратного корня". Растворимость водорода в твердом металле для различных модификаций железа различна (рис. 78, б). Скачкообразное изменение растворимости при переходе металла из одного аллотропического состояния в другое вызывает интенсивное выделение из него водорода, сплошность металла нарушается, образуются такие дефекты, например, как флокены (особой формы газовые пузыри). Оставшийся в твердом растворе водород искажает кристаллическую решетку металла, в результате чего его хрупкость возрастает, а пластичность уменьшается, качество металла ухудшается. Для снижения содержания водорода в металле и ослабления его вредного влияния на качество применяют указанные ниже методы.

Обработка металла вакуумом. Соотношение между количеством водорода, растворенного в металле, и давлением водорода в газовой фазе определяется выражением $[H] =$

$= K \sqrt{p}$. При помещении металла в вакуумную камеру давление водорода в газовой фазе уменьшается, и он начинает удаляться из металла. Вакуум является очень эффективным средством уменьшения содержания водорода в металле.

Организация кипения ванны. При протекании реакций окисления углерода образуется оксид углерода. Пузырьки CO, проходя через ванну, создают эффект кипения. Парциальное давление водорода в пузырьке, состоящем из CO, равно нулю, поэтому пузырьки CO по отношению к водороду (а также к азоту) являются как бы маленькими вакуумными камерами, и эти газы уходят из металла в пузырьки CO и вместе с ним покидают ванну. Таким образом, при кипении металл очищается от растворенных в нем газов.

Продувка инертными газами. При продувке металла инертными газами (обычно для этой цели используется самый дешевый и доступный инертный газ — аргон) через ванну проходят тысячи пузырьков газа. Парциальное давление водорода в этих пузырьках равно нулю, поэтому они очищают металл от водорода. Одновременно с удалением газов продувка аргоном обеспечивает перемешивание металла, выравнивание его состава, температуры и т.д.

Выдержка закристаллизовавшегося металла при повышенных температурах. Размеры атомов водорода очень малы, они свободно диффундируют через кристаллическую решетку закристаллизовавшейся стали, особенно при повышенных температурах. Из образцов сравнительно небольшого сечения, охлаждаемых медленно в печи или на воздухе, растворенный при высоких температурах водород удаляется почти полностью, до значений растворимости, соответствующих ничтожной равновесной растворимости (в зависимости от содержания H_2O в воздухе). Принято содержание водорода в металле выражать в кубических сантиметрах на 100 г массы пробы. Обычно содержание водорода в жидкой стали в зависимости от метода работы колеблется от 4 до 10 см³ на 100 г металла. Чем больше масса изделия, тем затруднительнее организовать удаление водорода из затвердевшего металла. Поэтому все слитки качественного металла (или

заготовки из них) длительное время выдерживают при относительно высоких температурах, для чего в цехах существуют специальные пролеты. Для очень больших слитков (* 30 т), из которых отковывают ответственные изделия (коленчатые валы, роторы и т.п.), такой способ уже не дает должного эффекта, и такие слитки отливают под вакуумом.

Добавки гидридообразующих элементов. Некоторые металлы (например, редкоземельные) способны вступать с водородом во взаимодействие, образуя гидриды. При введении этих элементов в металл развитие таких дефектов, как флокены, уменьшается.

Наложение электрического поля. Водород, растворенный в жидком металле, находится там в виде катиона H^+ , а в шлаке—в виде OH^- . При наложении достаточно сильного электрического поля на катоде выделяется атомарный водород $H^+ + e = H$, атомы которого ассоциируются в молекулы $H + H = H_{2газ}$. На аноде из шлака выделяются пары H_2O и O_2 : $4OH^- = 2H_2O + O_2 + 4e$. В промышленных условиях этот способ удаления водорода применения не нашел.

Несмотря на наличие многих методов борьбы с водородом в стали, необходимо использовать все способы, чтобы исключить попадание водорода в металл (минимальная влажность воздуха, кислорода, топлива, минимум влаги в добавочных материалах и т.п.).

Азот в стали

Азот почти всегда присутствует в атмосфере сталеплавильного агрегата. Растворение в металле азота, так же как и водорода, подчиняется закону квадратного корня $[N] =$

$= K \sqrt{p_{N_{2газ}}}$, следовательно, процесс растворения азота

может быть записан как $N_{2газ} = 2[N]$. При обычных температурах сталеплавильных процессов (1450—1600 °С) интенсивность перехода азота в металл из газовой фазы невелика. Однако при очень высоких температурах, превышающих 2500 °С (например, в зоне электрических дуг при выплавке стали в дуговых электропечах, в зоне контакта кислородной струи с металлом при продувке ванны кислородом), молекулы азота диссоциируют и скорость проникновения в металл атомов азота может резко возрасти.

На растворимость азота в металле влияет также его состав. Примеси, образующие прочные нитриды (хром, марганец, ванадий, титан, алюминий, церий и другие редкоземельные металлы), повышают растворимость азота в стали; примеси, не образующие нитридов (углерод, фосфор) или образующие непрочные нитриды (кремний), но сами вступающие с железом в химическое взаимодействие, заметно снижают растворимость азота.

Размеры частиц азота, растворенного в металле, гораздо больше размеров частиц водорода, скорость диффузии в металле у них меньше. Поверхностно-активные примеси в металле препятствуют переходу азота через поверхность контакта фаз и затрудняют удаление азота.

Растворимость азота в железе изменяется в зависимости от температуры и состава металла (рис. 78, в).

Резкое снижение растворимости азота при переходе из жидкого в твердое состояние и при превращении γ -Fe в α -Fe в случае быстрого охлаждения металла приводит к получению перенасыщенного азотом твердого раствора, из которого в процессе эксплуатации по границам зерен выделяются нитриды, повышающие твердость, увеличивающие хрупкость и снижающие пластичность ("старение" металла).

Особенно вредно ухудшение свойств металла, в котором много азота, при эксплуатации в условиях низких температур.

Ниже указаны основные мероприятия, способствующие получению стали с минимальным содержанием азота:

- 1) использование чистых по азоту шихтовых материалов;
- 2) организация кипения ванны (удаление азота с пузырьками CO) или продувка металла инертными газами;
- 3) предохранение металла от соприкосновения с азотсодержащей атмосферой в зоне очень высоких температур или искусственное охлаждение этой зоны;
- 4) использование для продувки кислорода, не содержащего примесей азота;
- 5) связывание азота в прочные нитриды при введении в сталь нитридообразующих элементов (например, алюминия при производстве низкоуглеродистой "нестареющей" стали);
- 6) обработка металла вакуумом.

6. Неметаллические включения

Неметаллическими включениями называют содержащиеся в стали соединения металлов (железа, кремния, марганца, алюминия, церия и др.) с неметаллами (серой, кислородом, азотом, фосфором, углеродом). Количество неметаллических включений, их состав, размеры и характер расположения в готовом изделии оказывают существенное, а иногда решающее влияние на свойства стали. Неметаллические включения ухудшают не только механические (прочность, пластичность), но и другие свойства стали (магнитную проницаемость, электропроводность и др.), так как нарушают сплошность металла и образуют полости, в которых концентрируются напряжения в металле. Неметаллические включения принято разделять на две группы: 1) включения, образующиеся в процессе реакций металлургического передела (эндогенные¹ включения) и 2) включения, механически попадающие в сталь (экзогенные² включения). Эти включения представляют собой частицы загрязнений, бывших в шихте и не удалившихся из металла в процессе плавки, частицы оставшегося в металле шлака, частицы попавшей в металл футеровки желоба, ковша.

Эндогенные включения непрерывно образуются в металле в процессе плавки, разливки и кристаллизации слитка или отливки. Большая часть образовавшихся включений успевает всплыть и удалиться в шлак, однако какая-то часть остается. В литой стали включения присутствуют в виде кристаллов и глобул. После обработки давлением (прокатки,ковки,штамповки) они меняют форму и расположение и видны под микроскопом в виде нитей, строчек, цепочек, ориентированных преимущественно в направлении деформации. Включения в зависимости от химического состава принято делить на сульфиды (FeS , MnS и т.п.), оксиды (FeO , MnO , SiO_2 , Al_2O_3 и т.п.) и нитриды (TiN , ZrN и т.п.). Кроме того, иногда выделяют также фосфиды и карбиды.

Очень часто включения представляют собой довольно сложные соединения типа силикатов ($n\text{FeO} \cdot m\text{MnO} \cdot p\text{SiO}_2$), алюмосиликатов ($л\text{MnO} \cdot m\text{SiO}_2 \cdot p\text{Al}_2\text{O}_3$), шпинелей ($\text{FeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$), оксисульфидов и т.д.

От греч. endo — внутри и genos — род,
рождение 'От греч. exo — вне и genos.

Эндогенные неметаллические включения образуются в результате взаимодействия растворенных в металле компонентов или уменьшения их растворимости при застывании стали. Образующиеся включения легче металла (табл. 3), они стремятся всплыть. Скорость их всплытия зависит от размеров включений, вязкости металла, смачиваемости включений металлом и шлаком, движения (перемешивания) металла и шлака. Размеры обычных включений колеблются в широких пределах (0,0001—1,0 мм). Чем меньше размеры включений, тем выше относительная величина поверхности контакта ($\text{см}^2/\text{см}^3$) включение — металл, тем больше влияние сил смачивания на скорость удаления включений. Для крупных включений силами смачивания можно пренебречь и если металл не перемешивается, то скорость всплытия v , м/с, включений (если принять также, что они имеют форму шара) может быть описана формулой Стокса:

$$v = 2/9gr^2[(d_{\text{мст}} - d_{\text{мкл}})/\eta],$$

где g — ускорение свободного падения, $9,81 \text{ м/с}^2$; r — радиус частицы, м; $d_{\text{мст}}$, $d_{\text{мкл}}$ — плотность металла и включения, кг/м^3 ; η — вязкость жидкой стали, $\text{Па} \cdot \text{с}$.

Таблица 3. Температура плавления и плотность некоторых неметаллической включений

Включения	Температура плавления, °С	Плотность при 20 °С, г/см^3
Монооксид железа FeO	1369	5,8
Монооксид марганца MnO	1785	5,5
Кремнезем (кварц, кварцевое стекло)		
SiO_2	1710	2,2-2,6
Глинозем (корунд) Al_2O_3	2050	4,0
Оксид хрома Cr_2O_3	2280	5,0
Оксид титана TiO_2	1825	4,2
Оксид циркония ZrO_2	2700	5,75
Оксид церия Ce_2O_3	1690	6,9
Сульфид железа FeS	1193	4,6
Сульфид марганца MnS	1620	4,0
Сульфид церия CeS	2100	5,9
Силикаты железа (в зависимости от содержания SiO_2)	1180-1700	2,3-5,3
Силикаты марганца (в зависимости от содержания SiO_2)	1210-1700	4,0-5,6

На скорость укрупнения и всплытия включений большое влияние оказывают процессы их коагуляции¹ (слипания) и коалесценции² (сливания с исчезновением поверхностей раздела), так как в соответствии с приведенной формулой скорость всплытия пропорциональна квадрату радиуса частицы. Из табл. 3 видно, что температура плавления включений сложного состава может быть ниже температуры жидкой стали. Такие включения легко укрупняются.

Во многих случаях образовавшиеся включения очень мелкие, силы смачивания на границе включение—металл заставляют их двигаться вместе с перемешиваемым металлом ("витание"); иногда включение, достигшее шлака, если оно им не смачивается, не покидает металла и не переходит в шлак ("отталкивается" шлаком). Задача, таким образом, заключается в такой организации технологии плавки, при которой образовавшиеся включения плохо смачивались бы металлом (и быстро от металла отделялись), а шлаком — хорошо (быстро "поглощались" шлаком). Наименее благоприятные условия для удаления включений из металла создаются тогда, когда эти включения образуются в процессе кристаллизации стали: по мере снижения температуры повышается вязкость металла, рост кристаллов застывающей стали препятствует подъему включений. В результате часть таких включений неизбежно остается в металле. Задача металлурга заключается в том, чтобы обеспечить такую форму и расположение включений в готовом изделии, которые бы не ухудшали качества металла.

7. Раскисление и легирование стали

Раскисление стали

Технологическую операцию, при которой растворенный в металле кислород переводится в нерастворимое в металле соединение или удаляется из металла, называют раскислением. После операции раскисления сталь называют раскисленной. Такая сталь при застывании в изложницах ведет себя "спокойно", из нее почти не выделяются газы, поэтому такую сталь часто называют "спокойной". Если же операцию рас-

¹От лат. coagulatio — Свертывание, сгущение.

²От лат. coalesce — срастаюсь, соединяюсь.

кисления не проводить, то в стали при ее постепенном охлаждении в изложнице будет протекать реакция между растворенным в металле кислородом и углеродом $[O] + [C] = CO_{\text{газ}}$. Образующиеся при этом пузырьки оксида углерода будут выделяться из кристаллизующегося слитка, металл будет бурлить. Такую сталь называют "кипящей".

В некоторых случаях раскисление стали проводят таким образом, чтобы удалить из нее не весь кислород. Оставшийся растворенный кислород вызывает кратковременное "кипение" металла в начале его кристаллизации. Такую сталь называют "полуспокойной".

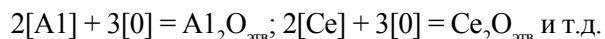
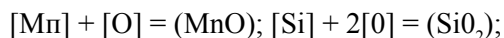
Строение слитка кипящей и полуспокойной стали отличается от строения слитка спокойной стали. Подробно эти различия рассмотрены в гл. 5 "Слитки и разливка стали".

Применяют следующие способы раскисления стали: а) глубинное; б) диффузионное; в) обработкой синтетическими шлаками; г) обработкой вакуумом.

Глубинное раскисление

Глубинное, или осаждающее, раскисление заключается в переводе растворенного в стали кислорода в нерастворимый окисел введением в металл элемента-раскислителя. Элемент-раскислитель должен характеризоваться большим сродством к кислороду, чем железо. В результате реакции образуется малорастворимый в металле окисел, плотность которого меньше плотности стали. Полученный таким образом "осадок" всплывает в шлак, отсюда название метода "осаждающий". Этот метод раскисления называют часто также "глубинным", так как раскислители вводятся в глубину металла. В качестве раскислителей обычно применяют марганец (в виде ферромарганца), кремний (в виде ферросилиция), алюминий, сплавы редкоземельных металлов и др.

Раскисление протекает по следующим реакциям:



Все эти реакции сопровождаются выделением тепла. Равновесие реакции осаждающего раскисления сдвигается влево при повышении и вправо при понижении температуры. Практически это означает, что по мере понижения температуры

стали (при ее кристаллизации в изложнице или в литейной форме) реакции раскисления продолжают и образуются все новые и новые количества оксидов, которые, конечно, не успевают всплыть и удалиться из металла. Поэтому при этом методе раскисления невозможно получить сталь, совершенно чистую от неметаллических включений, что является существенным недостатком рассматриваемого метода раскисления. Однако этот метод получил наибольшее распространение, так как он самый простой и дешевый.

Уменьшения же количества оставшихся в стали неметаллических включений добиваются, изменяя сочетания и последовательность введения раскислителей. При выборе элемента-раскислителя во многих случаях стремятся к тому, чтобы получающиеся при раскислении окислы слабо смачивались металлом (и соответственно хорошо от него отделялись) и при этом хорошо смачивались шлаком (и соответственно хорошо им ассоциировались).

В некоторых случаях при организации раскисления задача заключается в том, чтобы получающиеся включения характеризовались невысокой температурой плавления и были способны к коагуляции и коалесценции друг с другом и в результате — к быстрому всплыванию в шлак.

Очень часто с целью получения в металле легкоплавких и хорошо всплывающих комплексов применяют так называемые комплексные раскислители, представляющие собой сплав нескольких раскислителей: силикомарганец ($Si + Mn$), силикокальций ($Si + Ca$), сплав АМС ($Al + Mn + Si$), сплав КМК ($Si + Mn + Ca$) и др.

Если условно обозначить элемент-раскислитель через Me , то реакцию осаждающего раскисления в общей форме можно записать так:



Константа равновесия этой реакции

$$K = \frac{a_{(MeO)}}{a_{[Me]} a_{[O]}} >$$

откуда

$$a_{[O]} = \frac{a_{(MeO)}}{a_{[Me]}} >$$

Чем ниже активность продуктов раскисления, тем менее окислен металл после раскисления. При использовании комп-

лексных раскислителей продукты реакции вступают между собой во взаимодействие, в результате чего величина их активности уменьшается. Кроме того, при использовании комплексных раскислителей образуются более крупные и легко всплывающие включения. Когда комплексные раскислители не используют, в металл одновременно или последовательно вводят обычные раскислители нескольких видов (ферромарганец, ферросилиций, алюминий). Наиболее слабым раскислителем, не обеспечивающим снижение содержания кислорода до очень низких пределов, является марганец; кремний — более сильный раскислитель; введение же алюминия (а также, например, кальция, церия) обеспечивает почти полное связывание кислорода, растворенного в металле.

Обычно раскислители вводят в металл (в печь или в ковш) в конце плавки. Для стали каждой марки или группы марок разрабатывают свою технологию раскисления.

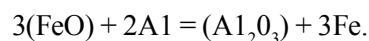
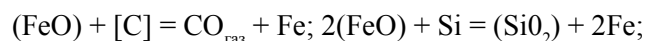
Диффузионное раскисление

При диффузионном раскислении раскислению подвергают шлак. В тех случаях, когда металл не кипит, между значениями активности кислорода в металле и шлаке существует определенное отношение $a_{\text{Ув}} = \text{const}$ (закон распределения

примесей, растворенных в двух несмешивающихся жидкостях).

Соответственно любой способ уменьшения активности оксидов железа в шлаке приводит к снижению окисленности металла. Обычно при диффузионном раскислении на шлак дают смеси, в состав которых входят сильные восстановители: углерод (кокс, древесный уголь, куски угольных электродов), кремний (в виде ферросилиция), алюминий.

Оксиды железа в шлаке взаимодействуют с восстановителями (раскислителями) по реакциям:



При этом и концентрация и активность оксидов железа в шлаке уменьшаются, а это в свою очередь вызывает уменьшение концентрации и активности кислорода в металле, так как отношение $a_{\text{Ув}} / a_{\text{О}}^*$ при данной температуре является величиной постоянной. Кислород как бы "вытягивается" из

металла. Если активность оксидов железа в шлаке a_{FeO}

уменьшается не в результате введения на шлак раскислителей, а в результате взаимодействия оксидов железа с другими компонентами шлака, окисленность металла также уменьшается.

Поскольку скорость процесса перемещения кислорода из металла в шлак определяется скоростью его диффузии в металле, данный способ получил название диффузионного.

При диффузионном способе раскисления продукты раскисления не остаются в металле, и получаемый металл содержит меньше неметаллических включений. Это — большое преимущество диффузионного способа перед осаждающим. Однако диффузионный способ имеет и ряд недостатков, главных из которых следующие: скорость диффузии кислорода в спокойном металле мала, процесс удаления кислорода идет медленно, продолжительность плавки возрастает, падает производительность агрегата, возрастает износ футеровки и т.д.

В большинстве сталеплавильных агрегатов атмосфера всегда в какой-то мере окислительная и значительная часть вводимых в шлак раскислителей реагирует не с оксидами железа шлака, а с кислородом атмосферы. Отсюда высокий угар раскислителей. Поэтому диффузионный метод раскисления применяют в исключительных случаях и там, где есть техническая возможность избежать наличия окислительной атмосферы, например при плавке стали в небольших дуговых электропечах при плотно закрытых загрузочных окнах и т.п.

Раскисление обработкой металла шлаком

Способ раскисления металла при обработке его шлаком вне печи можно рассматривать как разновидность диффузионного раскисления, проводимого не в печи, а в ковше или в специальном агрегате и отличающегося большой скоростью процесса. Если при выпуске из печи в ковш металл перемешивать со шлаком, не содержащим оксидов железа, то происходит то же, что и при диффузионном раскислении: диффузия кислорода из металла в шлак.

Перемешивание: металла со шлаком можно осуществлять и другими способами (например, продувкой инертным газом).

Процесс протекает с большой скоростью, если струя металла при падении со значительной высоты на поверхность

шлака дробится на капли, в результате чего образуется шлакометаллическая эмульсия с очень большой поверхностью контакта металл—шлак. Шлаки специально готовят отдельно (в отдельном плавильном агрегате), и их поэтому называют обычно "синтетическими".

Для того, чтобы при перемешивании синтетического шлака с металлом добиться уменьшения окисленности металла, главным является соблюдение требования минимального содержания оксидов железа в таком шлаке.

Если же к этому требованию прибавить другое, заключающееся в обеспечении максимальной активности СаО, то тогда создадутся благоприятные условия для удаления не только кислорода, но и серы. Этим широко пользуются¹

Для обработки металла при выпуске из печи используют шлак, почти нацело состоящий из СаО и Al_2O_3 (состав шлака выбирают из расчета получить возможно низкую температуру его плавления). В таком шлаке значение $a_{(CaO)}$ „высоко, а

значение a минимально (в шлаке оксидов железа практически нет), кроме того, поверхность контакта шлака с металлом очень высока — все это создает очень хорошие условия для удаления из металла серы. Одновременно в шлак переходит и растворенный в металле кислород.

Синтетические шлаки должны характеризоваться не только возможно более низкими температурой плавления и стоимостью, но, кроме того, должны удовлетворять еще одному требованию: они должны плохо смачиваться металлом, для того чтобы после перемешивания возможно более полно отделяться от него.

Приготовление синтетических шлаков связано с определенными затратами (на приобретение сырых материалов, строительство и эксплуатацию специального агрегата для их расплавления), однако эти затраты окупаются некоторым сокращением продолжительности плавки стали в сталеплавильном агрегате и, главное, повышением качества стали.

Существенным достоинством данного метода является также повышение стабильности (от плавки к плавке) свойств металла, обработанного синтетическими шлаками одного и того же состава.

Это очень важно для потребителей металла.

Раскисление обработкой вакуумом

Обработка металла вакуумом с целью раскисления основана на использовании раскисляющего действия растворенного в жидкой стали углерода. Константа равновесия реакции $[C] + [O] = CO_{газ}$ может быть выражена как $K_c = \frac{p_{co}}{a}$, или при невысоких содержаниях $[C]$ и $[O]$

как $*_{[C]} = P_{co} [CNO] >$ откуда $[O] = P_{co}/K_c$ М- Снижение давления приводит к уменьшению концентрации кислорода в металле, а также к некоторому снижению концентрации углерода. Существует даже термин "углеродно-вакуумное" раскисление или просто "углеродное" раскисление. Под этим понимается удаление из металла кислорода при понижении давления (при вакуумировании) вследствие его реакции с углеродом.

При обработке вакуумом снижается не только содержание растворенного кислорода, но и количество оксидных неметаллических включений вообще вследствие протекания реакций типа $MeO + [C] = CO_{газ} + Me$, равновесие которых сдвигается вправо при понижении давления. В тех случаях, когда металл раскислен ферросилицием и алюминием, образуются прочные оксиды SiO_2 и Al_2O_3 , разрушить которые можно только под очень глубоким вакуумом в специальных вакуумных печах.

Следует иметь в виду, что при обработке металлов вакуумом одновременно с разрушением оксидных включений удаляются также растворенные в них азот и особенно водород.

Легирование стали

Легированием называют процесс присадки в сталь легирующих элементов, чтобы получить так называемую легированную сталь, т.е. такую сталь, в составе которой находятся специальные (легирующие) примеси, введенные в нее в определенных количествах для того, чтобы сообщить стали какие-либо особые физико-химические или механические свойства.

Легирующими могут быть как элементы, не встречающиеся в простой стали, так и элементы, которые в небольших количествах содержатся во всякой стали (C, Mn, Si, P, S). Очень часто операцию легирования совмещают с операцией раскисления (особенно если металл легируют марганцем, кремнием или алюминием).

С точки зрения влияния на свойства стали легирующие элементы делят на две большие группы:

1-я — легирующие элементы, расширяющие γ -область твердых растворов. В эту группу входят как элементы, обладающие неограниченной растворимостью в железе (никель, марганец, кобальт), так и элементы, образующие сплавы, в которых гомогенная область непрерывного ряда твердых растворов ограничивается гетерогенной вследствие появления новых фаз (углерода, азота, меди).

2-я — легирующие элементы, суживающие γ -область. Сюда входят как элементы, образующие с железом сплавы с полностью замкнутой γ -областью (бериллий, алюминий, кремний, фосфор, титан, ванадий, хром, молибден, вольфрам), так и элементы, образующие сплавы с суженной γ -областью (ниобий, тантал, цирконий, церий).

Столь различное действие легирующих элементов на полиморфизм железа объясняется главным образом строением их собственной кристаллической решетки.

В 1-ю группу входят в основном элементы, схожие по форме (изоморфные) строению γ -железа.

Во 2-ю группу — элементы, изоморфные α -железу.

Для сталеплавильщиков также важно знать поведение легирующей примеси при плавке стали для того, чтобы выплавить металл нужного состава (попасть в анализ) с минимальными потерями легирующих материалов. Главное при этом — избежать ненужного взаимодействия легирующих примесей с кислородом, чтобы уменьшить потери ("угар") легирующих и обеспечить получение в стали минимума продуктов окисления легирующих — неметаллических включений, загрязняющих стали и снижающих их качество.

В зависимости от степени сродства к кислороду легирующие элементы также делят на две большие группы:

1-я — легирующие элементы, сродство к кислороду у которых меньше, чем у железа (никель, кобальт, молибден, медь). Они в условиях плавки и разлива практически не окисляются и поэтому могут быть введены в металл в любой момент плавки. Обычно эти элементы вводят в металл в начале плавки вместе с шихтой. Отходы, образующиеся при выплавке и прокатке (ковке, штамповке) сталей, содержащих эти элементы, а также отходы изделий, изготовленных из этих сталей, следует хранить и использовать отдельно, так

как, во-первых, экономически выгодно загружать в печь не чистые никель, медь и т.п. (или их сплавы), а отходы шихты, содержащие эти примеси; во-вторых, если такие отходы загружать в печь при выплавке стали любой марки, то эта сталь при выпуске будет содержать никель, медь и т.д., а это не всегда полезно (иногда вредно).

2-я — легирующие элементы, сродство к кислороду у которых больше, чем у железа (например, кремний, марганец, алюминий, хром, ванадий, титан). Чтобы избежать большого угара этих элементов при легировании, их вводят в металл после раскисления или одновременно с раскислением в самом конце плавки (часто даже в ковш, а иногда и непосредственно в изложницу или кристаллизатор).

Кроме легирующих этих двух основных групп применяют легирующие, введение которых в металл связано с возможной опасностью для здоровья, так как пары этих металлов или их соединений вредны.

К таким элементам относятся сера, свинец, селен, теллур. Эти элементы вводят в металл непосредственно в процессе разлива стали и при этом принимают специальные меры безопасности. Легирующие примеси вводят в металл или в чистом виде (бруски чистой меди, чистого алюминия, никеля и др.), или в виде сплавов (ферросилиций, ферромарганец, ферроалюминий и др.), или в виде соединений (оксиды ванадия, марганцевая руда, молибдат кальция и др.).

Во всех случаях для удешевления стали стремятся использовать максимальное количество дешевых отходов (шлак, руду), содержащих нужный элемент.

Иногда для легирования и раскисления стали применяют так называемые экзотермические брикеты. В состав таких брикетов могут входить содержащие легирующий элемент оксиды (например, оксиды хрома, марганцевая руда), порошкообразные раскислители и восстановители (например, алюминий, магний) и окислители (например, селитра). При выпуске металла в ковш, в который загружены подобные брикеты, они "зажигаются", при реакции между восстановителями и окислителями выделяется необходимое количество тепла, легирующие примеси, входящие в состав оксидов, восстанавливаются.

Металл при таком методе работы не охлаждается.

§ 4. ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Материалы, используемые для выплавки стали, принято делить на металлосодержащие (металлошихта, металлдобавки), добавочные (флюсы) и окислители. В качестве металлошихты используют: а) чугун (жидкий или твердый); б) стальной (а в некоторых случаях и чугунный) лом; в) продукты прямого восстановления железа из железной руды; г) ферросплавы.

Основную часть металлошихты составляют чугун и стальной лом. В ряде стран в качестве металлошихты используется также продукт прямого восстановления железной руды — металлизированные окатыши (93—98% Fe). Самая дешевая часть металлошихты — стальной лом.

Обычно в мартеновском процессе в шихте содержится примерно 50—60 % чугуна (остальное лом), в конвертерном процессе 70—90 % шихты — жидкий чугун, остальное — лом, в электросталеплавильном доля чугуна в шихте редко превышает 5-25%.

В тех случаях, когда в состав завода входят сталеплавильные цехи и доменный цех, чугун в сталеплавильный цех поступает в жидком виде. Использование в качестве шихты жидкого чугуна позволяет получать заметную экономию в расходе топлива и сокращает продолжительность плавки. Способы доставки жидкого чугуна из доменного цеха в сталеплавильные описаны в § 3 гл. 2.

Используемые в сталеплавильном производстве чугуны в зависимости от условий выплавки и химического состава делят на ряд марок (см. часть I).

В зависимости от технологических или экономических требований сталеплавильщики используют чугун той или иной марки. В отдельных случаях для улучшения состава чугуна применяют методы внедоменной его обработки (для удаления излишних серы, кремния, фосфора).

Если в составе завода нет доменного цеха, то в качестве шихты в сталеплавильных агрегатах используют твердый чугун, который поступает на завод в чушках. В отдельных случаях для ускорения плавки и повышения производительности сталеплавильных агрегатов чушковый чугун предварительно расплавляют в "металлургических" вагранках или других плавильных агрегатах.

Второй главной составной частью металлошихты является лом. В любой промышленной стране ежегодно образуется значительное количество железосодержащего лома. Сбор этого лома и его обработка с целью рационального использования представляют важную народнохозяйственную задачу. Для ее решения существует специальная отрасль — ломоперерабатывающая промышленность, оснащенная сложным оборудованием. Из общего количества образующегося лома около 35 % образуется непосредственно на металлургических заводах (об-резь металла при прокатке, бракованные слитки, скрап и т.д.). Обычно это тяжеловесный лом, химический состав которого известен. Этот лом в основной своей массе используют в качестве металлошихты на тех же заводах, где он образуется.

Около 20 % общего количества лома образуется при металлообработке на машиностроительных и им подобных заводах (стружка, отходы при штамповке и т.п.); 45-50% от общего количества лома составляет амортизационный лом (отслужившие свой срок машины, рельсы и т.п.), а также металл, извлекаемый при разработке шлаковых отвалов.

В связи с многообразием источников образования этого лома состав его далеко не всегда бывает известен. Иногда этот лом загрязнен содержащими серу смазочными маслами (стружка), цветными металлами (свинцом, алюминием, оловом, медью и др.), содержащимися в различных деталях сдаваемых в лом машин.

Некоторые из этих примесей (свинец, цинк, олово) вредны и для обслуживающего персонала, и для агрегатов, и для качества стали. Цинк, например, при нагревании улетучивается, а затем в виде оксида оседает на футеровке, на элементах котлов-утилизаторов и других агрегатов, выводя их из строя. Свинец проникает в мельчайшие поры кладки печи. Олово резко снижает прочность стали при повышенных температурах.

Приходится учитывать также, что в ряде случаев загружаемый в сталеплавильные агрегаты лом покрыт значительным слоем ржавчины, что влияет как на величину угара металла при плавке, так и на технологию плавки.

Значительная часть лома, особенно образующегося при обработке металла резанием, а также бытового лома очень неудобна для загрузки в сталеплавильные агрегаты из-за

малой плотности, больших габаритов и загрязненности (землей, ржавчиной, маслом, деревом, пластмассами).

Для приведения лома в состояние, удобное для использования в сталеплавнении, применяют специальное оборудование: прессы, дробилки, печи для обжига (с целью удаления кусков дерева, пластмасс, масел и других загрязнений); существуют даже целые заводы для переработки вышедших из строя автомобилей, бывших в употреблении консервных банок и лома других видов на удобный для переплавки лом.

Несмотря на то, что для приведения лома в состояние, удобное для переплава в сталь, требуются значительные затраты, все же эти затраты (на 1 т железа) ниже затрат на добычу и обогащение железной руды и получение из нее чугуна. Поэтому лом, даже после переработки, стоит дешевле чугуна.

Особенную ценность представляют лом и отходы стали легированных марок. Такие примеси, как никель, молибден, кобальт, медь, в процессе плавки не окисляются. Поэтому их количество, попадающее с ломом в агрегат, остается в готовой стали. Поскольку стоимость всех этих примесей очень высока, использование легированного лома для выплавки легированных марок стали экономически очень эффективно. Поэтому все отходы стали легированных марок хранят отдельно и за их использованием на заводах установлен строгий контроль.

В качестве добавочных материалов (флюсов) в сталеплавильном производстве обычно используют: а) известняк; б) известь (хорошая свежееобожженная известь должна содержать 85—90 % CaO ; при хранении известь начинает реагировать с влагой воздуха по реакции $\text{CaO} + \text{H}_2\text{O} = \text{Ca(OH)}_2$, в результате чего уже через несколько часов хранения содержание водорода в извести начинает заметно расти; поэтому известь используют немедленно после ее получения из известняка); в) боксит (в зависимости от месторождения бокситы содержат 20-60% Al_2O_3 ; 3-20% SiO_2 ; 15-45% Fe_2O_3) и др.

В качестве окислителей применяют кислород, сжатый воздух, железную руду, окалину, агломерат, железорудные брикеты.

Глава 2. КОНВЕРТЕРНОЕ ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ

§ 1. РАЗНОВИДНОСТИ КОНВЕРТЕРНЫХ ПРОЦЕССОВ

1. Конвертерные процессы с донным воздушным дутьем

Первым способом массового производства жидкой стали был бессемеровский процесс (в конвертере с кислой футеровкой), предложенный и разработанный англичанином Г.Бессемером в 1856—1860 гг.; несколько позже - в 1878 г. — С.Томасом был разработан схожий процесс в конвертере с основной футеровкой (томасовский процесс).

Возникновение бессемеровского процесса имело исключительно важное значение для развития техники, поскольку до его появления не существовало способов производства литой стали в больших количествах, а применявшиеся в то время пудлинговый процесс получения железа в тестообразном состоянии и тигельный процесс получения жидкой стали в тиглях емкостью менее 50 кг не могли удовлетворить потребности развивающегося машиностроения.

Сущность конвертерных процессов на воздушном дутье (бессемеровского и томасовского) заключается в том, что залитый в плавильный агрегат (конвертер) чугун продувают снизу воздухом; кислород воздуха окисляет примеси чугуна, в результате чего он превращается в сталь; при томасовском процессе, кроме того, в основной шлак удаляются фосфор и сера. Тепло, выделяющееся при окислении, обеспечивает нагрев стали до температуры выпуска (~ 1600 °C).

Устройство конвертера

Бессемеровский и томасовский конвертеры представляют собой сосуд грушевидной формы (рис. 80), выполненный из стального листа с футеровкой изнутри. Футеровка бессемеровского конвертера кислая (динасовый кирпич), томасовского — основная (смололомит).

Сверху в суживающейся части конвертера — горловине — имеется отверстие, служащее для заливки чугуна и выпуска стали. Снизу к кожуху крепится отъемное днище с воздушной коробкой. Дутье, подаваемое в воздушную коробку, поступает в полость конвертера через фурмы (сквозные отверстия), имеющиеся в футеровке днища. Дутьем служит воздух,

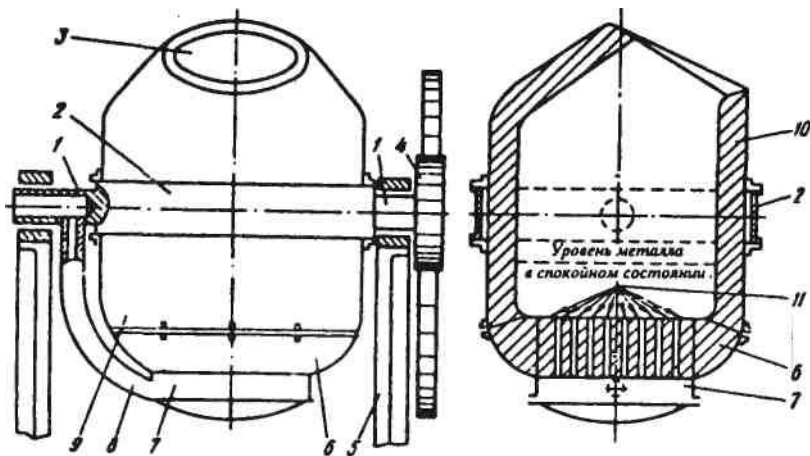


Рис. 80. Устройство бессемеровского конвертера:
1 — цапфы; 2 — опорное кольцо; 3 — отверстие горловины; 4 — зубчатое колесо;
5 — опорная станина; 6 — днище; 7 — воздушная коробка; 8 — патрубок для
подачи дутья; 9 — корпус; 10 — футеровка; 11 — сопла

подаваемый под давлением 0,30—0,35 МПа. Цилиндрическая часть конвертера охвачена опорным кольцом; к нему крепятся цапфы, на которых конвертер поворачивается вокруг горизонтальной оси.

Стойкость днища бессемеровского конвертера составляет 15—25 плавов, томасовского 50—100 плавов, после чего их заменяют. Стойкость остальной футеровки выше: у томасовского конвертера 250—400 плавов, у бессемеровского 1300—2000 плавов.

Плавка в бессемеровском конвертере

В конвертер заливают бессемеровский чугун (0,7—1,25 % Si; 0,5—0,8 % Mn; 3,8—4,4 % C; <0,06 % P; <0,06 % S) при температуре 1250—1300 °C и продувают его воздухом в течение 10—15 мин. За время продувки окисляются углерод, кремний и марганец чугуна и из образующихся окислов формируется кислый шлак. После того, как углерод окислился до заданного содержания, продувку заканчивают, металл через горловину конвертера сливают в ковш, одновременно раскисляя его путем добавки в ковш раскислителей.

Общая длительность плавки составляет 20—30 мин; поскольку шлак кислый (55–65 % SiO₂; 15–25 % FeO; 15–20 % MnO), при плавке не удаляются сера и фосфор.

Плавка в томасовском конвертере

В конвертер для образования основного шлака загружают известь (12—18% от массы металла), заливают томасовский чугун (1,6–2,0 % P; 0,2–0,6 % Si; 0,8–1,3 % Mn; <0,08 % S; 2,8–3,3 % C), имеющий температуру 1180–1250 °C, и ведут продувку воздухом в течение 16—22 мин. За это время окисляются углерод, кремний и марганец; из продуктов окисления составляющих чугуна и CaO извести формируется основной шлак и в конце продувки в этот шлак частично удаляются фосфор и сера.

Продувку заканчивают, когда содержание фосфора в металле снизится до 0,05–0,07 %, после чего металл выпускают в ковш, куда вводят раскислители.

Общая длительность плавки составляет 25—40 мин. Состав конечного шлака: 16–24 % P₂O₅, 42–45 % CaO, 5–10 % SiO₂, 8–15 % FeO, 7—10 % MnO; благодаря высокому содержанию P₂O₅ этот шлак используют в качестве удобрения.

Видоизменения бессемеровского и томасовского процессов

Достоинства бессемеровского и томасовского процессов — высокая производительность, простота устройства конвертера, отсутствие необходимости применять топливо, малый расход огнеупоров и связанные с этим более низкие, чем при мартеновском и электросталеплавильном процессах, капитальные затраты и расходы по переделу. Однако обоим процессам был присущ большой недостаток — повышенное содержание азота в стали (0,010—0,025 %), вызываемое тем, что азот воздушного дутья растворяется в металле. По этой причине бессемеровская и томасовская стали обладают повышенной хрупкостью и склонностью к старению.

Для получения стали с пониженным содержанием азота в 1950—1965 гг. были разработаны и находили промышленное применение способы продувки снизу дутьем, обогащенным кислородом (до 30—40 % O₂ в дутье), смесью кислорода и водяного пара в соотношении 1:1 и смесью кислорода и CO₂ в соотношении 1:1.

Увеличение содержания кислорода в дутье до 30—40% (вместо 21% в воздухе) не решило проблему; выплаваемая сталь содержала 0,006—0,009 % азота, т.е. больше, чем мартеновская. Дальнейшее же увеличение доли кислорода в дутье оказалось неприемлемым, так как вызывало быстрое разрушение футеровки днища из-за его перегрева вблизи фурм вследствие выделения здесь тепла экзотермических реакций окисления составляющих чугуна. При воздушном дутье столь сильного перегрева не было из-за охлаждающего воздействия азота, которого в воздухе больше (79 %), чем в обогащенном дутье.

Способы продувки смесями O_2-CO_2 и $O_2-H_2O_{пар}$ обеспечивали низкое содержание азота в стали (0,001—0,0035 %) но из-за высокой стоимости и сложности не нашли широкого применения.

В период с 1955 по 1975 г. бессемеровский и томасовский процессы и их разновидности были вытеснены кислородно-конвертерными процессами с верхней и нижней подачей дутья.

2. Кислородно-конвертерные процессы

Кислородно-конвертерным процессом в нашей стране обычно называют процесс выплавки стали из жидкого чугуна и добавляемого лома в конвертере с основной футеровкой и с продувкой кислородом сверху через водоохлаждаемую фурму; за рубежом его называют процессом ЛД. За время существования процесса (с 1952-53 гг.) было разработано несколько его разновидностей, из которых в настоящее время наряду с процессом ЛД промышленное применение находят кислородно-конвертерные процессы с донной продувкой и с комбинированной продувкой (см. рис. 81).

Первые опыты по продувке чугуна кислородом сверху были проведены в СССР в 1933 г. инж. Н.И.Мозговым. В дальнейшем в нашей и в ряде других стран велись исследования по разработке технологии нового процесса. В промышленном масштабе кислородно-конвертерный процесс был впервые осуществлен в 1952—1953 гг. в Австрии на заводах в г. Линце и Донавице.

За короткий срок кислородно-конвертерный процесс получил широкое распространение во всех странах. Так, если в

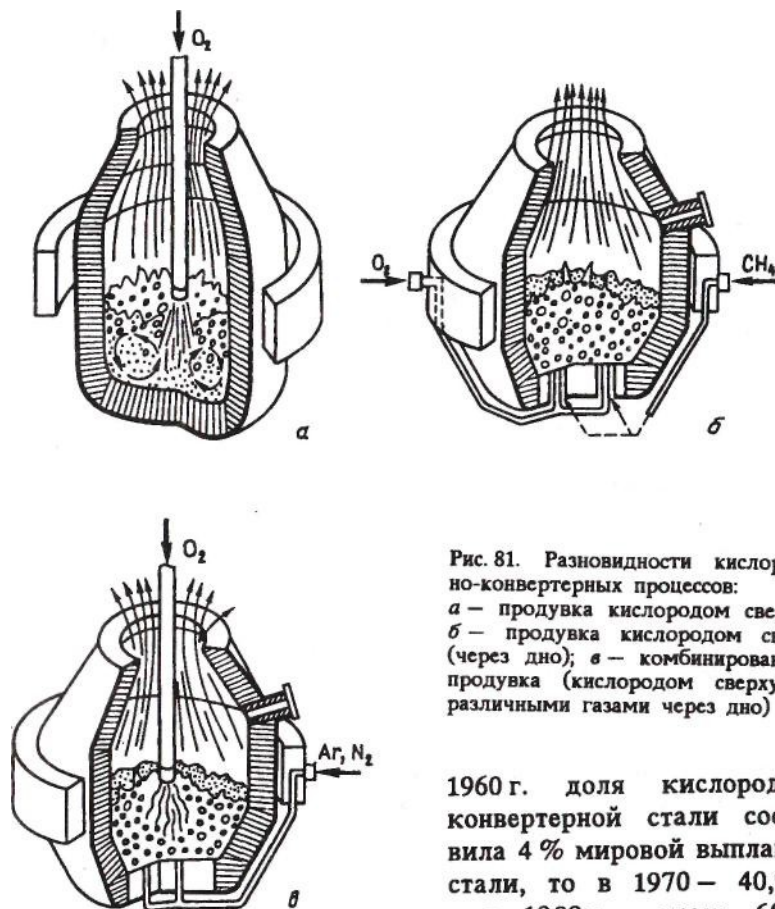


Рис. 81. Разновидности кислородно-конвертерных процессов:

а — продувка кислородом сверху; б — продувка кислородом снизу (через дно); в — комбинированная продувка (кислородом сверху и различными газами через дно)

1960 г. доля кислородно-конвертерной стали составила 4 % мировой выплавки стали, то в 1970 — 40,9%, а в 1998 г. — около 60 %.

Быстрое развитие кислородно-конвертерного процесса объясняется тем, что он, как и прочие конвертерные процессы, обладает рядом преимуществ по сравнению с мартеновским и электросталеплавиельными процессами. Основные:

1) более высокая производительность одного работающего сталеплавиельного агрегата (часовая производительность мартеновских и электродуговых печей не превышает 140 т/ч, а у большегрузных конвертеров достигает 400—500 т/ч);

2) более низкие капитальные затраты, т.е. затраты на сооружение цеха, что объясняется простотой устройства конвертера и возможностью установки в цехе меньшего числа плавильных агрегатов;

меньше расходы по переделу, в число которых входит стоимость электроэнергии, топлива, огнеупоров, сменного оборудования, зарплат и др.;

3) процесс более удобен для автоматизации управления ходом плавки;

4) благодаря четкому ритму выпуска плавок работа конвертеров легко сочетается с непрерывной разливкой.

Кроме того, по сравнению с мартеновским производством конвертерное характеризуется лучшими условиями труда и меньшим загрязнением окружающей природной среды.

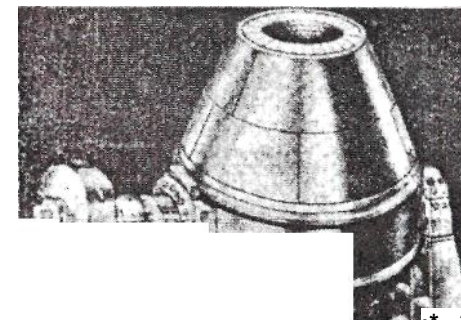
Благодаря продувке чистым кислородом сталь содержит 0,002-0,005 % азота, т.е. не больше, чем мартеновская. Тепла, которое выделяется при окислении составляющих чугуна, с избытком хватает для нагрева стали до температуры выпуска. Имеющийся всегда избыток тепла позволяет перерабатывать в конвертере значительное количество лома (до 25-27 % от массы шихты), что обеспечивает снижение стоимости стали, так как стальной лом дешевле жидкого чугуна.

§ 2. УСТРОЙСТВО КИСЛОРОДНЫХ КОНВЕРТЕРОВ ДЛЯ ВЕРХНЕЙ ПРОДУВКИ

Кислородный конвертер представляет собой поворачивающийся на цапфах сосуд грушевидной формы (рис. 82 и 83), футерованный изнутри и снабженный леткой для выпуска стали и отверстием сверху для ввода в полость конвертера кислородной фурмы, отвода газов, заливки чугуна, загрузки лома и шлакообразующих и слива шлака. Вместимость существующих конвертеров составляет 50-400 т. В нашей стране установлен типовой ряд емкостей конвертеров (по массе жидкой стали): 50, 100, 130, 160, 200, 250, 300, 350 и 400 т.

Форма конвертера. Профиль рабочего объема, образованный футеровкой, у отечественных конвертеров обычно имеет вид, показанный на рис. 84. Суживающаяся кверху горловина примыкает к цилиндрической части, ниже которой расположена суживающаяся часть, заканчивающаяся сферическим днищем. Сужение нижней части и сферическая форма днища предотвращают образование застойных зон при циркуляции металла в конвертерах с верхней продувкой. У малых (<130т) конвертеров днище для упрощения кладки иногда делают плоским; плоское днище имеют конвертеры донной продувки.

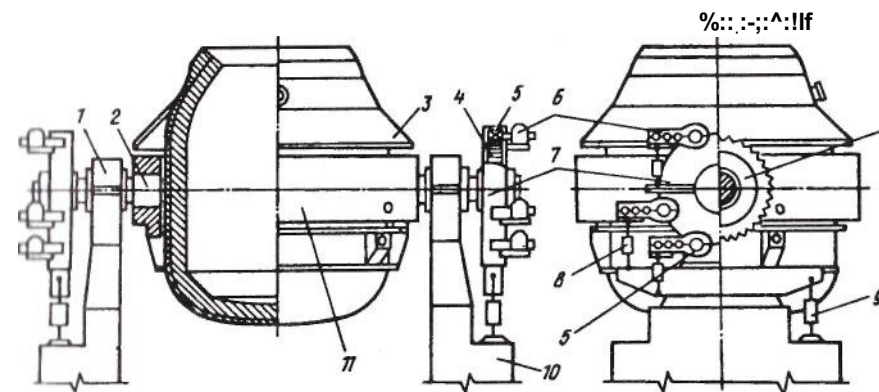
Гис. 82 Общий вид кислородного конвертера с односторонним стационарным механизмом поворота



3L

П

111

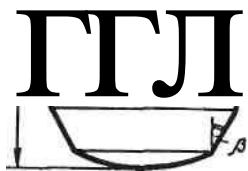


Гис. 83. Кислородный конвертер с двухсторонним навесным многодвигательным механизмом поворота:

1 - опорный подшипник; 2 — цапфа; 3 — защитный кожух; 4 — ведомое зубчатое колесо; 5 — вал-шестерня; 6 — навесной электродвигатель с редуктором; 7 — корпус ведомого колеса; 8, 9 — демпфер; 10 — опорная станина; 11 — опорное кольцо

По конфигурации корпуса (кожуха) конвертеры различаются. Корпус может быть такой же формы, как рабочий объем, т.е. с сужением внизу (см. рис. 86, а); быть без сужения внизу, когда к цилиндрической части примыкает сферическое

Рис. 84. Профиль рабочего пространства кислородного конвертера



днище (см. рис. 86, б); с незначительным сужением (угол наклона к вертикали $\sim 6^\circ$) нижней половины, переходящей в сферу (см. рис. 86, в).

Размеры конвертера должны прежде всего обеспечивать продувку без выбросов металла через горловину, поскольку выбросы уменьшают выход годной стали и требуют периодических остановок конвертера для удаления настывшей металла с горловины и входной части котла-утилизатора. Размеры некоторых конвертеров приведены в табл. 4.

Основные параметры, определяющие возможность работы конвертера без выбросов — удельный объем (объем рабочей полости, приходящийся на 1 т жидкой стали, $\text{м}^3/\text{т}$) и отношение высоты рабочего объема к его диаметру H/D (рис. 84).

При выборе оптимальной величины этих параметров необходимо учитывать следующее. Если удельный объем недостаточен, то при продувке возникают выбросы; при чрезмерно большом удельном объеме неоправданно возрастают габариты

Таблица Размеры некоторых кислородных конвертеров

Вместимость, т	Удельный объем, $\text{м}^3/\text{т}$	Высота, Я. м	Диаметр, D. м	Отношение H/D	Глубина ванны, м	Диаметр горловины, м
85	0,9	6,6	4,2	1,56	1,17	2,0
100	0,92	7,0	4,4	1,59	1,14	2,17
130	0,81	7,42	4,7	1,58	1,5	2,42
200	1,03	9,5	5,95	1,6	1,78	3,1
300	0,87	9,26	6,55	1,41	1,9	3,43
350	0,87	10,1	6,7	1,47	1,85	4,1

конвертера, расход огнеупоров на футеровку, высота конвертерного цеха. Учитывают также, что чем выше интенсивность продувки и чем меньше сопел в фурме, тем больше должен быть объем конвертера для предотвращения выбросов. При уменьшении величины H/D стенки конвертера отдаляются от высокотемпературной подфурменной зоны, что способствует повышению их стойкости; возрастает также площадь контакта металл—шлак, что облегчает удаление в шлак фосфора и серы. Вместе с тем при чрезмерном снижении H/B , т.е. уменьшении высоты конвертера, начинаются выбросы, поскольку вспенивающийся металл достигает низко расположенной горловины. При росте H/D вероятность появления выбросов снижается, но и увеличение H/D сверх оптимальной величины не рекомендуется, поскольку это требует увеличения высоты здания цеха.

Для сооружаемых в последние годы 100-380-т конвертеров величину удельного объема принимают в пределах от 1,0 до 0,85 $\text{м}^3/\text{т}$, а H/D от 1,55 до 1,4-1,45, причем в этих пределах они должны снижаться по мере увеличения вместимости конвертера. Для ранее строившихся и эксплуатируемых конвертеров характерно колебание значений этих параметров в неоправданно широких пределах: удельного объема от 0,5 до 1,15 $\text{м}^3/\text{т}$ и отношения H/D от 1,17 до 2,1.

Глубина ванны жидкого металла в спокойном состоянии изменяется от 1,0 до 1,8-1,9 м, возрастая при увеличении емкости конвертера. Даже для конвертеров малой емкости (50 т) она не должна быть менее 1 м во избежание разрушения футеровки днища кислородными струями. Увеличение глубины ванны сверх 1,9 м также не рекомендуется, так как при этом из-за недостаточного проникновения, в глубь ванны кислородных струй затрудняется плавление стального лома.

При выборе диаметра отверстия горловины D_r учитывают, что горловина большого размера позволяет загружать стальной лом в один прием. Вместе с тем при увеличении D_r возрастают потери тепла излучением и несколько повышается содержание азота в выплавляемой стали, поскольку через большое отверстие в конвертер подсасывается больше воздуха, азот которого растворяется в металле. Исходя из условий загрузки лома в один прием диаметр отверстия горловины определяют из соотношения: $D_r = 0,2\sqrt{V}$, м. Угол накл-

лона горловины к вертикали а в существующих конвертерах изменяется от 20 до 35°. На основании отечественной практики признано нецелесообразным делать этот угол более 26°, так как при большом уклоне ухудшается стойкость футеровки горловины.

Угол ρ в нижней сужающейся части конвертера чаще делают равным 20—30°, у конвертеров со вставным днищем он достигает 35—40°.

Корпус и днище. Корпус конвертера выполняют сварным из листовой стали толщиной от 20 до 110 мм и делают его либо цельносварным, либо с отъемным днищем, которое крепится болтами или клиновыми соединениями. Расположение горловины в конвертерах симметричное, что позволяет вводить кислородную фурму строго по оси конвертера. При этом обеспечивается равное удаление кислородных струй от стенок конвертера и тем самым равномерный износ футеровки.

Горловина в большей степени, чем другие элементы кожуха, подвержена воздействию высоких температур и короблению и может быть повреждена при удалении застывших выплесков металла и в процессе слива шлака. Поэтому верх горловины защищают массивным шлемом. Хорошо зарекомендовала себя конструкция шлема, показанная на рис. 85. К корпусу 1 горловины приварена снабженная кольцевым пазом 3 утолщенная обечайка 2, на которой с помощью закладных планок 5 закреплены несколько литых сегментов 4. Эти сегменты обычно выполняют из жаропрочного чугуна, к которому меньше, чем к стали, привариваются выплески металла (настыли). Поврежденные сегменты (один или несколько) можно сравнительно легко заменить. В редких случаях коническую горловину делают отъемной. Однако опыт показал, что замену проводить сложно — затруднено сочленение новой горловины с кожухом работающего конвертера из-за его деформации от температурных напряжений.

Днище конвертеров обычно делают сферическим. Эта форма облегчает циркуляцию металла при верхней подаче дутья и способствует снижению износа футеровки. Широко применяются как неотъемные (рис. 86, б), так и отъемные днища.

Рис. 85. Шлем горловины конвертера

Отъемные днища могут быть приставными (рис. 86, а) и вставными (рис. 86, в). Снятие и установку осуществляют с помощью домкратных тележек, передвигающихся под конвертером.

Преимуществом конвертеров с отъемным днищем является облегчение и ускорение проведения ремонтов футеровки. После съема днища ускоряется охлаждение и облегчается разрушение изношенной футеровки и подача в полость конце ртера огнеупоров для новой кладки по сравнению с подачей через узкую горловину конвертера. Основным недостатком отъемных днищ обычно считают меньшую прочность и надежность конструкции нижней части кожуха конвертера.

Преимуществом конвертера с неотъемным днищем является уменьшение массы и упрощение конструкции из-за отсутствия устройств для крепления днища, повышение жесткости кожуха и целом и надежности конструкции его донной части.

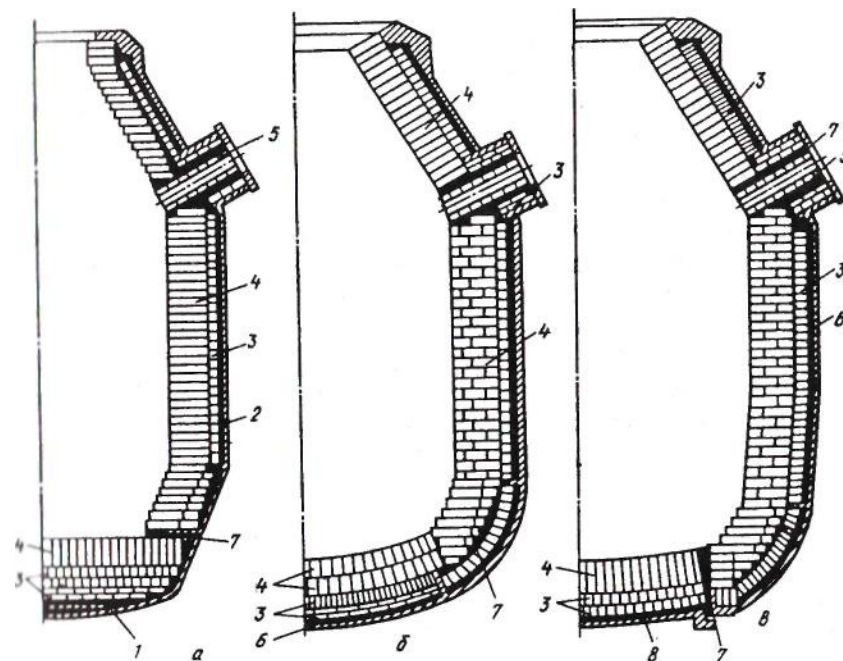


Рис. 86. Футеровка кислородных конвертеров с приставными (а), неотъемными (б) и вставными (в) днищами:
1 - отъемное днище; 2 - кожух конвертера; 3 - арматурный слой футеровки; 4 - рабочий слой футеровки; 5 — блоки из плавленного магнезита; 6 — предарматурный слой (огнеупорная масса, асбест); 7 — огнеупорная масса; 8 — штатное днище

Цапфы и опорное кольцо. Конвертер цапфами опирается на роликовые опорные подшипники, закрепленные в опорных станинах. Подшипники обеспечивают возможность вращения конвертера вокруг оси цапф; при этом один подшипник фиксированный, а другой "плавающий", что дает возможность перемещения вдоль оси цапф на 15-30 мм.

В первых кислородных конвертерах цапфы крепились непосредственно к кожуху конвертера (см. рис. 82). При этом, как показала практика, вследствие нагрева кожуха и его деформации происходил перекося цапф (их отклонение от первоначального положения), что вызывало при вращении цапф удары по опорным подшипникам и шестерням механизма поворота конвертера и их повышенный износ.

Современные кислородные конвертеры (см. рис. 83) снабжают отдельным опорным кольцом, к которому крепятся цапфы и в котором с зазором в 150-200 мм закреплен кожух. Благодаря зазору возникающие при термическом расширении кожуха деформации не передаются опорному кольцу и перекося цапф не возникает. Системы крепления конвертера в опорном кольце с помощью подвесок, упоров и других устройств могут быть различными, но должны обеспечить свободное расширение кожуха.

Опорное кольцо (рис. 87) представляет собой конструкцию, состоящую из двух полуколец 1 и закрепленных между ними двух цапфовых плит 2; полукольца и плиты скреплены шпильками. Полукольца выполняют сварными полыми прямоугольного (коробчатого) сечения. Для защиты опорного кольца от перегрева и от попадания капель металла и шлака над ним приваривают к корпусу конвертера защитный кожух 3 (см. рис. 83).

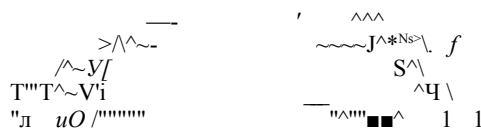


Рис. 87. Опорное кольцо конвертера:
1 — полукольцо; 2 — цапфовая плита; 3 — цапфа; 4 — окно для циркуляции воздуха

Цапфы 3 (см. рис. 87) выполняют коваными: обычно их крепят к опорному кольцу путем запрессовки в цапфовую плиту. Цапфы большегрузных I конвертеров часто делают водо-охлаждаемыми.

Механизм поворота. Он обеспечивает вращение конвертера вокруг оси цапф на 360° со скоростью от 0,1 до 1 м/мин. Поворот конвертера необходим для выполнения технологических операций: заливки чугуна, завалки лома, слива стали и шлака и др.

Механизм поворота может быть односторонним и двусторонним. У конвертеров вместимостью 130—150 т и менее делают односторонний механизм поворота, в котором одна из цапф соединена с приводом (см. рис. 82). Наклон большегрузных конвертеров требует приложения значительного крутящего момента, вызывающего большие напряжения в металлоконструкциях опорного кольца и привода. Поэтому для более равномерного их распределения механизм поворота большегрузных конвертеров делают двухсторонним (см. рис. 83). Этот механизм имеет два синхронно работающих привода, каждый из которых соединен с одной цапфой.

Механизмы поворота бывают стационарными и навесными. В состав стационарного механизма (см. рис. 82) обычно входят установленные на жестком фундаменте электродвигатель и редуктор, вращающий момент от которых передается цапфе с помощью шпинделя или зубчатой муфты. Недостатком механизма является его быстрый износ вследствие того, что, будучи неподвижно закрепленным, он испытывает удары вращающихся цапф в случае их перекося, а также ударные нагрузки в момент включения привода.

В последние годы применяют более совершенные навесные (закрепленные на цапфе) многодвигательные механизмы поворота (см. рис. 83). На цапфе жестко закреплено ведомое зубчатое колесо 4, закрытое корпусом 7; этот корпус опирается на цапфу через подшипники и от проворачивания его удерживает демпфер 9. Таким образом, при вращении зубчатого колеса 4 с цапфой корпус 7 остается неподвижным. Зубчатое колесо вращают несколько (от 4 до 6) электродвигателей с редукторами 6, выходные валы-шестерни 5 которых входят в зацепление с колесом; эти валы-шестерни через подшипники крепятся в отверстиях стенки корпуса 7. Электродвигатели с редукторами держатся (навешены) на ва-

лах-шестернях 5; вращая валы, сами двигатели остаются неподвижными, так как удерживаются от проворачивания демпферами 8 (см. рис. 83).

Навесной многодвигательный привод обладает следующими преимуществами: перекося цапф не влияет на его работоспособность, так как, будучи закрепленным на цапфе, привод перемещается вместе с ней; при выходе из строя одного двигателя привод остается работоспособным; демпферы частично компенсируют динамические нагрузки при включениях и торможениях, что снижает износ шестерен привода; в 2—3 раза уменьшается масса привода; существенно уменьшается площадь, необходимая для его установки, — так, например, максимальный размер вдоль оси колонн цеха у 300-т конвертера с двухсторонним стационарным приводом составляет около 28 м, а при двухстороннем навесном приводе — около 20 м.

Футеровка. Футеровка конвертера работает в тяжелых условиях, подвергаясь воздействию высоких температур; термических напряжений, возникающих при колебаниях температуры футеровки; ударов кусков шихты при загрузке и знакопеременных нагрузок, возникающих при вращении конвертера. Она изнашивается также в результате химического взаимодействия со шлаком и разрывающего действия потоков металла и шлака.

Футеровку обычно делают из двух слоев: арматурного и рабочего. Примыкающий к корпусу арматурный слой (см. рис. 86) толщиной 110—250 мм уменьшает теплопотери и защищает кожух в случае прогара рабочего слоя. Арматурный слой выполняют из магнезитового или магнезитохромитового кирпича, он не требует замены очень длительное время (годы). Внутренний или рабочий слой изнашивается во время работы и его заменяют при ремонтах футеровки; его толщина в зависимости от емкости конвертера составляет 500–800 мм.

У конвертеров с отъемным днищем стык между ним и футеровкой стен заполняют смоломagneзитовой массой.

Для кладки рабочего слоя на отечественных заводах в основном применяют безобжиговые смоло- или пекосвязанные (на связке из каменноугольной смолы или пека) огнеупоры, поскольку их стойкость в условиях конвертерной плавки оказалась значительно (в два-три раза) более высокой, чем

стойкость обычных обожженных огнеупоров (магнезитохромитовых и магнезитовых кирпичей). Из этих огнеупоров широко используют смолодоломит (35—50 % MgO , 45—60 % CaO), получаемый из недорогого природного сырья — доломита; смолодоломитомagneзит (50—85 % MgO , 10—45 % CaO), производимый из доломита с добавкой более дорогого магнезита, и реже смолмагнезит (более 85% MgO), получаемый из дорогостоящего магнезита. Иногда с целью повышения стойкости эти безобжиговые огнеупоры перед использованием в конвертере подвергают термической обработке, выдерживая при 100—500 °С в нейтральной или восстановительной атмосфере. В отдельных случаях на наших заводах и зачастую за рубежом применяют дорогостоящие, но обладающие большей стойкостью магнезитоуглеродистые (содержащие наряду с MgO еще 10–20% углерода) огнеупоры и обожженные магнезитовые, магнезито-доломитовые и доломитовые огнеупоры, пропитанные смолой.

Наиболее широко применяемые безобжиговые смолодоломитовый и смолодоломитомagneзитовый кирпичи получают из обожженных доломита и магнезита, содержащих не более 5 % SiO_2 . Измельченные огнеупоры с размером фракций от 0 до 6 мм тщательно смешивают с 5—7 % смолы или пека. Для хорошего перемешивания температура в смесителе должна быть К(-)140°С. Приготовленную массу загружают в формы и прессуют при давлении 12—15 МПа, получая кирпичи необходимых размеров и конфигурации. Из этих необожженных кирпичей выкладывают рабочий слой футеровки, после чего ее обжигают, нагревая по специальному режиму до температуры 1100°С путем сжигания в полости конвертера кокса при подаче кислорода через фурму. При обжиге происходит коксование смолы — летучие удаляются и остается прочная углеродистая масса (коксовый остаток) в виде тонкой пленки вокруг зерен огнеупора. Эта обволакивающая каждое зерно огнеупора углеродистая пленка образует как бы скелет кирпича; она скрепляет зерна, придавая футеровке прочность, повышает ее термостойкость и, что особенно важно, защищает зерна огнеупора от контакта и взаимодействия со шлаком, благодаря чему сильно замедляется растворение футеровки в шлаке. Именно повышенная шлакоустойчивость обеспечивает в конвертерах значительно большую стойкость смолосвязанных огнеупоров по сравнению с обычными. Смоло-

связанные огнеупоры не применяют в других печах, так как в их окислительной атмосфере углеродистая пленка быстро окисляется; в конвертерах же газовая атмосфера, состоящая в основном из CO , — неокислительная.

Недостаток доломитсодержащих огнеупоров, и в первую очередь смолодолomite, — сильная склонность к гидратации: содержащийся в доломите оксид кальция реагирует с поглощаемой из атмосферы влагой, в результате чего кирпич теряет прочность и рассыпается в порошок. Поэтому смоло-доломитовый кирпич нельзя хранить более 2—6 суток после изготовления.

Футеровку летки делают с учетом того, что из-за быстрого износа ее приходится заменять чаще, чем остальную футеровку. Несменяемый арматурный слой (рис. 86,3) выкладывают из магнезитового или магнезитохромитового кирпича, собственно летку-блоками 5 из плавленного магнезита, имеющими сквозные отверстия, образующие канал летки. Зазор между блоками и арматурным слоем заполняют огнеупорной массой. При ремонтах, после удаления изношенных блоков и огнеупорной массы устанавливают насаженные на стальную трубу блоки, а в зазор между ними и арматурным слоем заливают массу из магнезитового порошка и водного раствора сернокислого магния, которая через 30 мин затвердевает. Стойкость леток составляет 60–120 плавов.

Стойкость футеровки определяется стойкостью участков наибольшего износа. Это — футеровка цилиндрической части конвертера в районе шлакового пояса и в месте падения кусков лома при загрузке, футеровка горловины, летка.

Футеровка изнашивается прежде всего в результате взаимодействия со шлаком, при этом вначале окисляется углеродистая пленка и затем зерна огнеупора растворяются в шлаке. Сильно возрастает износ при росте содержания оксидов железа (FeO , Fe_2O_3) в шлаке, которые окисляют углеродистую пленку и образуют легкоплавкие химические соединения с оксидами огнеупора, особенно с CaO . Износ возрастает при увеличении количества шлака и его жидкотекучести, при увеличении содержания кислотного оксида SiO_2 , активно взаимодействующего с основными оксидами футеровки. Стойкость футеровки снижается при повышении температуры процесса, так как это вызывает размягчение огнеупоров и ускорение их взаимодействия со шлаком.

Отрицательно сказывается на стойкости футеровки повышение содержания кремния в перерабатываемом чугуна, так как в результате его окисления в шлаках начального периода продувки увеличивается содержание SiO_2 и наряду с этим возрастает общее количество шлака.

По этой же причине необходимо, чтобы сыпучие материалы (руда, известь и др.) содержали минимальное количество кремнезема.

Следует избегать увеличения длительности интервалов между продувками, поскольку проникающий в полость конвертера воздух вызывает окисление коксовой пленки, а при охлаждении вследствие термических напряжений возможно скалывание огнеупоров.

Необходимо работать без додувок, проводимых для корректировки состава и температуры металла, так как каждая из них вызывает дополнительные колебания температуры футеровки, подсосы воздуха в конвертер и повышение окисленности шлака.

Установлено, что растворение футеровки шлаком замедляется, если увеличить в нем содержание MgO до 6—8%. В связи с этим рекомендуется применение шлакообразующих, содержащих оксид магния (доломит, доломитизированная известь).

Наряду с оптимизацией технологического режима для повышения стойкости футеровки места ее повышенного износа выкладывают из огнеупоров повышенной стойкости, применяют горячие ремонты методом ошлакования и торкретирования.

Стойкость футеровки из безобжиговых смолосвязанных огнеупоров составляет 400—600 плавов, при предварительной термической обработке этих огнеупоров она несколько возрастает; расход огнеупоров составляет 2—5 кг/т стали.

Торкретирование футеровки — это метод горячего ремонта путем нанесения с помощью торкрет-машин огнеупорной массы на изношенные участки футеровки. Применяют факельное и полусухое торкретирование.

При факельном торкретировании основным рабочим органом машины является вводимая в полость конвертера водоохлаждаемая торкрет-фурма. Через нее подают кислород и с помощью сжатого воздуха торкрет-массу, состоящую из магнезитового порошка и коксовой пыли. Сгорание кокса в кис-

лорде обеспечивает формирование факела с температурой 1800—2000 °С. При этой температуре огнеупорный порошок переходит в пластическое состояние и, наносимый факелом на поверхность футеровки, прочно сваривается с ней.

При полусухом торкретировании увлажненную огнеупорную массу наносят на футеровку конвертера с помощью сопла торкрет-машины струей сжатого воздуха, причем смешивание массы с водой происходит в сопле. Увлажненная масса налипает на футеровку и в последующем приваривается к ней. Недостаток способа — испарение влаги делает структуру нанесенного слоя сравнительно рыхлой и его стойкость невелика. Поэтому более эффективно факельное торкретирование.

Торкретируют как отдельные участки футеровки, так и всю ее поверхность. Торкретирование начинают после износа футеровки примерно на половину ее допустимой величины, его длительность составляет 4—20 мин, периодичность проведения — через 2—18 плавов, толщина наносимого слоя 5—100 мм. Стойкость футеровки может быть доведена до одной-трех тысяч плавов.

Ошлакованные футеровки путем раздувки шлака. После слива металла шлак в конвертере загущают добавкой обожженного доломита. Далее через сопла кислородной или специальной фурмы в шлак вдувают азот, брызги шлака налипают на футеровку, образуя шлаковый слой, который разрушается на последующих плавках; собственно же футеровка остается при этом почти неизменной. Нанесенный шлаковый слой выдерживает не менее двух плавов.

При таком методе горячего ремонта стойкость футеровки из магнезитоуглеродистых огнеупоров достигает 5—10 тыс. плавов. Один из вариантов раздувки шлака предусматривает ее проведение в течение 10—12 мин через каждые две плавки.

При ошлаковании футеровки и ее торкретировании уменьшается число холодных ремонтов футеровки, требующих затрат тяжелого ручного труда и снижается расход формованных огнеупоров. Но при торкретировании дополнительно расходуются порошкообразные огнеупоры (магнезитовый порошок, смеси на основе извести и др.).

Кислородная фурма. Кислород подают в конвертер через вертикально расположенную водоохлаждаемую фурму, которую вводят в полость конвертера через горловину строго по его оси. Давление кислорода перед фурмой составляет 1,0—1,6 МПа. Высоту фурмы над ванной можно изменять по ходу плавки; обычно она увеличивается при росте емкости конвертера и находится в пределах 1,0—4,8 м от уровня ванны в спокойном состоянии. Поднимают и опускают фурму с

помощью механизма, заблокированного с механизмом вращения конвертера. Конвертер нельзя повернуть, пока из него не удалена фурма. Скорость подъема и опускания фурмы изменяется в пределах 0,1—1 м/с.

Фурма выполнена из трех concentrically расположенных стальных труб и снабжена снизу медной головкой с соплами (рис. 88). Полости, образованные трубами, служат для подачи кислорода, подвода и отвода охлаждающей воды. Наиболее часто применяют фурмы с центральной подачей кислорода (рис. 88, а). По средней трубе при этом подводят охлаждающую воду, а по наружной — отводят. Применяются также фурмы с центральной подачей охладителя (рис. 88, б). В таких фурмах подаваемую через центральную трубу воду отводят по наружной трубе, а кислород подают по средней трубе. К верхней части труб прикреплены патрубки 5 для подвода кислорода, подвода и отвода воды. Чтобы избежать

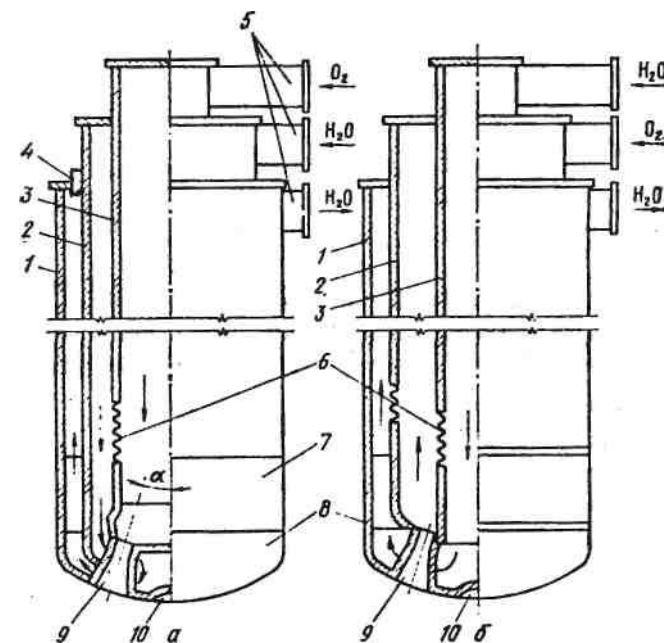


Рис. 88. Многосопловые кислородные фурмы с центральной подачей кислорода (а) и воды (б):

1—3 — стальные трубы; 4 — сальниковое уплотнение; 5 — патрубки для подачи кислорода и воды; 6 — компенсатор; 7 — сменная часть наружной трубы; 8 — медная головка фурмы; 9 — сопло; 10 — выемка

разрушения фурмы из-за напряжений, вызываемых различным тепловым расширением труб (наружная труба удлиняется сильнее, чем более холодные внутренние), в фурме предусматривают компенсирующие устройства: сильфонные компенсаторы, т.е. гофрированные металлические шланги (рис. 88, б); подвижные сальниковые уплотнения (рис. 88, 4) при соединении двух труб; телескопическое соединение (рис. 89,б) двух труб. Длина фурмы 300-т конвертера достигает 27 м.

Головка фурмы является сменной, ее соединяют с трубами сваркой (см. рис. 89) или резьбой в сочетании со сваркой. В головке расположены сопла Лавалья 7, через которые кислород поступает в полость конвертера и распределитель воды, направляющий ее вдоль поверхности головки. Головки выполняют сварными и иногда литыми. Всю головку или ее нижнюю часть с соплами, обращенную к зоне наибольших (до 2600 °С) температур в конвертере, выполняют из меди. Это делают потому, что, обладая высокой теплопроводностью, медь быстро передает тепло охлаждающей воде, и поэтому даже в зоне высоких температур головка не перегревается и сохраняет прочность.

Число сопел Лавалья в головке изменяется от трех-четырех до шести-семи, возрастая по мере роста вместимости конвертера и количества вдуваемого кислорода. Сопла располагают веерообразно расходящимися, чтобы повысить степень рассредоточения дутья по объему ванны. Угол расхождения сопел (угол α наклона их осей к вертикали) уменьшают по мере снижения вместимости конвертера (от 19°

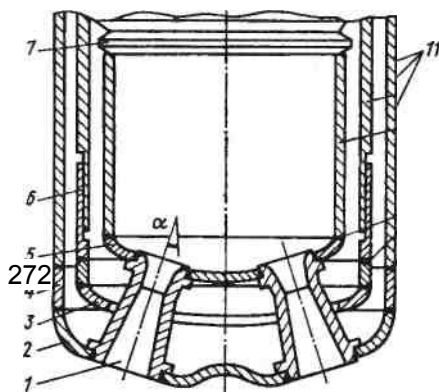


Рис. 89. Сварная головка кислородной фурмы:
1 — сопло Лавалья (медь); 2 — наружная тарелка (медь); 3 — распределитель воды; 4 — стальной патрубок; 5 — внутренняя тарелка; 6 — телескопическое соединение; 7 — компенсатор; 8—10 — стальные трубы; 11 — места сварки при смене головки

у семисопловой фурмы для большегрузного конвертера до 9° у трехсопловой для небольшого конвертера); это необходимо, поскольку при большом угле расхождения кислородных струй они у малых конвертеров будут слишком приближаться к стенкам, вызывая усиленный износ футеровки.

Сопла Лавалья (рис. 89, /) применяют потому, что они, преобразуя энергию давления в кинетическую, обеспечивают скорость кислорода на выходе в 500 м/с и более; это необходимо для заглубления струй в ванну и Полного усвоения ею кислорода. Давление кислорода перед соплом должно быть более 0,9—1,2 МПа, а его диаметр определяют расчетом; приближенно диаметр минимального (критического) сечения сопла можно определить по формуле, мм:

$$d = 3,5VV/p,$$

где p — давление перед соплом, МПа; V — расход кислорода через сопло (обычно не более 250 м³/мин).

Воду для охлаждения фурмы подают насосом в таком количестве, чтобы перепад температур на входе и выходе не превышал 30° во избежание выпадения из воды солей жесткости; на больших конвертерах расход воды достигает 500 м³/ч. Стойкость головок фурм составляет 50—150 плавов.

В первые годы освоения кислородно-конвертерного процесса применялись односопловые фурмы, позволявшие работать с небольшими расходами (до 200—250 м³/мин) кислорода; увеличение расхода кислорода при подаче одной струей вызывало выбросы металла при продувке.

Позднее были разработаны повсеместно применяемые в настоящее время многосопловые фурмы, которые благодаря рассредоточению кислородного потока на несколько струй, обеспечили более "мягкую" продувку и резкое уменьшение количества выбросов.

Переход на работу с многосопловыми фурмами позволил значительно увеличить интенсивность подачи кислорода и сократить благодаря этому длительность плавки, а также повысить выход годного металла на 1—2 % за счет уменьшения выбросов.

В настоящее время успешно конструируют фурмы, обладающие достаточной стойкостью при числе сопел, не превышающем семи.

§ 3. ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ПРОЦЕССА

Основными шихтовыми материалами кислородно-конвертерного процесса являются жидкий чугун, стальной лом, шлакообразующие (известь, плакированный шпат и др.), ферросплавы для раскисления и легирования. Постоянно используется также газообразный кислород.

Жидкий чугун

Состав чугунов, перерабатываемых на разных заводах, изменяется в широких пределах: 4,0-4,8% С; 0,1-2,6% Мп; 0,3-2,0% Si; 0,02-0,07% S; < 0,3 % Р. Однако опыт показал, что для обеспечения высоких технико-экономических показателей процесса содержание составляющих чугуна целесообразно ограничивать в определенных узких пределах.

При излишне высоком содержании кремния возрастает расход извести для ошлакования образующейся SiO_2 и увеличивается количество шлака в конвертере, что ведет к росту потерь железа и теплотеря со сливаемым шлаком; понижается также стойкость футеровки конвертера. Вместе с тем при очень низком (< 0,3 %) содержании кремния замедляется шлакообразование в связи с медленным растворением извести из-за слишком низкого содержания SiO_2 в первичных шлаках. Положительной стороной повышенного содержания кремния является то, что возрастает количество тепла от его окисления; это позволяет увеличить расход лома. Большинство отечественных заводов работают на чугунах с содержанием кремния 0,6—0,9 %, что, очевидно, близко к оптимальной величине.

Оптимальной величиной содержания марганца в чугуне в течение многих лет считали 0,7-1,1%. Стремление конвертерщиков применять чугуны со столь высоким содержанием марганца вызвано тем, что при более низком его содержании существенно замедляется шлакообразование, поскольку в первичных шлаках будет содержаться мало оксида МпО, ускоряющего растворение извести. Однако большая часть марганца при конвертерной плавке окисляется и безвозвратно теряется со шлаком в виде МпО. С учетом этого, а также того, что выплавка чугуна с повышенным (0,5-0,7 % и более) содержанием марганца требует добавки в шихту до-

менных печей дефицитной марганцевой руды, в последние годы выплавляют маломарганцовистые чугуны (0,5—0,1 % Мп). При их переработке в кислородных конвертерах применяют ряд мер по ускорению шлакообразования.

Содержание фосфора в чугуне не должно превышать 0,2—0,3%, поскольку при большем его содержании необходим промежуточный слив шлака во время продувки и наведение нового, что снижает производительность конвертера.

Содержание серы в чугунах, предназначенных для выплавки качественных сталей, не должно превышать 0,035%, а рядовых сталей- 0,05%. Такое ограничение объясняется тем, что из-за высокого содержания оксидов железа в конвертерных шлаках удаление в них серы при плавке происходит слабо; степень десульфурации не превышает 30%. На многих заводах организована внедоменная десульфурация чугуна.

Температура жидкого чугуна обычно составляет 1300—1450 °С. Применять чугун с более низкой температурой нежелательно, так как это ведет к холодному началу продувки и замедлению шлакообразования.

Стальной лом

Стальной лом является охладителем конвертерной плавки, увеличение его расхода экономит чугун, снижая себестоимость стали. К лому, как и при прочих сталеплавильных процессах, предъявляется требование о недопустимости высокого содержания фосфора, серы, примесей цветных металлов и ржавчины. Количество меди и никеля, которые не окисляются в условиях конвертерной плавки, не должно превышать их допустимого содержания в выплавляемой стали (обычно <0,2%). Ограничивают максимальный размер кусков лома, поскольку слишком большие куски могут не успевать раствориться в металле за время продувки, а во время загрузки могут повредить футеровку конвертера. Толщина кусков лома не должна превышать 0,25—0,35 м, длина — 0,8 м; размер пакетов не должен быть более 0,7х1х2 м.

Шлакообразующие

Основные шлакообразующие материалы - это известь и плакированный шпат, иногда в качестве шлакообразующих или охладителей используют боксит, железную руду, прокатную окалину (Fe_3O_4), агломерат, рудно-известковые окатыши.

Известь должна быть свежееобожженной и содержать $> 92\%$ CaO , $< 2\%$ SiO_2 и $< 0,05-0,08\%$ S. При содержании серы в извести $> 0,1\%$ возможен переход серы из шлака в металл во время плавки. Куски извести должны иметь размеры от 10 до 50 мм. Применение более мелких кусков извести не допускается, так как они будут вынесены из конвертера отходящими газами.

Плавиковый шпат — эффективный разжижитель шлака. Он содержит $75-92\%$ CaF_2 , основной примесью является SiO_2 . Железная руда, агломерат и окатыши должны содержать не более 8% SiO_2 и $0,1\%$ фосфора и серы (каждого), размер кусков руды должен быть $10-80$ мм.

Боксит (марка МБ) содержит $28-50\%$ Al_2O_3 , $10-20\%$ SiO_2 и $12-25\%$ Fe_2O_3 ; обычно в нем также много влаги ($10-20\%$), что требует предварительной просушки во избежание внесения в сталь водорода.

Миксерный шлак и отходы производства

Вместе с чугуном при его заливке в конвертер поступает немного (до 1% от массы чугуна) шлака, имеющегося в заливочном ковше. Этот шлак часто называют миксерным; он формируется из попадающего в миксер доменного шлака и растворяющейся в нем футеровки миксера и чугуновозных ковшей. Шлак содержит, %: $35-55\%$ SiO_2 , $20-35\%$ CaO , $3-15\%$ MgO , $1-6\%$ FeO , $2-10\%$ MnO , $4-8\%$ Al_2O_3 и до 2% серы, а после десульфурации в ковше до 4% серы.

Поскольку шлак содержит много серы, необходимо исключить его попадание в конвертер. В связи с этим во многих цехах организовано скачивание шлака из заливочных ковшей перед сливом из них чугуна в конвертер.

В последние годы расширяется использование в конвертерном производстве отходов ряда металлургических производств.

В частности, с целью ускорения шлакообразования и уменьшения расхода плавикового шпата применяют вводимые в конвертер в начале продувки шлаки производства силикомарганца, которые наряду с обычными составляющими конвертерных шлаков содержат $16-19\%$ MnO ; шлаки от производства силумина, содержащие SiO_2 , Al_2O_3 , SiC и металлические Al и Si ; твердый конвертерный шлак предыдущих плавов и другие.

276

Доставка чугуна в сталеплавильные цехи

Жидкий чугун к сталеплавильным агрегатам подают двумя способами — с использованием стационарных миксеров и в миксерных ковшах (передвижных миксерах). При первом, способе чугун из доменного цеха в 100- или 140-т ковшах на чугуновозах по железнодорожным путям доставляют в миксерное отделение, в котором установлено один—три стационарных миксера (см. рис. 90). Чугун через люк 3 заливают из ковшей в миксер, где хранится его запас, и по мере надобности порцию чугуна сливают через носок 5 в заливочный ковш, который транспортируют к конвертерам.

Миксер (рис. 90) представляет собой сосуд бочкообразной формы с кожухом из стального листа, футерованный изнутри. Свод миксера, не соприкасающийся с чугуном, выкладывают из шамотного кирпича, стенки и днище — из магнезитового. Толщина футеровки ~ 700 мм, стойкость футеровки $0,5-1,5$ года.

В верхней части миксера расположен люк для заливки чугуна; в боковой части имеется носок для слива чугуна. С целью уменьшения теплотерь люк и носок снабжены крышками. Чугун сливают через сливной носок путем поворота миксера вокруг горизонтальной оси, для чего имеется реечный механизм поворота, а кожух миксера опирается на две дугообразные опоры через ролики, заключенные в удерживающие их обоймы.

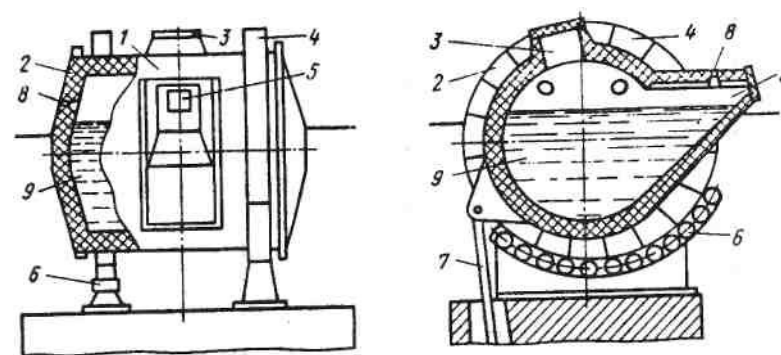


Рис. 90. Стационарный миксер:

1 — кожух; 2 — футеровка; 3 — заливочный люк; 4 — опорные бандажи; 5 — сливной носок; 6 — опорные ролики; 7 — реечный механизм поворота; 8 — горелки; 9 — жидкий чугун

Миксер отапливают газом или мазутом с помощью горелок, установленных в торцевых стенках. Тем не менее за время пребывания в миксере чугун остывает на 30—50 °С.

Роль миксера состоит не только в хранении запаса чугуна. В миксере происходит выравнивание химического состава и температуры чугуна различных выпусков, в связи с чем длительность пребывания чугуна в миксере должна быть ~ 7 ч. Вместимость типовых миксеров составляет 600, 1300 и 2500 т.

При втором способе доставки чугуна из доменной печи выпускают в миксерный ковш (см. рис. 91) через горловину 6, затем ковш транспортируют в переливное отделение конвертерного цеха. Здесь по мере надобности порцию чугуна из миксерного ковша сливают через горловину в заливочный ковш, который транспортируют к конвертеру и далее заливают из него чугун в конвертер.

Отечественный 420-т миксерный ковш (передвижной миксер) имеет (рис. 91) сигарообразную форму; стальной кожух 5 футерован изнутри шамотным кирпичом 4. На торцах кожуха закреплены цапфы 7, которыми ковш через подшипниковые опоры 3 опирается на две ходовые тележки 1, перемещающиеся по рельсовому пути 8. Одна из цапф соединена с механизмом поворота 2; вращением ковша вокруг оси цапф обеспечивают слив чугуна через горловину 6. Вместимость миксерных ковшей составляет 100-600 т; стойкость футеровки 400-600 наливов чугуна. Отечественный 420-т миксерный ковш имеет длину по осям сцепок 31,9 м и наружный диаметр 3,63 м, 600-т ковш — соответственно 39,6 и 3,3 м.

Преимущества применения миксерных ковшей: примерно на 50 °С повышается температура заливаемого в конвертер чугуна, что позволяет увеличить расход лома; уменьшается число переливов чугуна и его потеря при этом; не требует-

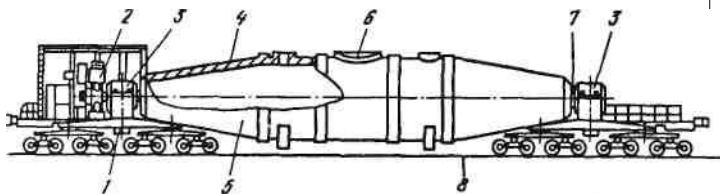


Рис. 91. Миксерный ковш

ся сооружения миксерных отделений и стационарных миксеров. Недостатком является отсутствие усреднения состава и температуры чугуна разных выпусков из доменной печи.

Внепечная десульфурация чугуна

Поскольку при конвертерной плавке сера из металла удаляется плохо, часто прибегают к предварительной десульфурации чугуна в ковшах. Обработку чугуна десульфураторами ведут в специализированных отделениях десульфурации, сооружаемых на пути следования чугуновозных ковшей из доменного цеха в конвертерный, либо в заливочных ковшах в конвертерном цехе. В объем чугуна в ковше вводят различными способами магний, вдувают порошкообразные известь, карбид кальция CaC_2 , соду Na_2CO_3 и иногда другие десульфураторы. Последние вступают в химическое взаимодействие с серой чугуна; при реагировании с магнием образуется MgS , с известью и карбидом кальция - CaS , с содой - Na_2S ; эти соединения нерастворимы в чугуне и всплывают в шлак. Шлак в ковше после десульфурации содержит до 4 % серы, и его необходимо скачивать из ковша перед сливом чугуна в конвертер.

На отечественных заводах часто применяют десульфурацию гранулированным магнием, вводимым в чугун с помощью футерованной трубы. При соприкосновении с чугуном магний испаряется, и его пары вместе с газом-носителем вытекают через низ трубы в объем чугуна, вызывая его барботажа, что обеспечивает большую поверхность контакта чугуна с магнием. При расходе магния 0,4-1,0 кг/т чугуна получают остаточное содержание в нем серы от 0,01 до 0,002 %.

Газообразный кислород

Кислород для конвертерного и других цехов производят на сооружаемой в составе металлургического завода кислородной станции путем разделения сжиженного воздуха. Основными элементами установки получения кислорода являются турбокомпрессор, детандер, служащий для расширения сжатого воздуха, и блок разделения сжиженного воздуха.

На этой установке воздух вначале сжижают путем предварительного сжатия компрессором до давления ~ 0,6 МПа и последующего расширения в детандере, вызывающего охлаждение до температур, при которых воздух переходит в жидкое

состояние (менее $-192\text{ }^{\circ}\text{C}$). Далее жидкий воздух поступает в блок разделения, где проводят ректификацию — разделение жидкого воздуха на составляющие путем двукратного постепенного испарения; при испарении вначале улетучивается азот ($t_{\text{кип}} = -195,8\text{ }^{\circ}\text{C}$) и аргон ($t_{\text{кип}} = -189,4\text{ }^{\circ}\text{C}$) и остается жидкий кислород ($t_{\text{кип}}^* = -183\text{ }^{\circ}\text{C}$). Повторяя испарение, можно добиться необходимой чистоты кислорода.

Наиболее крупная установка получения кислорода с блоком разделения БР—2М имеет производительность $11000\text{ м}^3/\text{ч}$ технического кислорода ($> 99,6\text{ \% O}_2$) и $24000\text{ м}^3/\text{ч}$ технологического ($> 95,3\text{ \% O}_2$); побочными продуктами являются азот и аргон. Полученный газообразный кислород по трубопроводам подают в конвертерный и другие цехи завода; давление до нужных пределов увеличивают компрессором.

5. 4. ПЛАВКА В КИСЛОРОДНОМ КОНВЕРТЕРЕ С ВЕРХНЕЙ ПРОДУВКОЙ

1. Технология плавки

Шихтовка плавки и организация загрузки. Шихтовку, т.е. определение расхода на плавку чугуна и лома, шлакообразующих, ферросплавов и других материалов, в современных цехах проводят с помощью ЭВМ (АСУТП) на основании вводимых в нее данных о составе чугуна и других шихтовых материалов, температуре чугуна, параметрах выплавляемой стали и некоторых других. При этом расход лома, являющегося охладителем плавки, определяют на основании расчета теплового баланса плавки, увеличивая или уменьшая расход так, чтобы обеспечивалась заданная температура металла в конце продувки, а расход извести — так, чтобы обеспечивалась требуемая основность шлака (2.7—3,6).

Лом загружают в конвертер совками объемом $20\text{—}110\text{ м}^3$; их заполняют ломом в шихтовом отделении цеха и доставляют к конвертерам рельсовыми тележками. Загрузку ведут (рис. 92, а) через отверстие горловины конвертера, опрокидывая совок 3 с помощью полупортальной машины 2, либо мостового крана, либо напольной (перемещающейся по рабочей площадке цеха) машины. Конвертер при загрузке наклонен примерно на 45° с тем, чтобы загружаемые куски лома скользили по футеровке, а не падали бы сверху, разрушая ее.

Рис. 92. Технологические операции конвертерной, плавки: загрузка лома (а), заливка чугуна (б), начало продувки (в), замер температуры (г), слив металла (д), слив шлака (г):

1 — газоотвод; 2 — полупортальная загрузочная машина; 3 — совок; 4 — мостовой кран; 5 — заливочный ковш; 6 — бункер; 7 — течка; 8 — термopapa; 9 — бункер для ферросплавов; 10 — сталеразливочный ковш; 11 — шлаковая чаша (ковш)

Жидкий чугун заливают (рис. 92, б) в наклоненный конвертер через отверстие горловины с помощью мостового крана 4 из заливочного ковша 5, который обычно вмещает всю порцию заливаемого чугуна (до 300 т и более). Заливочные ковши с чугуном доставляют к конвертерам из миксерного или переливного отделений.

Для загрузки сыпучих шлакообразующих материалов конвертер оборудован индивидуальной автоматизированной системой. Из расположенных над конвертером расходных бункеров, где хранится запас материалов, их с помощью электро-вибрационных питателей и весовых дозаторов выдают в промежуточный бункер 6, а из него материалы по наклонной течке (трубе) 7 ссыпаются в конвертер через горловину. При этом система обеспечивает загрузку сыпучих без остановки продувки по программе, которая разработана заранее или задается оператором из пульта управления конвертером.

Плавка в кислородном конвертере включает следующие периоды.

1. *Загрузка лома.* Стальной лом в количестве до 25—27 % от массы металлической шихты (при использовании специальных технологических приемов и в большем количестве) загружают в наклоненный конвертер (рис. 92, в) совками. Объем совков достигает 110 м³, его рассчитывают так, чтобы загрузка обеспечивалась одним-двумя совками, поскольку при большем числе возрастает длительность загрузки и плавки в целом. Загрузка длится 2—4 мин. Иногда с целью ускорения шлакообразования после загрузки лома или перед ней в конвертер вводят часть расходуемой на плавку извести.

2. *Заливка чугуна.* Жидкий чугун при температуре от 1300 до 1450 °С заливают (рис. 92, б) в наклоненный конвертер одним ковшом в течение 2-3 мин.

3. *Продувка.* После заливки чугуна конвертер поворачивают в вертикальное рабочее положение, вводят сверху фурму и включают подачу кислорода, начиная продувку (рис. 92, в). Фурму в начале продувки для ускорения шлакообразования устанавливают в повышенном положении (на расстоянии до 4,8 м от уровня ванны в спокойном состоянии), а через 2—4 мин ее опускают до оптимального уровня (1,0—2,5 м в зависимости от вместимости конвертера и особенностей технологии).

В течение первой трети длительности продувки в конвертер двумя—тремя порциями загружают известь; вместе с первой порцией извести, вводимой после начала продувки, дают плавиковый шпат и иногда другие флюсы (железную руду, окатыши, боксит и др.). Расход извести рассчитывают так, чтобы шлак получался с основностью от 2,7 до 3,6; обычно расход составляет 6—8 % от массы стали.

Продувка до получения заданного содержания углерода в металле длится 12—18 мин; она тем больше, чем меньше принятая в том или ином цехе интенсивность подачи кислорода в пределах 2,5—5 м³/(т • мин).

В течение продувки протекают следующие основные металлургические процессы:

а) *окисление* составляющих жидкого металла вдуваемым кислородом; окисляется избыточный углерод, а также весь

кремний, около 70% марганца и немного (1-2%) железа. Газообразные продукты окисления углерода (СО и немного СО_а) удаляются из конвертера через горловину (отходящие конвертерные газы), другие оксиды переходят в шлак;

б) *шлакообразование.* С первых секунд продувки начинает формироваться основной шлак из продуктов окисления составляющих металла (SiO₂, MnO, FeO, Fe₂O₃) и растворяющейся в них извести (CaO), а также из оксидов, вносимых миксерным шлаком, ржавчиной стального лома и растворяющее ~ футеровкой. Основность шлака по ходу продувки возрастает по мере растворения извести, достигая 2,7—3,6;

в) *дефосфорация и десульфурация.* В образующийся основной шлак удаляется часть содержащихся в шихте вредных примесей — большая часть (до 90%) фосфора и немного (до 30%) серы;

г) *нагрев металла* до требуемой перед выпуском температуры (1600-1660 °С) за счет тепла, выделяющегося при протекании экзотермических реакций окисления составляющих жидкого металла;

д) *расплавление стального лома* за счет тепла экзотермических реакций окисления; обычно оно заканчивается в течение первых 2/3 длительности продувки;

е) *побочный и нежелательный процесс испарения железа* в подфурменной зоне из-за высоких здесь температур (2000—2600 °С) и унос окисляющихся паров отходящими из конвертера газами (подробнее см. п. 7 § 4), что вызывает потери железа и требует очистки конвертерных газов от пыли.

4. *Отбор проб, замер температуры, ожидание анализа, корректировка.* Продувку необходимо закончить в тот момент, когда углерод будет окислен до нужного в выплавляемой марке стали содержания; к этому времени металл должен быть нагрет до требуемой температуры, а фосфор и сера удалены до допустимых для данной марки стали пределов.

Момент окончания продувки, примерно соответствующий требуемому содержанию углерода в металле, определяют по количеству израсходованного кислорода, по длительности продувки, по показаниям ЭВМ. Окончив продувку, из конвертера выводят фурму, а конвертер поворачивают в горизонтальное положение. Через горловину конвертера отбирают пробу металла, посылая ее на анализ, и замеряют температуру термпарой погружения (рис. 92, г). Если по резуль-

татам анализа и замера температуры параметры металла соответствуют заданным, плавку выпускают. В случае несоответствия проводят корректирующие операции: при избыточном содержании углерода проводят кратковременную додувку для его окисления; при недостаточной температуре делают додувку при повышенном положении фурмы, что вызывает окисление железа с выделением тепла, нагревающего ванну; при излишне высокой температуре в конвертер вводят охладители — легковесный лом, руду, известняк, известь и т.п., делая выдержку после их ввода в течение 3—4 мин. По окончании корректировочных операций плавку выпускают.

На отбор и анализ проб затрачивается 2—3 мин; корректировочные операции вызывают дополнительные простои конвертера и поэтому нежелательны.

5. *Выпуск.* Металл выпускают в сталеразливочный ковш через летку без шлака; это достигается благодаря тому, что в наклоненном конвертере, (рис. 92, д,) у летки располагается более тяжелый металл, препятствующий попаданию в нее находящегося сверху шлака. Такой выпуск исключает перемешивание металла со шлаком в ковше и переход из шлака в металл фосфора и FeO. Выпуск длится 3-7 мин.

В процессе выпуска в ковш из бункеров 9 вводят ферросплавы для раскисления и легирования. При этом в старых цехах загружают все ферросплавы так, чтобы обеспечивалось раскисление и получение в стали требуемого содержания вводимых элементов (Mn и Si, а в легированных сталях и других элементов). В конце выпуска в ковш попадает немного (1—2 %) шлака, который предохраняет металл от быстрого охлаждения. В новых цехах, где проводят внепечную обработку, в ковш вводят сплавы, содержащие слабоокисляющиеся элементы (Mn, Cr и иногда Si), после чего ковш транспортируют на установку внепечной обработки, где в процессе усредняющей продувки аргоном вводят элементы, обладающие высоким сродством к кислороду (Si, Al, Ti, Ca и др.), что уменьшает их угар. В этом случае в момент слива из конвертера последних порций металла делают "отсечку" шлака, препятствуя попаданию в ковш конвертерного шлака, содержащего фосфор, который может переходить в металл, и оксиды железа, которые будут окислять вводимые в металл в процессе внепечной обработки элементы. В ковше для защиты металла от охлаждения и окисления создают шлаковый пок-

ров, загружая, например, гранулированный доменный шлак, вермикулит, известь с плавиковым шпатом.

6. *Слив шлака* (рис. 92, е) в шлаковый ковш (чашу) И ведут через горловину, наклоняя конвертер в противоположную от летки сторону (слив через летку недопустим, так как шлак будет растворять футеровку летки). Слив шлака длится 2-3 мин. Общая продолжительность плавки в 100—350-т конвертерах составляет 40-50 мин.

2. Режим дутья

Взаимодействие кислородных струй с ванной. Перемешивание ванны, возникающее при продувке в результате воздействия кислородных струй и потока выделяющихся из ванны пузырьков окиси углерода, интенсифицирует массо- и теплообмен, ускоряя процессы окисления, рафинирования и нагрева металла и расплавления стального лома.

Характер взаимодействия кислородных струй с ванной и возникающей при этом циркуляции металла показан на рис. 93. Под соплами фурмы расположены направленные вниз высокоскоростные потоки кислорода с увлекаемыми в них каплями металла; это первичные реакционные зоны, где весь кислород расходуется на окисление железа. По границам первичной зоны вследствие высокой концентрации кислорода окисляется много углерода с образованием CO и формируется мощный поток всплывающих пузырей CO, увлекающих за собой металл, поэтому циркуляционные потоки направлены здесь вверх.

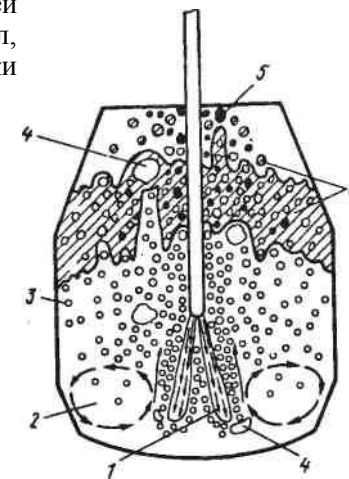


Рис. 93. Структура ванны при продувке сверху:
1 — зона продувки (прямого окисления);
2 — зона циркуляции; 3 — пузыри CO; 4 — крупные газовые полости; J — металл; 6 — шлак

Поскольку контур циркуляции должен быть замкнутым, у стенок конвертера металл движется вниз. Выше зоны циркуляции металл и шлак перемешиваются всплывающими пузырями СО. Под первичными реакционными зонами, где всплывание пузырей СО затруднено, периодически формируются крупные газовые полости 4. Их объем при движении вверх возрастает в результате поглощения встречных пузырей СО, и при выходе крупных газовых объемов из ванны образуются всплески металла и шлака.

Уровень ванны изменяется по ходу продувки. В начале и конце продувки, когда скорость окисления углерода невелика, т.е. образуется мало пузырей СО, металл вспенивается незначительно, и фурма находится над ванной (рис. 81, а). В середине продувки, когда скорость обезуглероживания сильно возрастает, большое количество выделяющихся пузырей СО вспенивают верхнюю часть ванны, и фурма оказывается погруженной в газшлакометаллическую эмульсию (рис. 93), а уровень ванны может достигать верха горловины конвертера. В этот период могут возникать выбросы.

Давление кислорода. Для внедрения кислородных струй в металл и полного усвоения кислорода необходима высокая кинетическая энергия струй. Поэтому применяют сопла Лаваля, которые, преобразуя энергию давления в кинетическую, обеспечивают сверхзвуковую скорость выхода кислорода из сопла (500 м/с и более). С тем, чтобы поддерживалась работа сопла в таком режиме, его диаметр при данном расходе кислорода рассчитывают (см. раздел "Кислородная фурма"), а давление кислорода перед соплом должно быть более 0,9—1,2 МПа. С учетом потерь давления в фурме давление кислорода, подаваемого в конвертерный цех, должно составлять 1,5-2,0 МПа.

Высота расположения фурмы имеет оптимальные пределы. При чрезмерно высоком расположении фурмы кинетическая энергия струй теряется на пути до встречи с ванной, поэтому кислородные струи не будут внедряться в металл ("поверхностный обдув") и будет низка степень усвоения кислорода; при чрезмерно низком положении ("жесткая продувка") усиливается вынос капель металла отходящими газами и абразивный износ фурмы каплями металла, существенно замедляется шлакообразование из-за уменьшения количества FeO в шлаке. Оптимальная высота обычно находится в преде-

лах, соответствующих расстоянию до уровня ванны в спокойном состоянии от 1,0 до 2,5 м; в этих пределах высота обычно возрастает при увеличении вместимости конвертера и зависит от особенностей принятой в цехе технологии.

Изменение высоты положения фурмы во время продувки обычно используют для регулирования окисленности шлака и ускорения его формирования. При этом учитывают, что в подфурменной зоне вдуваемый кислород расходуется преимущественно на прямое окисление железа, а образующиеся оксиды могут растворяться как в металле, так и в шлаке. При большом заглублении кислородных струй в металлическую ванну весь кислород будет усваиваться металлом. Уменьшение заглубления струй приближает зону прямого окисления к шлаку, и в шлак будет переходить больше образующихся в этой зоне оксидов железа. Обогащение же шлака оксидами железа существенно ускоряет растворение извести, т.е. шлакообразование.

С учетом этого обычно применяют следующий режим продувки. В течение первых 2-4 мин продувки с целью ускорения шлакообразования фурму устанавливают в повышенном положении (в 1,2-2,0 раза выше, чем в остальное время плавки), а затем ее опускают до оптимального уровня (в один или несколько приемов).

Уменьшение давления и расхода кислорода так же, как и подъем фурмы, вызывает уменьшение заглубления кислородных струй в ванну, и в результате этого шлак обогащается оксидами железа. Подобный прием регулирования окисленности шлака также иногда применяют.

Расход кислорода. Кислородную продувку количественно характеризуют удельным расходом кислорода, его общим расходом на плавку, минутным расходом и интенсивностью подачи кислорода. *Удельный расход* ($\text{м}^3/\text{т}$ стали) и *общий расход* на плавку (м^3) определяются количеством кислорода, необходимого для окисления составляющих шихты; эти величины возрастают при увеличении содержания окисляющихся примесей в чугунах и уменьшаются при росте доли лома в шихте, поскольку лом содержит меньше окисляющихся примесей, чем чугун. Удельный расход кислорода обычно изменяется в пределах 47-57 $\text{м}^3/\text{т}$ стали. *Минутный расход* кислорода ($\text{м}^3/\text{мин}$) увеличивается с ростом вместимости конвертера, достигая для большегрузных конвертеров 1600—2000 $\text{м}^3/\text{мин}$.

Интенсивность подачи кислорода, $\text{м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$, не зависит от вместимости конвертера и является постоянной в условиях того или иного цеха (в пределах 2,5—5 $\text{м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$). Интенсивность / определяет длительность продувки t , которая, так же как и величина /, не зависит от емкости конвертера. Связь между величинами (и / примерно следующая:

$$t = Q/I,$$

где Q — удельный расход кислорода, равный, как выше отмечалось, 47—57 $\text{м}^3/\text{т}$.

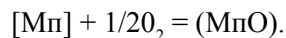
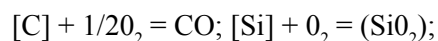
С целью сокращения длительности плавки интенсивность продувки стремятся увеличить. Однако опыт показал, что имеется предел, после превышения которого начинаются выбросы металла и шлака из конвертера. Объясняется это тем, что при росте расхода кислорода возрастает скорость окисления углерода и, следовательно, количество выделяющихся пузырей CO , вспенивающих ванну; при подъеме вспенившейся ванны до уровня горловины могут появиться выбросы.

Опыт показал, что допустимый уровень интенсивности продувки тем выше, чем больше число сопел в фурме. Установлена, в частности, следующая зависимость: с тем, чтобы при увеличении интенсивности продувки (например, от /, до /₂) уровень вспенивания ванны, а следовательно, вероятность возникновения выбросов оставались на прежнем уровне, необходимо увеличить число сопел с l , до n_z в следующем соотношении: $l_x/l_z = (n/n_z)^b$, где $b = 0,7-1,0$.

Применяемые в настоящее время трех—шестисопловые фурмы обеспечивают, как отмечалось, интенсивность продувки от 2,5 до 5 $\text{м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$; расход кислорода через одно сопло не превышает 150—250 $\text{м}^3/\text{мин}$.

3. Поведение составляющих чугуна при продувке

Реакции окисления. В течение продувки за счет подаваемого в конвертер кислорода окисляется избыточный углерод, а также кремний, большая часть марганца и некоторое количество железа. Окисление примесей жидкого чугуна — углерода, кремния и марганца можно представить следующими итоговыми реакциями:



Следует, однако, иметь в виду, что за счет непосредственного взаимодействия с газообразным кислородом окисляется лишь незначительная часть примесей. Окисление большей части примесей протекает по более сложной схеме - первоначально в зоне контакта кислородной струи с металлом окисляется железо: $\text{Fe} + 1/2\text{O}_2 = \text{FeO}$; его окисление объясняется тем, что концентрация железа в несколько десятков раз больше концентрации других элементов, и поэтому с вдуваемым кислородом прежде всего контактируют атомы железа. Образующийся оксид FeO растворяется частично в металле: $\text{FeO} \rightarrow [\text{O}] + \text{Fe}$ и частично в шлаке: $\text{FeO} \rightarrow (\text{FeO})$ и уже за счет этого растворенного в металле и шлаке кислорода окисляются прочие составляющие жидкого чугуна. Соответственно окисление, например, углерода идет по следующим схемам:



Если просуммировать уравнения реакций правого или левого столбцов, то в обоих случаях получим итоговую реакцию окисления углерода: $[\text{C}] + 1/2\text{O}_2 = \text{CO}$, которая, таким образом, отражает лишь начальное и конечное состояние процесса окисления.

Таким образом, для продувки в конвертере характерно прямое окисление железа в зоне контакта кислородной струи с металлом (в "первичной реакционной зоне") и окисление прочих составляющих металла за счет вторичных реакций на границе с первичной реакционной зоной и в остальном объеме ванны.

Окисление кремния и марганца, так же как и углерода, начинается с момента подачи кислорода (рис. 94), причем весь кремний и большая часть марганца выгорают в первые минуты продувки. Более быстрое их окисление по сравнению с углеродом объясняется различием в химическом сродстве разных элементов к кислороду при различных температурах.

На рис. 95 приведена зависимость химического сродства ряда элементов к кислороду от температуры; при этом величина химического сродства тем больше, чем больше по абсолютной величине отрицательное значение LG° . Из рис. 95

19-3810

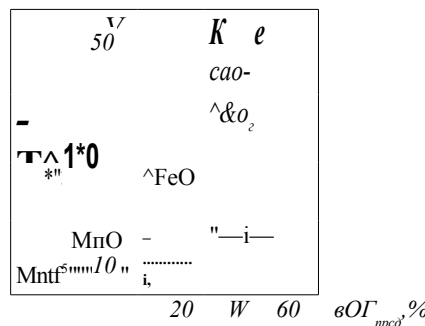
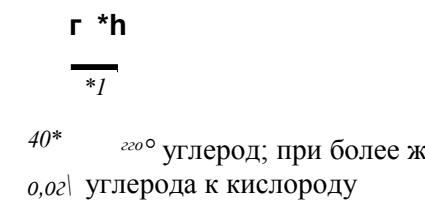
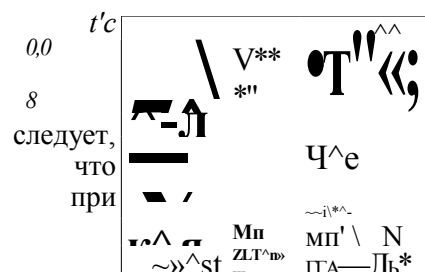


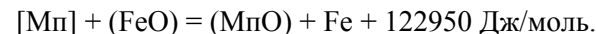
Рис. 94. Изменение состава металла (а) и шлака (б) по ходу продувки в кислородном конвертере (Мп' и МпО' — значения, характерные для переработки маломарганцовистого чугуна)

Рис. 95. Химическое сродство элементов к кислороду при различных температурах превышает сродство марганца и кремния. В соответствии с этим марганец и кремний окисляются в начале продувки, когда температура в конвертере сравнительно невысока.

Окисление кремния заканчивается в первые 3—5 мин продувки и в дальнейшем по ходу плавки жидкий металл кремния не содержит. Реакция окисления кремния протекает до его полного израсходования и является необратимой, поскольку продукт окисления — кислотный оксид SiO_2 , связывается в основном шлаке в прочное соединение $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$.

Интенсивное окисление марганца наблюдается в начале продувки, когда при низких температурах его химическое сродство к кислороду велико; к 3—5 мин продувки окисляется около 70 % марганца, содержащегося в чугуне. В дальнейшем поведение

марганца определяется равновесием экзотермической реакции



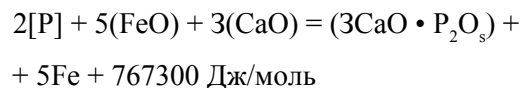
В соответствии с этой реакцией отмечаются (см. рис.94) следующие особенности поведения марганца: при уменьшении содержания FeO в шлаке во второй половине продувки равновесие реакции сдвигается влево и содержание марганца в металле возрастает, т.е. марганец восстанавливается из шлака; в конце продувки, когда вследствие усиливающегося окисления железа содержание оксидов железа в шлаке возрастает, равновесие реакции сдвигается вправо, и поэтому наблюдается вторичное окисление марганца. Конечное содержание марганца в металле зависит прежде всего от его содержания в чугуне и возрастает при увеличении температуры металла в конце продувки и снижении окисленности шлака, т.е. содержания в нем FeO. Конечное содержание обычно находится в пределах от 0,2-0,3 до 0,03-0,05 %, нижний предел — при переработке маломарганцовистых чугунов. За время продувки окисляется около 70 % марганца.

Окисление углерода в кислородном конвертере происходит преимущественно до CO; до CO₂ окисляется около 10 % углерода, содержащегося в чугуне. В начале продувки (см. рис. 94) скорость окисления углерода невелика (0,1—0,15 %/мин), поскольку много кислорода расходуется на окисление кремния и марганца, имеющих высокое химическое сродство к кислороду при низких температурах. В дальнейшем, вследствие повышения сродства углерода к кислороду при росте температуры (см. рис. 95) и уменьшения расхода кислорода на окисление марганца и кремния, скорость окисления углерода возрастает и затем остается в течение длительного времени почти постоянной. В этот период весь вдуваемый кислород идет на окисление углерода, и достигаемая скорость (до 0,5 %/мин) обезуглероживания определяется интенсивностью подачи кислорода. В конце продувки скорость обезуглероживания вновь снижается потому, что в металле остается мало углерода.

Роль реакции обезуглероживания велика: окисление углерода дает большую часть тепла для нагрева ванны; длительность окисления углерода определяет длительность продувки; выделяющиеся пузыри CO обеспечивают перемешивание ванны, благодаря чему выравниваются состав и температура, ускоряется нагрев металла; вследствие перемешивания металла и шлака ускоряются дефосфорация и десульфурация; с пузырями CO удаляются растворенные в металле вредные га-

зы— водород и азот; пузыри СО вспенивают ванну, благодаря чему могут возникать выбросы.

Дефосфориция. Основными источниками попадания фосфора в конвертер являются жидкий чугун, а также стальной лом. Для успешного протекания экзотермической реакции удаления из металла в шлак фосфора:



необходимы повышенные основность и окисленность шлака и невысокая температура. В конвертере с верхней продувкой создаются благоприятные условия для удаления фосфора: быстрое формирование основных шлаков с высокой окисленностью (высоким содержанием оксидов железа) и неплохое перемешивание металла со шлаком. Поскольку реакция удаления фосфора сопровождается выделением тепла, дефосфорация наиболее интенсивно протекает в первой половине продувки при сравнительно низкой температуре.

Конечное содержание фосфора в металле зависит от количества шлака и полноты протекания реакции дефосфорации, которую обычно характеризуют величиной коэффициента распределения фосфора между шлаком и металлом $(P_2O_5)/[P]$. Эта величина в условиях кислородно-конвертерного процесса изменяется от 40 до 100—120 и в этих пределах обычно тем выше, чем выше основность и окисленность шлака и чем ниже температура металла в конце продувки. Кроме того, повышению значения $(P_2O_5)/[P]$ способствует улучшение перемешивания металла со шлаком, что достигается при снижении вязкости шлака и при более раннем шлакообразовании, поскольку в этом случае увеличивается продолжительность контакта металла со шлаком. Целесообразно также увеличение количества шлака, поскольку при одной и той же достигнутой величине коэффициента распределения количество фосфора, перешедшего в шлак, будет тем больше, чем больше масса шлака.

Обычно при содержании фосфора в чугуне менее 0,15—0,20 % металл в конце продувки содержит 0,02—0,04 % фосфора; степень дефосфорации достигает 75—90 %.

Десульфурация. Сера поступает в кислородный конвертер с жидким чугуном, стальным ломом, шлаком из заливочного

ковша, известью и иногда с твердым топливом, если его применяют при плавке. Чугун может содержать до 0,035—0,05% S; шлак в заливочном ковше до 2% S, а после внепечной десульфурации до 4% S; известь, полученная во вращающихся печах и печах кипящего слоя, в которых топливом служит содержащий мало серы природный газ, — до 0,06 %; известь, полученная в шахтных печах, где топливом служит кокс, — до 0,1—0,2%; твердое топливо (кокс, каменный уголь, антрацит и др.) до 0,5—2% S.

В процессе продувки немного серы (5—10% от количества удаленной серы) окисляется кислородом дутья и удаляется в виде SO_2 с отходящими газами. Остальная сера распределяется между шлаком и металлом в соответствии с уравнением реакции десульфурации: $[S] + Fe + (CaO) = (CaS) + (FeO)$, тепловой эффект которой близок к нулю. Для успешного протекания этой реакции необходимы высокая основность шлака и низкое содержание в нем оксидов железа. Конвертерный же шлак содержит значительное количество FeO (8—20% и более), поэтому десульфурация получает ограниченное развитие. Степень десульфурации обычно не превышает 30 %, а коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $(S)/[S]$ невелик (от 2 до 6).

В реальных условиях конвертерной плавки основные способы улучшения десульфурации — повышение основности шлака и его количества, а также обеспечение более раннего шлакообразования. Из-за плохих условий для протекания реакции десульфурации в конвертере проблему получения конвертерной стали с низким содержанием серы в последние годы решают путем внепечной десульфурации чугуна в ковшах (см. раздел "Шихтовые материалы"). Также организуют скачивание сернистого шлака из заливочных ковшей перед сливом из них чугуна в конвертер и применяют малосернистую известь. Все чаще проводят десульфурацию стали на установках внепечной обработки путем вдувания порошкообразных десульфураторов в ковш после выпуска в него металла из конвертера.

4. Шлаковый режим

Параметры шлакового режима — состав, вязкость, количество шлака и скорость его формирования оказывают сильное влияние на качество стали, выход годного! металла, стойкость футеровки и ряд других показателей плавки.

Основные источники шлакообразования — это загружаемая в конвертер известь (CaO) и продукты окисления составляющих чугуна (SiO_2 , MnO , FeO , Fe_2O_3 , P_2O_5). Это также оксиды растворяющейся футеровки (CaO , MgO); некоторое колит чество миксерного шлака (SiO_2 , CaO , MnO , MgO , FeO , Al_2O_3 , S); оксиды железа из ржавчины стального лома и составляющие флюсов. Обычно флюсом служит плавиковый шпат, вносящий CaF_2 и немного SiO_2 ; иногда применяют боксит (Al_2O_3 , SiO_2 , Fe_2O_3) железную руду или агломерат либо окатыши, вносящие оксиды железа и немного SiO_2 и Al_2O_3 ; флюорито-вые руды (CaF_2); различные отходы производств.

Требования к шлаку. Шлаковый режим должен прежде всего обеспечить достаточно полное удаление фосфора и серы из металла во время продувки. С этой целью основность шлака должна быть достаточно высокой (от 2,7 до 3,6), а вязкость невелика, так как в густых шлаках замедляются процессы диффузии компонентов, участвующих в реакциях дефос-форации и десульфурации. При чрезмерно большой основности (3,7 и более) шлак начинает переходить в гетерогенное состояние; при недостаточной основности, т.е. повышенном содержании в шлаке SiO_2 , помимо ухудшения удаления фосфора и серы усиливается разъедание шлаком футеровки. Износ футеровки существенно усиливается при чрезмерной жидко-подвижности шлака и особенно при повышенном содержании в нем оксидов железа, которые окисляют коксовую пленку огнеупора и образуют легкоплавкие соединения с его составляющими (CaO и MgO).

Увеличение количества шлака и его чрезмерная окисленность способствуют появлению выбросов и ведут к росту потерь железа со сливаемым шлаком в виде окислов. Повышение окисленности шлака вызывает также увеличение угара рас-кислителей. При слишком густом шлаке и повышенном его количестве возрастают потери железа со шлаком в виде корольков; повышение его количества вызывает также рост потерь тепла со сливаемым шлаком.

Формирование шлака. В связи с кратковременностью продувки чрезвычайно важно обеспечить как можно более раннее формирование шлака, в противном случае из-за недостаточного времени контакта металла со шлаком не успеют завершиться дефосфорация и десульфурация. Кроме того, при про дувке без шлака наблюдается повышенный вынос капель ме-

галла с отходящими газами и образование на фурме настывлей металла.

Формирование основного шлака сводится к растворению загружаемой в конвертер кусковой извести в образующейся с первых секунд продувки жидкой шлаковой фазе — продуктах окисления составляющих чугуна (SiO_2 , MnO , FeO). Известь тугоплавка (температура плавления CaO составляет 2570°C), поэтому для ее растворения необходимо взаимодействие CaO с окислами окружающей шлаковой фазы с образованием легкоплавких химических соединений, которые расплавились бы при температурах конвертерной ванны.

Практика показала, что без принятия специальных мер растворение извести происходит медленно. Это объясняется тем, что в образующейся в первые секунды продувки шлаковой фазе содержится большое количество SiO_2 и, реагируя с >тим оксидом, куски извести покрываются тугоплавкой оболочкой из двухкальциевого силиката $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ (температура плавления 2130°C), препятствующей дальнейшему растворению. Поэтому необходимо добавлять компоненты, понижающие температуру плавления этого силиката, а также самой извести.

Наиболее эффективны в этом отношении CaF_2 и оксиды железа, в несколько меньшей степени MnO . С учетом изложенного в конвертер в начале продувки обычно присаживают плавиковый шпат (CaF_2), а обогащение шлака окислами железа достигают, начиная продувку при повышенном положении фурмы, и иногда за счет присадок железной руды, агломерата, окатышей, боксита.

Шлаковый режим. Продувку с целью обогащения шлака оксидными железа начинают при повышенном положении фурмы. После начала продувки в конвертер вводят первую порцию шлакообразующих — часть извести и плавиковый шпат и иногда вместо него агломерат, окатыши, железную руду, боксит и др. Остальную известь загружают одной или несколькими порциями в течение первой трети длительности продувки. Иногда с целью ускорения шлакообразования до 30—60 % извести вводят в конвертер на стальной лом перед заливкой чугуна, а остальную — по описанному выше режиму. Загрузку шлакообразующих одной порцией не делают, так как это вызывает охлаждение ванны, слипание кусков извести и замедление шлакообразования.

Общий расход извести составляет 6—8 % от массы плавки; его определяют расчетом так, чтобы обеспечивалась требуемая основность шлака ($\text{CaO/SiO}_2 = 2,7—3,6$). Расход плавикового шпата составляет 0,15—0,3 % и иногда более.

Шлаковая фаза начинает формироваться с первых секунд продувки, вначале она состоит из продуктов окисления составляющих жидкого чугуна; дальнейшее изменение состава шлака по ходу продувки показано на рис. 94. В результате растворения извести содержание CaO в шлаке возрастает, а содержание SiO_2 , MnO и FeO снижается. Заметно уменьшается содержание FeO в период наиболее интенсивного окисления углерода (середина продувки), когда сильное развитие получает реакция окисления углерода за счет окислов железа шлака. В конце продувки, когда углерода в металле мало, начинает окисляться железо и содержание FeO в шлаках возрастает, причем тем значительнее, чем до более низкого содержания углерода в металле ведут продувку.

Состав конечного шлака следующий: 43—52 % CaO ; 14—22 % SiO_2 ; 8–25% FeO ; 2–6% Fe_2O_3 ; 3–12% MnO ; 3–7% Al_2O_3 ; 1,5–4% MgO ; 0,5–4,0% P_2O_5 ; < 3 % CaF_2 ; < 1 % CaS . Соотношение между содержанием CaO и SiO_2 определяется основностью шлака, которой задаются и которую регулируют, изменяя расход извести. Количество оксидов железа, как отмечалось, будет тем выше, чем ниже содержание углерода в металле в конце продувки. Содержание FeO в шлаке, %, можно определить по эмпирической формуле: $\text{FeO} = 7,3 + 0,85 / (\text{C} + 0,01)$, где C — содержание углерода в металле по окончании продувки. Содержание Fe_2O_3 в 3—4 раза ниже содержания FeO . Количество MnO в шлаке возрастает при увеличении содержания марганца в чугуне и окисленности шлака. Содержание MgO тем выше, чем сильнее изнашивается футеровка, составляющие которой переходят в шлак.

Количество образующегося шлака равно 11—17 % от массы стали.

Шлакообразующие флюсы. Как уже отмечалось, более раннее образование шлака существенно улучшает дефосфорацию и десульфурацию, а также другие показатели конвертерной плавки. Применяемый же для ускорения шлакообразования плавиковый шпат дефицитен и дорог и, кроме того, вызывает выброс в атмосферу вместе с отходящими газами токсичных фторидов. Поэтому разрабатывают новые и экологически ме-

нее вредные способы ускорения наведения шлака. На отечественных заводах опробованы и иногда используют ряд флюсов, при применении которых медленное растворение тугоплавкой извести заменяется более быстрым расплавлением содержащих CaO легкоплавких фаз. К их числу относятся: офлюсованная или "ожелезненная" известь (куски извести с оболочкой толщиной до 10 мм из соединений CaO и Fe_2O_3), получаемая потом введением веществ, содержащих оксиды железа в известковообжигательные печи; спеченный на агломерационной машине шлам конвертерных газоочисток (в основном оксиды железа) с добавкой известняка и доломита, вносящих CaO и MgO ; спеченные или сплавленные флюсы на основе CaO с оксидами, образующими легкоплавкие химические соединения.

Положительные результаты получены при промышленном опробовании ряда минеральных веществ и отходов производства: нефелиновой руды, содержащей 8—17 % $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$; марганцевой руды или агломерата, содержащих до 35 % Mn в виде оксидов; шлака от производства силикомарганца, содержащего 16—19 % MnO ; шлака от производства силумина, содержащего SiC и металлические алюминий и кремний; отработанной угольной футеровки электролизных ванн алюминиевого производства, содержащей Al_2O_3 , SiO_2 , Na , F , C ; ряда других веществ.

5. Раскисление и легирование

Раскисление стали

Раскисление кислородно-конвертерной стали производят осаждающим методом в ковше во время выпуска. В конвертер раскислители не вводят во избежание их большого угара.

Спокойные стали обычно раскисляют марганцем, кремнием и алюминием, на отдельных марках стали дополнительно применяют титан, кальций и другие сильные раскислители. Кипящую сталь раскисляют одним марганцем.

В старых цехах, не имеющих установок внепечной обработки, в ковш при выпуске вводят все раскислители, обычно начиная с более слабых (обладающих меньшим химическим сродством к кислороду), а затем вводят более сильные, что уменьшает их угар. Последовательность ввода в ковш широко применяемых сплавов-раскислителей следующая: вначале вво-

дят ферромарганец или силикомарганец, затем ферросилиций и в последнюю очередь алюминий. Кипящую сталь раскисляют одним ферромарганцем. Подачу раскислителей начинают после наполнения ковша жидким металлом примерно на $1/4$ — $1/3$, а заканчивают, когда заполнен металлом на $2/3$, что позволяет избежать попадания раскислителей в шлак и их повышенного угара. Количество марганца и кремния, вводимых в металл, рассчитывают так, чтобы обеспечивалось не только раскисление, но и получение требуемого в данной марке стали содержания этих элементов. Определяя расход раскислителей, учитывают, что при раскислении спокойной стали и введении раскислителей в ковш их угар составляет: марганца 10—25 %, кремния 15—25 %. При раскислении кипящей стали угар марганца равен 20—35 %. Расход алюминия на раскисление в зависимости от содержания углерода в выплавляемой стали составляет 0,15—1,20 кг на 1 т стали, увеличиваясь при снижении содержания углерода; большая часть вводимого алюминия (60—90 %) угорает. Попадающий в ковш в конце выпуска металла конвертерный шлак на многих заводах загущают присадками извести или доломита, чтобы уменьшить окисление вводимых в ковш добавок оксидами железа шлака и восстановление из шлака фосфора.

В современных конвертерных цехах, оборудованных установками доводки жидкой стали в ковше, при выпуске металла в ковш вводят лишь часть раскислителей — преимущественно слабоокисляющиеся, т.е. имеющие не очень высокое сродство к кислороду (ферромарганец, силикомарганец и реже ферросилиций). Чтобы исключить попадание в ковш содержащего фосфор и оксиды железа конвертерного шлака, в конце выпуска делают его отсечку, а в ковш загружают материалы (гранулированный доменный шлак, вермикулит, смесь извести и плавикового шпата и др.) для создания шлакового покрова, предохраняющего поверхность металла от окисления и охлаждения.

Затем ковш транспортируют на установку доводки стали, где в процессе перемешивающей продувки аргоном в металл вводят ферросилиций, алюминий и при необходимости другие сильные раскислители; по результатам анализа отбираемых при внепечной обработке проб проводят корректировку содержания кремния и марганца в металле, что обеспечивает гарантированное получение заданного состава стали. Для

лучшего усвоения алюминия желателен его ввод в объем металла с помощью погружаемой штанги или в виде проволоки, подаваемой в ковш сверху с большой скоростью с помощью трайб-аппарата.

Отсечку шлака с целью предотвращения его попадания в сталеразливочный ковш при выпуске металла делают несколькими способами. Простейший из них — быстрый подъем конвертера в момент окончания слива металла — не является достаточно эффективным. Еще один способ — отсечка с помощью стальных шаров в огнеупорной оболочке: в конце выпуска шар вводят в конвертер, где он плавает на границе шлак-металл и вместе с последними порциями металла попадает в канал летки, перекрывая его. Более эффективны способы с принудительным закрытием летки: скользящим шиберным затвором, закрепленным на кожухе летки и перемещаемым гидроприводом; пневматическим устройством, представляющим собой чугунное сопло, закрепленное с помощью кронштейна на корпусе конвертера. В нужный момент сопло, через которое идет воздух под давлением, поворотом кронштейна вводят в канал летки снизу, при этом запорный эффект создается сжатым воздухом.

Легирование стали

Выплавка легированных сталей в кислородных конвертерах сопряжена со значительными трудностями, поскольку большинство легирующих элементов нельзя вводить в конвертер из-за возможности их полного или частичного окисления, а в случае ввода в ковш количество добавок ограничено, так как возможно чрезмерное охлаждение жидкой стали и неравномерное распределение вводимых элементов в объеме жидкого металла. Не представляет сложности легирование лишь теми элементами, у которых химическое сродство к кислороду меньше, чем у железа, и которые при введении в конвертер не окисляются (никель, медь, молибден, кобальт); их чаще всего вводят в конвертер в составе шихты. Легирование другими элементами осуществляют в ковше следующими методами.

Легирование твердыми ферросплавами. Это наиболее широко применяемый и простой метод. В цехах, где нет установок внепечной обработки стали, все легирующие вводят в ковш во время выпуска металла. При этом ферросплавы с

элементами, обладающими высоким химическим сродством к кислороду (Ti, Zr, Ca, Ce и т.д.), а также с ванадием и ниобием вводят в ковш после дачи всех раскислителей. Часто применяемый для легирования хром вводят иногда в виде феррохрома, но лучше использовать экзотермический феррохром, растворение которого в жидком металле идет без затраты тепла, или силикохром, более легкоплавкий, чем феррохром, и требующий меньших затрат тепла на растворение.

Определяя расход ферросплавов, учитывают, что часть легирующих элементов угорает (окисляется и испаряется). Величину угара каждого элемента, которая тем выше, чем выше сродство элемента к кислороду, определяют опытным путем, обобщая результаты ранее проведенных плавов.

Из-за возможного охлаждения жидкой стали и неравномерного при этом распределения элементов количество вводимых добавок ограничено и этим методом получают низколегированные стали с общим содержанием легирующих элементов не выше 2-3 %.

В цехах с установками внепечной обработки (доводки стали в ковше, вакуумирования) легирующие вводят так же, как и раскислители, в последовательности, определяемой их химическим сродством к кислороду. В ковш при выпуске вводят ферросплавы, содержащие элементы со сравнительно невысоким сродством к кислороду (Cr, Mn и реже V, Nb, Si). При выпуске производят отсечку конвертерного шлака и в ковше наводят шлаковый покров (подробнее это описано в разделе "Раскисление"), защищающий металл от окисления и охлаждения, после чего ковш передают на установку внепечной обработки. Здесь в объем перемешиваемого металла вводят алюминий и сплавы с другими элементами, обладающими высоким сродством к кислороду. Степень их усвоения сталью значительно повышается по сравнению с усвоением при введении в ковш в процессе выпуска.

Для повышения степени усвоения широкое применение нашел способ введения алюминия в объем металла в виде проволоки с помощью трайб-аппарата; ряд других элементов рекомендуется вдувать в металл в струе аргона (например, кальций), вводить в виде проволоки, имеющей стальную оболочку и наполнитель из легирующего элемента.

В процессе внепечной обработки отбирают пробы металла и на основании результатов анализа проводят корректировку

содержания вводимых легирующих элементов. Благодаря перемешиванию металла в процессе внепечной обработки, равномерное распределение элементов в объеме ковша достигается при введении добавок в количестве до 3—4 %.

Легирование жидкими ферросплавами. Способ заключается в том, что при выпуске стали из конвертера в ковш заливают легирующие добавки, предварительно расплавленные в индукционной или дуговой электропечи. Метод позволяет вводить в сталь большое количество легирующих, но обладает существенным недостатком — необходимо иметь в цехе дополнительный плавильный агрегат, что усложняет организацию работ в цехе.

Легирование экзотермическими ферросплавами. Ферросплавы в виде брикетов вводят в ковш перед выпуском в него стали. В состав брикетов, помимо измельченных легирующих (феррохрома, ферромарганца и др.), входят окислитель (например, натриевая селитра), восстановитель (например, алюминиевый порошок) и связующие (каменноугольный пек и т.д.). При растворении брикетов в стали алюминий окисляется за счет кислорода, содержащегося в натриевой селитре; выделяющееся тепло расходуется на расплавление легирующих. Подобным методом с успехом вводят в сталь до 4 % легирующих элементов. Способ не нашел широкого применения из-за трудностей в организации производства брикетов.

б. Тепловой режим

Сталь, выпускаемая из конвертера, должна быть нагрета до температуры 1600—1660 °С, в то время как заливаемый в кислородный конвертер чугун обычно имеет температуру 1300-1450 °С. Источником тепла для нагрева стали, шлака, отходящих газов, а также для компенсации теплопотерь при плавке является тепло, выделяющееся при окислении примесей чугуна. Величины тепловых эффектов реакций окисления составляющих жидкого металла приведены в табл. 5.

Расчеты теплового баланса и практика показывают, что общее количество тепла, выделяющегося при окислении примесей чугуна при любом его составе, значительно превышает потребность в тепле для нагрева стали до температуры выпуска и для компенсации теплопотерь. Если в конвертере перерабатывать один чугун, то температура металла в конце

растворенных в железе элементов

Реакция		Тепловой эффект ¹
—Д#, Дж/моль	кДж/	кДж/л кг
745800	26640	
$[C] + 1/2O_2 = CO [C]$		
$+ O_2 = CO_2$	7000	
	4740	
	7330	
P_2O_5	19210	
	11090	
	34670	

¹Стандартный тепловой эффект окисления с учетом теплоты растворения жидкого элемента в жидком железе.

Т а б л и ц а б. Соотношение между приходными и расходными статьями теплового баланса

Приход тепла	Приход тепла, %	Расход тепла	Расход тепла, %
Физическое тепло		Физическое тепло	
чугуна	49-53	стали	69-72
Тепло реакций окисления . .	45-49	В том числе на нагрев и расплавление	15-21
В том числе:		Физическое тепло	
углерода до CO	17-22	шлака	12-17
углерода до CO ₂	6-7,5	Физическое тепло	
кремния . .	6,5-10,5	газов	6,5-94
марганца . .	0,6-2,5	Тепло, уносимое	
железа . .	5-8	плавильной пылью	1,5-2,0
фосфора . .	0,5-1,5	Потери тепла	1,8-3,0
Тепло реакций шлакообразования	2,5-5	В том числе:	
		через корпус	0,3-0,7
		с водой фурмы	0,4-0,7
		через горловину излучением	
		и конвекцией	1,1-2,0
Всего	100,0	Всего	100,0

Примечание. Общий приход (расход) тепла составляет 180-200 МДж/100 кг шихты.

продувки была бы 1850-1900 °С, что недопустимо. Поэтому при кислородно-конвертерной плавке всегда применяют охладители (обычно стальной лом). Расход охладителей определяют на основании расчета теплового баланса плавки; он должен быть таким, чтобы поглощалось все избыточное тепло и при этом обеспечивалось бы получение требуемой температуры металла перед выпуском из конвертера.

В табл. 6 приведены данные о тепловом балансе конвертерных плавок при использовании в качестве охладителя стального лома. Основные приходные (вносящие тепло) статьи теплового баланса—это физическое тепло жидкого чугуна и тепло экзотермических реакций окисления; немного тепла дают экзотермические реакции шлакообразования (реагирования CaO с SiO₂ и CaO с P₂O₅). С учетом того, что около 50% вносимого тепла приходится на долю жидкого чугуна, очень важно проведение мероприятий по увеличению температуры заливаемого чугуна. Из экзотермических реакций окисления первое место по количеству вносимого тепла занимает реакция окисления углерода (несмотря на то, что около 30% этого тепла уносится из конвертера газообразными продуктами реакции—CO и CO₂), на втором месте стоит реакция окисления кремния, на третьем—реакции окисления железа в шлак; роль окисления прочих составляющих металла менее значительна.

Особо следует подчеркнуть роль изменения количества кремния в перерабатываемом чугуне. Поскольку тепловой эффект реакции окисления кремния велик, изменение его содержания в чугуне очень сильно влияет на величину прихода тепла и температурные условия плавки (конечную температуру металла и расход охладителей).

Основные расходные статьи теплового баланса: тепло, уносимое жидкой сталью и шлаком, а также конвертерными газами; из общего количества тепла, идущего на нагрев стали (69-72%) 15-21% расходуется на нагрев и расплавление стального лома. К основным видам потерь тепла относятся потери в окружающую атмосферу через корпус конвертера, температура которого составляет 120-350 °С; потери с охлаждающей фурму водой; потери на нагрев футеровки, охлаждающейся в межпродувочные периоды, которые можно подсчитать как сумму потерь излучением через горловину конвертера и в результате свободной конвекции воздуха в

полости конвертера. Необходимо подчеркнуть, что при увеличении простоев конвертера между плавками теплотери излучением и конвекцией сильно возрастают.

Охладители конвертерной плавки. В качестве охладителей можно использовать стальной лом, железную руду, известняк, окалину, железорудные агломерат и окатыши, доломит и др. Обычно используют стальной лом. Это объясняется тем, что он заменяет значительную часть дорогостоящего чугуна, снижая стоимость стали; кроме того, при снижении расхода чугуна отпадает необходимость в дополнительных мощностях по выплавке чугуна, производству кокса, добыче и обогащению железных руд. При использовании стального лома избыточное тепло процесса расходуется на его нагрев и расплавление, охлаждающая способность 1 кг лома составляет 1410 кДж (при 1620 °С); расход лома по условиям теплового баланса не превышает 25—27% от массы металлической шихты

Железную руду, окалину, окатыши, известняк, иногда известь и другие добавки обычно используют для корректировки температуры металла — вводя небольшими порциями по ходу продувки или в ее конце в случае получения на той или иной плавке избыточной температуры металла. Руду, окалину, окатыши и агломерат, содержащие оксиды железа, иногда применяют также для ускорения шлакообразования, загружая в конвертер в начале продувки. При использовании руды избыточное тепло расходуется на ее нагрев и восстановление железа из оксидов; восстановленное железо несколько повышает выход годной стали. Охлаждающее воздействие руды в 3,0—3,8 раза выше охлаждающего воздействия равного количества лома.

При использовании в качестве охладителей известняка и доломита тепло расходуется на разложение CaCO_3 и MgCO_3 . Редкое использование этих охладителей связано с тем, что они не увеличивают выход годного металла.

7. Потери металла при продувке

При продувке в конвертере имеют место значительные потери металла, которые складываются из потерь с пылью, выносимой отходящими газами, с выбросами и выщесом капель металла с отходящими газами, в виде неизбежного угара примесей, с оксидами железа шлака и в виде корольков в шлаке.

Неизбежный угар примесей. В процессе продувки окисляется весь кремний, большая часть углерода и марганца чугуна, а также часть железа. Обычно неизбежный угар составляет 5-6% от массы продуваемого чугуна и возрастает при увеличении содержания в чугуне окисляющихся примесей. При использовании стального лома неизбежный угар снижается, так как содержание окисляющихся элементов в ломе значительно ниже, чем в чугуне. Замена каждые 10% чугуна металлоломом снижает неизбежный угар примерно на 0,7 %.

Потери в виде пыли. В подфурменной реакционной зоне из-за высоких температур (2000-2600 °С) испаряется много железа. Пары в конвертере частично окисляются, в основном до FeO , и в виде дисперсных частиц уносятся с отходящими газами (при контакте с воздухом вне конвертера частицы пыли мгновенно окисляются до Fe_2O_3 , имеющего бурую окраску, в связи с чем эти газы с пылью называют "бурым дымом"). Содержание пыли достигает 250 г/м³ газа, потери железа с пылью составляют около 1 %. Эти потери уменьшаются при сокращении длительности продувки.

Выбросы металла и шлака наблюдаются на отдельных плавках в период наиболее интенсивного окисления углерода, то есть тогда, когда в результате вспенивания пузырьками СО уровень металла и шлака в конвертере сильно повышается, достигая горловины. Природа возникновения выбросов пока полностью не объяснена, но выявлены основные факторы, способствующие их появлению: недостаточный удельный объем и высота конвертера; чрезмерное увеличение интенсивности подачи кислорода, поскольку при этом ускоряется обезуглероживание и образующиеся пузыри СО усиленно вспенивают ванну; увеличение количества шлака и сильное повышение его окисленности, вызывающее резкое увеличение скорости окисления углерода и вспенивание ванны; холодное начало продувки, обычно сопровождающееся переокислением шлака, которое в последующем вызывает за счет накопившихся в шлаке оксидов железа периодические ускорения окисления углерода и тем самым вспенивание ванны пузырями СО.

Для ликвидации возникших выбросов применяют ряд мер: снижение расхода кислорода, присадку небольших порций извести, опускание кислородной фурмы на 100-250 мм, остановку продувки, слив части шлака из конвертера. Общие потери металла с выбросами и выносами составляют 1—1,5 %.

Выносы. В результате дробления металла кислородными струями и выплесков, вызываемых выделением пузырей СО, в процессе продувки над ванной всегда образуются мелкие капли (брызги) металла. Эти капли могут быть вынесены из конвертера через горловину высокоскоростным потоком отходящих газов или задерживаться в слое шлака.

Вынос мелких капель металла обычно наблюдается в начале продувки, когда поверхность металла не защищена шлаком, и в период свертывания шлака; выносы усиливаются при приближении фурмы к ванне. Для уменьшения количества выносов следует обеспечить раннее шлакообразование и не допускать свертывания шлака по ходу продувки.

Оксиды железа, содержащиеся в шлаке. Вместе со сливаемым из конвертера шлаком теряется значительное количество окислившегося железа, которое находится в шлаке в виде оксидов FeO и Fe₂O₃. Эти потери железа составляют 1—2,5 % от массы металла в конвертере и возрастают при увеличении количества шлака и его окисленности, которая тем выше, чем ниже содержание углерода в металле в момент окончания продувки.

Корольки в шлаке. Со сливаемым шлаком теряется 0,3—0,8% железа в виде корольков—мелких капель, запутавшихся в шлаке. Количество корольков шлака изменяется в пределах от 2 до 6 % и зависит от вязкости шлака. В густых шлаках запутывается больше корольков, чем в жидкоподвижных. Для уменьшения потерь в виде корольков следует избегать чрезмерного увеличения количества и вязкости шлака.

Выход жидкой стали при кислородно-конвертерном процессе с учетом всех потерь составляет 89—91 % от массы металлической шихты.

8. Основные технические показатели

Производительность конвертеров. Работу конвертеров характеризуют годовой, а также часовой производительностью. Годовую производительность в слитках (т/год) можно подсчитать по следующей формуле:

где T — вместимость конвертера по массе жидкой стали, т; 306

1440 — число минут в сутках; t — длительность плавки, мин; n — число рабочих суток в году; a — выход годных слитков по отношению к массе жидкой стали, % (при разливке в изложницы a равно 97,5-99,5 %; при непрерывной разливке 95-97%). Иногда под T подразумевают массу металлической шихты; в этом случае a — это выход годных слитков по отношению к массе металлической шихты.

Часовую производительность (т/ч) можно определить из соотношения: $1/T_{\text{час}} = T/60/t$. Для крупнотоннажных конвертеров (250—350 т) она достигает 400—500 т/ч.

Длительность плавки (г) и отдельных ее периодов в соответствии с существующими нормами приведена в табл. 7. Действительная длительность плавки в отечественных конвертерных цехах составляет 45—50 мин; она больше нормативной в связи с большей длительностью продувки (13—20 мин вместо 12), простоями конвертеров при корректирующих операциях и большей длительностью загрузки лома. Число рабочих суток (л) в году зависит от организации работы конвертеров в цехе. При установке в цехе 2—4 конвертеров, один из которых постоянно находится в ремонте или резерве, число рабочих суток работающих конвертеров принимают равным 365. При отсутствии резервного конвертера величина n для каждого из работающих конвертеров уменьшается в связи с простоями на ремонтах футеровки **Т а б л и ц а 7. Длительность (г) периодов конвертерной плавки**

Период плавки	t , мин, в конвертерах различной вместимости, т			
	400	300	200	160
Загрузка лома ...	2	2	2	2
Заливка чугуна . .	2	2	2	2
Продувка	12	12	12	12
Отбор проб,	ожидание	замер	тем	ана
ператеры,				
лиза	4	4	4	4
Слив металла ...	7	6	5	4
Слив шлака	3	2	2	2
Подготовка конвертера	3	3	3	3
Неучтенные задержки	3	3	3	3
Всего	36	34	33	32

и газоотводящего тракта и горячими простоями и может быть определена по формуле

$$\alpha = 365 - n_{\text{хр}} - n_{\text{м}} - n_{\text{л}} - n_{\text{г}},$$

где $n_{\text{хр}}$, $n_{\text{м}}$, $n_{\text{л}}$ и $n_{\text{г}}$ — соответственно простои конвертера (сут/год) на холодных ремонтах, при торкретировании, во время горячих простоев и при ремонтах газоотводящего тракта. Величину этих простоев определяют с учетом следующего.

Длительность холодного ремонта (замена рабочего слоя футеровки) для конвертеров вместимостью 160, 200, 300 и 400 т равна соответственно 72, 81, 102 и 130 ч. Интервал между холодными ремонтами (стойкость рабочего слоя футеровки) составляет 500—600 плавов, а при торкретировании футеровки возрастает до 1000 плавов и более.

Горячие простои составляют ~ 2 % календарного времени, простои на ремонтах газоотводящего тракта — два раза в год по 14 сут и один раз в шесть лет длительностью 53 сут, простои на торкретировании — 1,5—2 % календарного времени.

Расход металлической шихты в отечественных конвертерных цехах составляет 1120—1165 кг/т стали; расход смоло-связанных огнеупоров на ремонт конвертеров 2—5 кг/т, общий расход огнеупоров по цеху 10–21 кг/т. Расход извести составляет 6—8 %, плавикового шпата 0,15–1,0 %. Расход кислорода на продувку равен 47—60 м³/т.

Выход жидкой стали по отношению к массе металлической шихты определяется величиной потерь металла при продувке и обычно составляет 89—91 %. Количество образующегося шлака равно 11—17 % от массы плавки; количество отходящих конвертерных газов равно 4–10 м³/(т • мин), оно тем больше, чем выше интенсивность продувки кислородом.

Выплавка стали на одного работающего в конвертерном цехе колеблется в широких пределах от 1800 до 4350 т/г.

§ 5. КОНВЕРТЕРНЫЕ ПРОЦЕССЫ С ДОННОЙ ПРОДУВКОЙ КИСЛОРОДОМ

Впервые продувка чугуна в конвертере чистым кислородом, подаваемым через огнеупорные фурмы в днище; была опробована в нашей стране в 1944 г. На опытных плавках футеров-

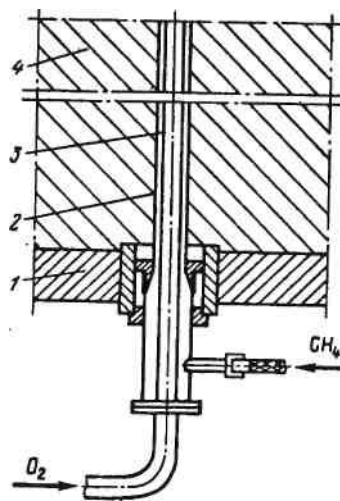
ка днища конвертера разрушалась за несколько минут в связи с тем, что у фурм возникают зоны высоких (до 2500 °С) температур в результате выделения тепла от реакций окисления составляющих чугуна. Проводившиеся впоследствии в нашей и ряде других стран исследования привели к разработке метода введения кислорода в виде струй, окруженных кольцевой защитной оболочкой из углеводородов или инертного газа. Оболочка вокруг кислородной струи предотвращает контакт кислорода с чугуном у фурм; смешивание кислорода с чугуном и реакции окисления с выделением тепла происходят на расстоянии от фурм в объеме металла, что исключило перегрев футеровки днища и обеспечило достаточно высокую стойкость днищ. Схема донной продувки кислородом показана на рис. 81, б.

Для создания защитной оболочки вокруг кислородной струи подают тонкий слой природного газа (его основу составляет метан CH₄), пропана (C₃H₈) и иногда жидкого топлива (сложные углеводороды типа C₇H₁₆). При их разложении образуются водород и углерод (например: CH₄ = 2H₂ + C), которые частично окисляются, и в объеме металла помимо продукта окисления углерода чугуна — СО дополнительно появляются H₂, H₂O, СО и СО₂. Расход природного газа составляет 6—10, пропана около 3,5 % от расхода кислорода.

В промышленном масштабе процесс донной продувки кислородом был внедрен в 1967—68 гг. на одном из заводов ФРГ и получил название процесса ОБМ, модификации этого процесса получили название в США — процесс КУ-БоП, во Франции — ЛВС, в ГДР — КЕК. Первоначально на донную продувку были переведены томасовские конвертеры в Западной Европе.

Особенности устройства конвертера

Конвертеры для донной кислородной продувки имеют отъемное днище, а в остальном схожи с конвертерами верхней продувки. Отличие в том, что удельный объем ($V_{\text{уд}} = 0,6—0,9$ м³/т) и величина отношения высоты рабочего объема к диаметру ($H/D = 1,2–5–1,3$) меньше, чем у конвертеров верхнего дутья. Объясняется это тем, что при подаче кислорода снизу через большое число фурм уменьшается вспенивание ванны и вероятность выбросов, а также тем, что увеличение диаметра конвертера позволяет разместить в днище больше донных фурм.



В днище устанавливают 8-20 фурм. Фурма (рис. 96) выполнена из двух концентрически расположенных труб; по средней трубе из нержавеющей стали или меди с внутренним диаметром 24—50 мм подают кислород, внешняя труба из нержавеющей стали образует кольцевой зазор толщиной 0,5-2 мм вокруг наружной.

Рис. 96. Фурма для донной продувки кислородом:
1 - корпус дна; 2 — наружная трубка;
3 — внутренняя трубка; 4 — футеровка

Через зазор подается защитная среда — газообразные углеводороды, препятствующие контакту кислорода с жидким чугуном вблизи фурм и днища. Трубки, подводящие газы к донным фурмам, проходят через высверленные в цапфах конвертера каналы (см. рис. 81, б); в период продувки через фурмы вдувают кислород и углеводороды, в конце продувки-аргон для удаления из металла водорода и в межпродувочные периоды — азот, чтобы предотвратить засорение фурм и их перегрев.

Рабочий слой футеровки выкладывают из тех же огнеупоров, что и у конвертеров верхней продувки, стойкость футеровки составляет 400-900 плавок. Для футеровки днища необходимы более стойкие огнеупоры, лучшие результаты получены при кладке днища из магнезитоуглеродистых кирпичей. Стойкость днища на отдельных заводах доведена до стойкости футеровки стен; зачастую она ниже и за время кампании конвертера приходится один—два раза заменять днище. Замена длится 12-20 ч.

Технология плавки

Для переработки обычных низкофосфористых (<0,3%P) чугунов применяют две разновидности технологии донной продувки - с применением кусковой или порошкообразной извести.

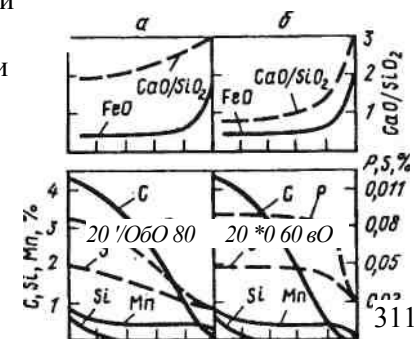
Плавка с применением кусковой извести. В наклоненный конвертер загружают стальной лом, затем заливают жидкий чугун, при этом необходимо, чтобы чугун не достигал донных фурм. Далее подают кислородное дутье и, поворачивая конвертер в вертикальное положение, начинают продувку, после чего загружают шлакообразующие - известь и плавленый шпат.

В период продувки протекают те же процессы, что и при верхнем дутье, однако в поведении составляющих металла и шлака имеется ряд отличий, отраженных на рис. 97, б и обусловленных, в первую очередь, очень интенсивным перемешиванием металла и шлака при донном дутье. В результате интенсивного перемешивания металла со шлаком получает сильное развитие реакция $[C] + (FeO) = CO + Fe$; вследствие этого содержание (FeO) в шлаке по ходу продувки не превышает 5—6 %. Лишь после окончания окисления углерода (при его содержании < 0,1 %) начинается окисление железа и поэтому резко возрастает содержание FeO в шлаке. Вместе с тем при равном содержании углерода в металле оно ниже, чем при верхней продувке.

Из-за малого количества в шлаке FeO известь растворяется очень медленно. Активное ее растворение и увеличение основности шлака происходит (рис. 97, б) лишь в конце продувки, после того как в шлаке возрастает содержание FeO и углерод окислится до < 0,1 %. Поэтому содержание фосфора и серы в металле в течение почти всей продувки остается неизменным, их удаление начинается лишь после формирования основного шлака, т.е. в конце продувки (рис. 97, б). В связи с этим 30 для получения стали с низким $f_{\%}$ содержанием фосфора и серы »₁₀ необходима продувка до очень "*" низких (< 0,05 %)

содержаний углерода в металле.

Рис. 97. Изменение состава металла и шлака при донной продувке кислородом с применением порошкообразной (а) и кусковой (б) извести



Из-за низкого содержания FeO в шлаке реакция окисления марганца $[Mn] + (FeO) = (MnO) + Fe$ получает ограниченное развитие и количество окисляющегося за время продувки марганца (30—40%) меньше, чем при верхней продувке (~70%).

Продувку заканчивают после получения необходимых низких содержаний фосфора и серы в металле. После окончания кислородной продувки проводят кратковременную (20—60 с) продувку металла аргоном или азотом. Это необходимо для удаления избыточного водорода, в связи с тем что вдуваемые в металл углеводороды вследствие высоких температур разлагаются и образующийся при этом водород растворяется в металле. Количество водорода достигает 6—10 см³/100 г металла, что недопустимо для сталей многих марок, продувка нейтральным газом обеспечивает снижение содержания водорода до допустимых пределов (3—4 см³/100 г металла). Общая длительность продувки равна 8—13 мин.

При выпуске металла в ковш производят раскисление и, как правило, науглероживание, поскольку металл в конце продувки содержит < 0,05 % C.

Плавка с применением порошкообразной извести. После загрузки лома и заливки чугуна начинают продувку; в течение первых 1/2—2/3 ее длительности в струе кислорода вдувают порошкообразную известь, иногда с добавкой плавикового шпата; размер частиц извести должен быть менее 0,15 мм.

Содержание FeO в шлаке, как и при использовании кусковой извести, по ходу продувки не превышает 5-6 %, но характер шлакообразования, дефосфорации и десульфурации иной (см. рис. 97, а).

Благодаря применению порошкообразной извести и активному перемешиванию уже в начале продувки формируется шлак с высоким содержанием оксида кальция и начинается удаление в шлак фосфора и серы. Это позволяет получать достаточно низкие концентрации вредных примесей при сравнительно высоком содержании углерода в металле, т.е. выплавлять средне- и высокоуглеродистые стали.

В связи с интенсивным перемешиванием ванны реакции между шлаком и металлом в большей степени, чем при верхнем дутье, приближаются к равновесию, поэтому обеспечиваются более полное удаление в шлак фосфора и серы, более низкая окисленность металла. Содержание марганца в крице

продувки, так же как и при работе с кусковой известью, выше, чем при верхнем дутье.

Продувку заканчивают при заданном содержании углерода; после достижения этого содержания вместо кислорода и углеводородов через фурмы в течение 20—60 с вдувают инертные газы для удаления водорода.

Основные показатели обоих вариантов донной продувки: длительность продувки 8-13 мин; интенсивность продувки 3-6 м³/(т • мин); расход извести 40-70 кг/т стали; удельный расход кислорода 45—55 м³/т, природного газа 4-5 м³/т, пропана 1,5 м³/т, жидкого топлива 1,5 л/т. Расход азота (аргона) на продувку металла 2-4 м³/т, общий расход на продувку и на подачу в фурмы в межпродувочные периоды достигает 15—20 м³/т.

Достоинства и недостатки процесса

Одно из достоинств донной продувки — возможность выплавки стали с очень низким (до 0,02%) содержанием углерода без переокисления шлака; при верхней же продувке окисление углерода до содержаний ниже 0,05 % обычно не ведут, так как при этом сильно окисляется железо и велики его потери со шлаком в виде оксидов. Более полное и быстрое окисление углерода при донной продувке объясняется следующим: интенсивное перемешивание, подача дутья через несколько фурм и появление газообразных продуктов диссоциации углеводородов существенно увеличивают поверхность контакта металл—газ, что облегчает образование и выделение пузырьков окиси углерода, т.е. протекание реакции $[C] + 1/2 O_2 = CO$; газообразные продукты разложения углеводородов разбавляют CO, понижая парциальное давление CO в зоне реакции, что способствует сдвигу равновесия реакции вправо; вследствие интенсивного перемешивания металла и шлака дополнительное количество углерода окисляется за счет реагирования с оксидами железа шлака.

Другими преимуществами донной продувки по сравнению с верхней являются: меньшее вспенивание ванны и отсутствие выбросов; более низкая окисленность шлака и металла; уменьшение выноса пыли, поскольку наиболее крупные частицы поглощаются при прохождении через слой металла и шлака; повышение выхода годной стали на 1-1,5 % в связи с отсутствием выбросов и меньшими потерями железа с оксида-

ми шлака и в виде пыли; уменьшение количества окисляющегося при продувке марганца; меньшая высота конвертерной установки в связи с отсутствием вертикально перемещаемых фурм.

Недостатки процесса донной продувки: снижение на 2—4 % количества перерабатываемого лома вследствие затрат тепла на разложение углеводородов и уменьшения прихода тепла от окисления железа в шлак; формирование основного шлака и, соответственно, удаление фосфора и серы лишь в конце продувки (этого можно избежать, применяя порошкообразную известь, но требуется сложное оборудование для ее помола и вдувания); необходима дополнительная продувка металла нейтральным газом для удаления водорода и подача газа через фурмы в межпродувочные периоды; сложность конструкции и эксплуатации днища с системой подвода кислорода, углеводородов и нейтральных газов; простой конвертера при смене днищ.

В связи с этими недостатками процесс донной продувки не нашел широкого применения; в 1986 г. в мире работали 25, а в 1988 г. около 20 конвертеров донной продувки.

§ 6. КОНВЕРТЕРНЫЕ ПРОЦЕССЫ С КОМБИНИРОВАННОЙ ПРОДУВКОЙ

Комбинированная продувка, т.е. продувка кислородом через фурму сверху в сочетании с подачей различных газов через днище снизу (рис. 81, в) получает все более широкое распространение. На начало 1986 г. в капиталистических и развивающихся странах из 345 эксплуатируемых конвертеров работали с донной продувкой 25, а с комбинированной - 142 конвертера. Широкое распространение сравнительно недавно возникшего способа продувки объясняется тем, что в рамках одной технологии одновременно реализуются основные преимущества как верхней, так и донной продувки. Основным сохраняемым преимуществом верхней продувки является раннее формирование основного шлака; основным сохраняемым достоинством донной продувки - интенсивное перемешивание ванны, в том числе металла и шлака, в связи с чем понижается их окисленность, улучшаются дефосфорация и десульфурация металла, уменьшается вспенивание ванны, возможно увеличение расхода лома и др.

Находят применение много разновидностей комбинированной продувки, которые помимо подачи кислорода через фурму сверху включают следующие способы подачи газов через днище (снизу):

—нейтральных газов (Ar , N_2) и реже CO_2 через пористые огнеупорные блоки в днище, за рубежом этот процесс получил название ЛБЕ;

—нейтральных газов через фурмы, выполненные в виде трубок, каналов в футеровке, кольцевых щелей; применяемые разновидности способа за рубежом— ЛД—ЦБ, ТБМ, ЛД—КГ, ЛД—ОТБ, НК—КБ, ЛД—КБ, ЛДС, НК—ЦБ, ЛД—КГЦ, ЛД—АБ;

—кислорода, иногда с CO_2 , через донные фурмы в кольцевой защитной оболочке из углеводородов (ЛД—ОБ, ЛД—ХЦ, ЛЕТ);

—кислорода с нейтральными газами в кольцевой оболочке из нейтральных газов (СТБ);

—воздуха в кольцевой защитной оболочке из нейтральных газов (БАП);

—кислорода с порошкообразной известью в кольцевой защитной оболочке (К—ОБМ, К—БОП), при этом подача кислорода сверху может производиться через специальные фурмы в верхней конусной части конвертера.

В процессах комбинированной продувки с вдуванием кислорода снизу его расход через дно составляет 10—20 % общего расхода и иногда более, а интенсивность продувки через днище достигает 1-1,5 м³/(т • мин); в процессах с подачей через дно лишь инертных газов интенсивность продувки через дно составляет 0,02-0,25 м³/(т • мин). В зарубежной практике наиболее широко распространен процесс ЛБЕ — продувка кислородом сверху и нейтральными газами снизу через пористые огнеупорные блоки в днище. Это объясняется тем, что из-за малого диаметра (1—1,5 мм) газопроводящих каналов (пор) в пористых блоках, жидкий металл не затекает в них даже при прекращении подачи газа. Поэтому в любой момент можно изменить расход нейтрального газа или прекратить его подачу, гибко варьируя технологию продувки.

Необходимо отметить, что различия между многими процессами комбинированной продувки незначительны, большое же число названий связано в основном с престижными и патентными интересами частных металлургических фирм.

Особенности устройства конвертера

Можно выделить две разновидности конвертеров для комбинированной продувки. Одна из них — это конвертеры для продувки кислородом сверху и через дно. Они ничем не отличаются от конвертеров донной продувки, имеют вставное днище с фурмами для подачи кислорода в кольцевой защитной оболочке (см. рис. 96).

Другая разновидность — это конвертеры для продувки кислородом сверху и нейтральными газами через дно; зачастую это переоборудованные конвертеры верхнего дутья. Конвертеры этой разновидности оборудованы вставными днищами с устройствами для вдувания газов и системой подвода газов к днищу через полые цапфы конвертера. Для рабочего слоя футеровки конвертера, как и у конвертеров верхней продувки применяют в основном безобжиговые смоло- и пеко-связанные огнеупоры на основе CaO и MgO . В футеровке днищ эти огнеупоры показали низкую стойкость, поэтому применяют магнетитохромитовые, магнетитоуглеродистые огнеупоры и разрабатывают новые, более стойкие в условиях службы днища.

Для вдувания нейтральных газов в футеровке днища устанавливают 4—16 фурменных устройств — огнеупорных блоков, в которых имеются газопроводящие каналы. Применяют блоки с одним газопроводящим каналом (рис. 98, а), с несколькими (б) и пористые, с направленной пористостью (в). В поперечном сечении каналы могут быть круглыми или иметь форму плоской либо кольцевой щели. Чаще применяют блоки с каналами круглого сечения; они представляют собой либо круглое отверстие в огнеупоре, как это показано на рис. 98, а, либо вмонтированную

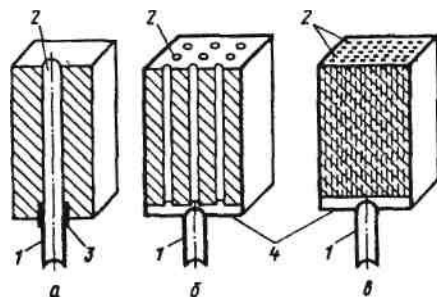


Рис. 98. Разновидности огнеупорных блоков (фурм) с одним газопроводящим каналом (а), с несколькими (б), с направленной пористостью (в) для подачи нейтральных газов через дно: 1 — газопроводящая трубка; 2 — каналы; 3 — закладная втулка; 4 — кассета из стальных листов

в огнеупор стальную трубку. Диаметр канала в одноканальных блоках достигает 8 мм. Пористый блок сечением 100 x x 150 мм может иметь до 50 каналов диаметром 1-1,5 мм.

Нейтральный газ подводят либо непосредственно к каналу блока (на рис. 98, а — через вмонтированную в огнеупор цилиндрическую втулку 3), либо через охватывающую огнеупорный блок кассету 4 (рис. 98, б, в) из стальных листов. Фурменные блоки на разных заводах располагают разнообразными способами — в одной половине днища и по всей его площади, параллельными рядами и по окружности и другими способами, добиваясь за счет этого улучшения перемешивания и основных показателей плавки. Стойкость днищ обычно ниже стойкости футеровки стен, и днище приходится заменять чаще, чем футеровку стен.

Технология плавки

Многочисленные варианты комбинированной продувки можно в основном свести к двум разновидностям: *продувке кислородом сверху и снизу и продувке кислородом сверху и нейтральными газами снизу*. Как уже отмечалось, наибольшее распространение получила вторая разновидность комбинированной продувки, поскольку она может обеспечить высокую интенсивность перемешивания ванны и в то же время более проста и требует заметно меньших затрат при переоборудовании конвертера и цеховых коммуникаций на комбинированную продувку.

Ниже дана краткая характеристика технологии комбинированной продувки, основанной на опыте отечественных конвертерных цехов. Продувку кислородом сверху ведут через обычные и иногда через двухъярусные (см. § 7) фурмы. Нейтральные газы (N_2 , Ar) подают через одноканальные фурменные блоки, число которых изменяется от 4 до 10. Обычно снизу в течение большей части продувки подают азот, а в ее конце азот заменяют аргоном. Это делают, чтобы предотвратить растворение в металле азота, которое, как известно, усиленно идет при высоких температурах; в начале же продувки при низкой температуре металла азот в нем почти не растворяется, и поэтому используют менее дефицитный, чем аргон, и более дешевый азот.

Плавка состоит из тех же периодов, что и при верхней продувке (см. п. 1 § 4), иногда после окончания продувки

кислородом предусматривают дополнительный период- продувку аргоном длительностью до 3-6 мин. Режим подачи кислорода через верхнюю фурму (интенсивность продувки, изменение высоты положения фурмы по ходу продувки) примерно такой же, как и при верхней продувке. Режим подачи нейтральных газов через донные фурмы рекомендуется следующий.

Во время заправки лома, заливки чугуна подают азот с интенсивностью 0,015-0,05 м³/(т · мин). В течение первых 30% длительности продувки подают азот с расходом 0,02— 0,15 м³/(т · мин). В середине продувки (примерно от 30 до 65% ее длительности), когда велика скорость окисления углерода и ванна интенсивно перемешивается пузырями СО, расход азота снижают до 0,02-0,06 м³/(т · мин). В течение оставшегося времени кислородной продувки расход газа увеличивают до 0,08-0,30 м³/(т · мин), причем за 2-4 мин до окончания продувки азот обычно заменяют аргоном.

Во время поковки конвертера, отбора проб, ожидания анализа, слива металла и шлака через донные фурмы подают аргон или азот с расходом от 0,02 до 0,05— 0,08 м³/(т · мин). При появлении в ходе продувки признаков выбросов расход азота увеличивают до максимальной пропускной способности донных фурм.

Характер изменения состава металла и шлака по ходу продувки остается таким же, как и при верхней продувке (см. рис. 94). Вместе с тем, благодаря дополнительному перемешиванию ванны подаваемыми снизу газами, уменьшается вспенивание ванны и вероятность выбросов, снижается содержание FeO в шлаке (примерно на 5 %), повышается степень дефосфорации и десульфурации, уменьшается количество окисляющегося марганца.

Продувку заканчивают после получения в металле заданного содержания углерода. Иногда после окончания кислородной продувки проводят дополнительную продувку аргоном снизу в течение 1-3 мин с расходом до 0,3 м³/(т · мин); при этом снижается окисленность шлака и содержание углерода в металле в результате протекания реакции $(FeO) + [C] = Fe + CO$ и в металле снижается содержание фосфора (примерно на 20-30%) и серы (примерно на 10-25%). При выплавке особо низкоуглеродистых сталей кислородную продувку прекращают при содержании углерода в металле 0,03 -0,04% и затем ведут перемешивающую продувку аргоном в

течение 3—6 мин, получая низкоуглеродистый (до 0,01 % С) металл при невысоком содержании FeO в шлаке, т.е. без повышенного угара железа.

Основные достоинства комбинированной продувки при подаче нейтральных газов через дно в сравнении с верхней продувкой:

уменьшение вспенивания ванны и отсутствие выбросов;

более низкая окисленность шлака и металла в течение всей продувки;

более высокий выход годного металла из-за уменьшения выбросов и потерь железа со шлаком в виде оксидов;

более полное удаление в шлак фосфора и серы, что позволяет снизить расход шлакообразующих; кроме того, улучшается усвоение шлаком извести;

возможность выплавлять низкоуглеродистую сталь без получения переокисленного шлака и больших при этом потерь железа;

некоторое уменьшение количества окисляющегося при продувке марганца;

при технологии, предусматривающей дожигание СО в полости конвертера (см. § 7) лучшее усвоение ванны теплоты от дожигания СО, что позволяет увеличить расход лома в большей степени, чем при продувке сверху.

Недостатком процесса считают необходимость снижения расхода лома (или увеличения расхода чугуна на 5—10 кг/т стали) в связи с тем, что уменьшается приход теплоты от окисления железа в шлак и расходуется тепло на нагрев подаваемых в конвертер холодных нейтральных газов.

§ 7. ПЛАВКА С УВЕЛИЧЕННЫМ РАСХОДОМ ЛОМА

Стальной лом является охладителем конвертерной плавки, и по условиям теплового баланса его расход без принятия специальных мер не может превышать 25-27 % от массы металлической шихты. В то же время увеличение доли лома в шихте, т.е. замена им части жидкого чугуна, считается важной с точки зрения экономики задачей, поскольку чугун дороже лома и снижение его расхода позволяет обойтись без расширения производственных мощностей по добыче и подготовке руд, производству кокса, выплавке чугуна. В связи с этим в последние годы расширяются поиски технологических

приемов, позволяющих перерабатывать в кислородных конвертерах повышенное количество стального лома.

Опробованы и на отдельных заводах освоены несколько разновидностей технологии плавки с увеличенным расходом лома, применяемых как при продувке сверху, так и при процессах с донной и комбинированной продувкой кислородом.

Предварительный нагрев лома в конвертере. Оптимальной температурой нагрева лома в конвертере считают 600—800 °С, поскольку при более сильном нагреве появляются участки местного перегрева с расплавлением и переокислением лома; образующиеся в этих участках оксиды железа вызывают сильное местное разрушение футеровки, а при заливке чугуна вызывают появление выбросов.

Нагрев лома горелками. Загруженный в конвертер стальной лом подогревают с помощью газокислородной горелки, после чего заливают жидкий чугун и проводят плавку по обычной технологии. При этом достигают увеличения количества стального лома в шихте на 4—11 % (от массы шихты); длительность подогрева на разных заводах составляет 6—18 мин, расход природного газа 5—13 и кислорода на нагрев 15—20 м³/т стали. Длительность продувки в конвертере при этом сокращается на 1—3 мин, вследствие уменьшения количества окисляющегося углерода.

Недостатки способа: увеличение длительности плавки и низкий коэффициент (30—50 %) использования тепла топлива при обогреве лома факелом сверху.

Нагрев лома за счет сжигания угля. Вместе с ломом в конвертер загружают каменный уголь, антрацит, кокс. Далее сжигают это топливо, подавая кислород через верхнюю или донные фурмы, после чего заливают чугун и ведут продувку до заданного содержания углерода.

По опыту одного из отечественных заводов при расходе угля приблизительно 16 кг/т стали и длительности прогрева около 8 мин можно увеличить расход лома до 33 % от массы шихты.

Недостатки способа: увеличение длительности плавки, переход серы в металл из топлива, неравномерность прогрева лома по всему объему, приводящая к появлению участков с плавящимся металлом и участков с несгоревшим углем. В участках перегрева образующиеся оксиды железа вызывают усиленное местное разрушение футеровки.

Сжигание кускового топлива по ходу продувки. Топливо (уголь, антрацит, отходы производства кокса и др.) в виде кусков размером 6—25 мм загружают в конвертер после заливки чугуна или в начале продувки и, реже, под стальной лом. Расход топлива достигает 15—20 кг/т стали. При последующей продувке сверху углерод топлива окисляется до СО с выделением тепла. По опыту отечественных заводов при расходе угля 10 кг/т стали расход лома возрастает на 25—35 кг/т, примерно на 3 мин увеличивается длительность продувки, в готовой стали несколько возрастает содержание серы, которая переходит в металл из угля. Увеличение расхода топлива сверх 10 кг/т не рекомендуется, поскольку при этом наблюдаются неконтролируемые вспышки горения угля и выбросы.

Дожигание оксида углерода. В верхнюю часть полости конвертера над ванной подают кислород, обеспечивающий дожигание до СО₂ части оксида углерода, который выделяется из ванны в течение всей продувки в результате окисления содержащегося в металле углерода. Тепло, выделяющееся при реакции дожигания: $\text{CO} + 1/2\text{O}_2 = \text{CO}_2 + 282980 \text{ Дж/моль}$, передается ванне, что позволяет увеличить расход охладителя — стального лома. Достижимое на разных заводах увеличение расхода лома составляет 1,5—6 % от массы металлической шихты. Кислород для дожигания СО вводят иногда в верхней конусной части конвертера через специальные боковые фурмы, а чаще — ведя продувку сверху с помощью двухъярусной фурмы. Последняя отличается от обычной кислородной фурмы тем, что выше головки с соплами, подающими кислород в ванну, расположен ряд сопел, через которые кислород поступает в пространство над ванной; струи кислорода, подаваемого для дожигания СО, должны быть направлены вниз под углом около 30° к вертикали. Второй ярус сопел находится на расстоянии 1,65—2,5 м от головки фурмы. Двухъярусная фурма обычно имеет два самостоятельных тракта подвода кислорода: один к продувочным соплам и второй к соплам для дожигания. Расход кислорода для дожигания обычно не превышает 30 % от расхода на продувку.

При верхней продувке эффективность передачи тепла ванне от факела дожигания СО невелика (30—35 %); достигаемое снижение расхода чугуна составляет от 1,5 до 3—4 %. При комбинированной продувке из-за лучшего перемешивания ван-

ны коэффициент усвоения ею тепла дожигания повышается (иногда до ~ 60 %); достигнуто снижение расхода чугуна на 4—6 % от массы металлической шихты. Недостатком способа является перегрев футеровки в районе дожигания СО, т.е. в верхней части конвертера, и заметное снижение здесь стойкости футеровки.

Вдувание пылевидного угля. Молотый каменный уголь, антрацит и иногда кокс вдувают в металл через верхнюю или донные фурмы. Этот способ часто применяют в сочетании с дожиганием СО до CO_2 , что увеличивает приход тепла.

Вдувание угля через верхнюю фурму находит ограниченное применение. На одном из отечественных заводов при вдувании кокса в струе кислорода сверху в количестве 10—12 кг/т стали достигнуто увеличение расхода лома на 50 кг/т; вместе с тем примерно на 2 мин возрастает длительность продувки, что ведет к снижению производительности конвертера. В конвертерах, работающих с продувкой кислородом сверху и нейтральными газами снизу, освоено вдувание угля через верхнюю фурму в токе азота (способ АЛКИ, Люксембург). При расходе угля ~ 10 кг/т стали и дожигании СО до CO_2 расход лома увеличен на 50 кг/т при возрастании длительности продувки.

Разработано несколько разновидностей технологии вдувания пылевидного угля через донные фурмы. На одном из заводов Швеции в конвертерах с комбинированной продувкой освоено вдувание пылевидного угля и кокса через донные фурмы в струе азота; каждый кг вводимого в ванну топлива позволил увеличить расход лома на 4 кг. На ряде зарубежных заводов применяют разработанный в Германии способ КМС, позволяющий довести долю лома в шихте до 50—60 %. При этом в конвертер загружают стальной лом, далее его нагревают около 10 мин (примерно до 700 °С), подавая через донные фурмы кислород с топливом (угольной пылью, природным газом). Затем на нагретый лом заливают жидкий чугун, и около 30 мин ведут продувку ванны кислородом через донные фурмы. В течение большей части этой продувки в струе кислорода вдувают уголь с добавкой извести, при этом вдуваемый уголь окисляется с выделением тепла, нагревающего ванну, а содержание углерода в металле остается примерно постоянным. После прекращения подачи угля происходит окисление углерода металла до требуемого в выплав-

ляемой марке стали содержания. В течение всей плавки через специальную верхнюю фурму или боковые фурмы в конусной части конвертера вдувают кислород для дожигания СО. При 60 % лома в шихте общая длительность плавки в 130-т конвертере составляет ~ 65 мин, расход кислорода 120 м³/т, расход угля ~ 60 кг/т стали.

Перспективными считаются основанные на вдувании топлива с кислородом через донные фурмы процессы переработки в конвертерах шихты из 100 % стального лома — освоенный в Германии в промышленном масштабе процесс КС; процесс, разработанный Институтом черной металлургии (г. Днепропетровск) на опытном 1,5-т конвертере; процесс, разработанный на 10-т опытном конвертере НПО "Тулачермет"; процесс, опробованный в 160-т конвертерах Западно-Сибирского металлургического комбината. Все они предусматривают загрузку лома одной или несколькими порциями, иногда на оставленную от предыдущей плавки порцию жидкого металла, и последующее расплавление лома за счет подачи угля или природного газа с кислородом через донные фурмы; иногда дополнительно подают природный газ через фурму сверху или сжигают кусковой уголь, загружаемый вместе с ломом. После расплавления металла в конвертер зачастую загружают кусковой уголь и ведут продувку кислородом через дно и иногда через дно и сверху; через донные фурмы вместе с кислородом вдувают уголь с известью. Как при нагреве лома, так и во время продувки в верхнюю часть конвертера подают кислород для дожигания СО до CO_2 . Продувку жидкого металла ведут до получения заданного содержания углерода в металле; угля вдувают столько, чтобы обеспечивалась требуемая температура металла перед выпуском из конвертера. Работа 130-т конвертера КС характеризуется примерно следующими показателями: длительность плавки ~ 110 мин, расход угля 250—300 кг/т-стали, кислорода ~ 280 м³/т, природного газа ~ 30 м³/т, извести ~ 90 кг/т.

§ 8. ПЕРЕДЕЛ ВЫСОКОФОСФОРИСТЫХ ЧУГУНОВ

Во многих странах имеются крупные запасы фосфористых железных руд, и выплавляемый из них чугун содержит много (от 0,7—1,1 до 1,6—2,0%) фосфора. Для переработки таких чугунов обычная технология продувки сверху оказалась не-

эффективной, поскольку скорость формирования основного шлака из кусковой извести и интенсивность перемешивания металла и шлака были недостаточными для обеспечения быстрого и полного удаления в шлак больших количеств фосфора. Показатели таких плавов существенно ухудшались по следующим причинам: возрастала длительность продувки из-за необходимости вести ее "мягко", т.е. со сравнительно небольшим расходом кислорода, обеспечивая высокое содержание FeO в шлаке, что необходимо для ускорения растворения извести и более полного протекания реакции дефосфорации; приходилось значительно увеличивать количество шлака и в течение продувки обновлять его (сливать и наводить новый); возрастала длительность плавки в связи со сливом шлака, требующего остановки продувки, и в связи с длительным наведением нового шлака из-за медленного растворения кусковой извести; сильно снижался (до 85—84 % от массы металлической шихты) выход жидкой стали из-за больших потерь железа со шлаком, что связано с увеличенным количеством шлака и высоким в нем содержанием оксидов железа; снижалась стойкость футеровки в связи с большим количеством шлака и его высокой окисленностью; зачастую происходили выбросы.

В связи с этим со времени возникновения кислородно-конвертерного процесса было разработано много его разновидностей, более отвечающих условиям переработки высокофосфористых чугунов и, в первую очередь, обеспечивающих ускорение шлакообразования и лучшее перемешивание ванны.

Некоторые из этих процессов уже не применяются: буфер-шлаковый процесс с применением кусковой извести и продувкой сверху, проводимой так, чтобы в большей ее части вдуваемый кислород поступал лишь в шлак, не контактируя с металлом, что обеспечивало высокую окисленность шлака и улучшение дефосфорирующей способности; Помпе-процесс с продувкой сверху и применением кусковой извести размером 10—30 мм, с промежуточным сливом шлака и оставлением в конвертере части шлака от предыдущей плавки; роторный процесс, проводимый в цилиндрической вращающейся печи с промежуточным сливом шлака и подачей кислорода через две фурмы, одну из которых погружали в металл, а через другую подавали кислород на ванну для дожигания CO; процесс Калдо с промежуточным сливом шлака, проводимый в наклоненном под углом 17—20° к горизонту вращающемся конвертере с подачей кислорода через фурму, расположенную над ванной под углом 18—26° к ее поверхности.

В настоящее время из подобных процессов применяются процессы ЛД—АЦ и ОЛП и несколько разновидностей донной и комбинированной продувки.

Процессы ЛД—АЦ и ОЛП основаны на вдувании порошкообразной извести в струе кислорода через верхнюю фурму;

они разработаны и применяются в западноевропейских странах и различаются тем, что в процессе ЛД—АЦ часть извести (до 1/3 общего количества) применяют в кусковом виде. Ускорение дефосфорации при использовании порошкообразной извести (размер частиц 0,08-0,8 мм) объясняется тем, что в высокотемпературных зонах преимущественного окисления железа (у фурм) мелкие частицы извести быстро прогреваются и, реагируя с оксидами железа, превращаются в частицы шлака с высокой концентрацией CaO и FeO.

Плавка по технологии ОЛП и ЛД—АЦ состоит из двух периодов, разделенных промежуточным сливом шлака. Для ускорения шлакообразования в конвертере обычно оставляют часть конечного шлака предыдущей плавки. В конвертер с оставленным шлаком загружают лом и заливают чугун. Технология ЛД—АЦ предусматривает также загрузку кусковой извести (до 30 % от ее общего расхода). Далее ведут продувку, начиная подачу порошкообразной извести через 3—5 мин после ее начала; это позволяет избежать появления выбросов в начале плавки. Для быстрого формирования шлака с высоким содержанием оксидов железа, продувку начинают при повышенном положении фурмы, в дальнейшем ее постепенно опускают. Через 11—15 мин, когда большая часть фосфора переходит в шлак, продувку останавливают и сливают шлак. Металл при этом содержит 0,8—1,0 % C и 0,1—0,3 % P, а шлак 20-24 % P_2O_5 и 7-10 % FeO; этот фосфористый шлак используют в качестве удобрения.

Затем в конвертер загружают стальной лом и иногда железную руду и ведут продувку с подачей порошкообразной извести в течение 5—8 мин до получения требуемого содержания фосфора в металле (от 0,015 до 0,040 %). Чем дольше длится второй период продувки, тем ниже получаемые в металле содержания фосфора и углерода и тем больше окисляется железа в шлак. При продувке до низкого (< 0,02 %) содержания фосфора металл содержит 0,04—0,06 % C, а шлак - до 25 % FeO. Конечный шлак содержит 5—12 % P_2O_5 ; общий расход извести составляет 100—120 кг/т стали; степень десульфурации достигает 50—70 %.

Процесс с донной продувкой в начале 70-х гг. вытеснил томасовский процесс - переработку высокофосфористых чугунов в конвертерах с воздушным дутьем. Этот процесс имеет ряд разновидностей — с применением кусковой и порошко-

образной извести, с промежуточным сливом шлака при продувке, т.е. двухшлаковый процесс, и без слива шлака, т.е. одношлаковый. Чаще применяется технология двухшлакового процесса, поскольку она обеспечивает более низкое содержание фосфора в стали.

Характерная особенность этих процессов — необходимость продувки до низких (0,01—0,025%) содержаний углерода в металле; лишь в этом случае обеспечивается требуемое низкое содержание фосфора в стали. По сравнению с процессом ЛД—АЦ при донной продувке обеспечивается меньшее вспенивание ванны, уменьшение выбросов; одинаковое содержание фосфора достигается при меньшей окисленности шлака; повышается выход годного металла.

Донная продувка с применением порошкообразной извести. В конвертер на оставленный от предыдущей плавки шлак загружают лом и заливают фосфористый (1,6—2,0 % Р) чугуны и ведут продувку с подачей порошкообразной извести в струе кислорода. Характер поведения примесей металла примерно такой же, как и при донной продувке обычных чугунов (см. рис. 97, а). Продувку ведут 10—12 мин, после чего сливают шлак при содержании в металле 0,025—0,03 % С и ~ 0,1 % Р; сливаемый шлак содержит ~ 22 % P_2O_5 и 10—12 % Fe, т.е. потери железа со шлаком сравнительно невелики.

Далее следует второй период продувки (1-3 мин) с вдуванием порошкообразной извести; чем он продолжительнее, тем ниже получаемые в металле содержания углерода и фосфора и выше содержание оксидов железа в шлаке. При продувке до ~ 0,02 % С металл содержит < 0,025 % Р, шлак ~ 15 % Fe. Общий расход извести равен 90—110 кг/т стали.

Процесс донной продувки с кусковой известью проводят чаще всего так же, как и процесс с порошкообразной известью, т.е. с промежуточным сливом шлака и оставлением шлака второго периода продувки для последующей плавки. При этом поведение составляющих металла и шлака аналогично их поведению при донной продувке обычных чугунов (см. рис. 97, б); основной шлак формируется лишь в конце продувки, после чего начинается удаление фосфора. Шлак сливают при содержании в металле ~ 0,03 % С и 0,1 % Р, затем в конвертер загружают известь и продолжают продувку. Конечные содержания фосфора и углерода в металле примерно те же, что и при использовании порошкообразной извести.

Вместе с тем требуется больший расход извести (120 — 130 кг/т стали) и увеличивается количество шлака.

Если в выплавляемой стали не требуется очень низкое содержание фосфора, то плавку проводят без промежуточного слива шлака. При этом для обеспечения удаления фосфора продувку ведут до получения шлаков с большей окисленностью (15—16 % Fe), чем в первом периоде двухшлакового процесса. Содержание фосфора в конечном металле ~ 0,035 %, т.е. выше, чем при плавке со сливом шлака, содержание углерода ~ 0,02 %.

При всех вариантах технологии донного дутья после окончания кислородной продувки металл иногда продувают до 1 мин нейтральным газом, что приводит к уменьшению содержания углерода и фосфора в металле и оксидов железа в шлаке.

Процесс комбинированной продувки для переработки высокофосфористых чугунов применяют в западноевропейских странах; в основном это процесс ЛБЕ с подачей кислорода сверху и нейтральных газов через дно. Технология обычно предусматривает продувку в два периода с промежуточным сливом шлака и оставлением шлака второго периода продувки в конвертере. Преимуществом процесса по сравнению с донной продувкой является то, что вследствие большей скорости шлакообразования требуемое низкое содержание фосфора в металле получают при несколько более высоком содержании углерода в металле, чем при донной продувке.

Одна из разновидностей подобной технологии переработки чугуна, содержащего 1,6 % Р, в 260-т конвертере с применением кусковой извести предусматривает следующее. В конвертер с оставленным конечным шлаком предыдущей плавки загружают лом, заливают чугуны и начинают продувку с загрузкой кусковой извести. Продувку останавливают при содержании в металле 0,15-0,2% С, ~ 0,07 % Р и 0,02% S; сливают фосфористый шлак и наводят новый, присаживая известь (15—30 кг/т). Затем проводят второй период продувки, получая металл с содержанием 0,03-0,045 % С; 0,01-0,015 %Р и 0,012% S.

Находит применение разновидность подобной технологии, при которой после окончания второго периода продувки кислородом проводят кратковременную перемешивающую продувку аргоном, обеспечивающую дополнительную дефосфорацию, де-

сульфурацию при одновременном окислении углерода и снижении содержания оксидов железа в шлаке. Результаты дополнительной продувки характеризуют следующие данные: останавливая кислородную продувку при содержании в металле 0,21% С, 0,026% Р и 0,019% S после двухминутной продувки аргоном получали в стали 0,12% С, 0,013% Р и 0,015% S.

§ 9. ПЕРЕДЕЛ ПРИРОДНО-ЛЕГИРОВАННЫХ ЧУГУНОВ

В связи с наличием в ряде стран залежей комплексных руд, где помимо железа содержатся другие ценные элементы (ванадий, хром, никель и др.), актуальной является разработка технологии передела природно-легируемых чугунов, которая позволяла бы получать сталь и одновременно сохранить и использовать сопутствующие железу элементы.

Примером такой технологии может служить применяемая на Нижнетагильском металлургическом заводе технология переделки в кислородных конвертерах ванадиевого чугуна, выплавленного из руд Качканарского месторождения. Этот ванадиевый чугун имеет следующий состав, %: 4,4—4,8 С; 0,15—0,40 Si; 0,20—0,55 Mn; 0,40—0,55 V; 0,10—0,35 Ti; <0,04S; <0,01 P.

Продувку ведут в два периода. Задачей первого периода является окисление ванадия и его перевод в шлак в виде V_2O_5 ; из этого шлака впоследствии извлекают ванадий. Задача второго периода продувки — получение стали из оставшегося полупродукта. Продувку на НТМК ведут в 160-т конвертерах, футерованных периклазохромитовым кирпичом, который не содержит CaO. Благодаря этому в шлак из футеровки не поступает оксид кальция, содержание которого в ванадиевом шлаке должно быть минимальным (менее 3 %).

В конвертер заливают ~160 т ванадиевого чугуна с температурой <1350 °С и ведут продувку через трехсплошную фурму с интенсивностью 1,6—2 м³/(т·мин). Более полному окислению ванадия способствует низкая температура и высокое содержание оксидов железа в шлаке, поэтому для охлаждения плавки в конвертер присаживают до 0,6 % окалины. Других шлакообразующих не вводят, чтобы уменьшить количество шлака и получить в шлаке максимальное содержание V_2O_5 .

Ванадий в шлаке находится в виде V_2O_3 , но при химическом анализе его пересчитывают на V_2O_5 -328

Длительность продувки составляет 9—12 мин, расход кислорода 13—17 м³ на 1 т чугуна. За время продувки окисляется кремний, часть марганца и углерода и 92—96 % ванадия, содержавшегося в чугуне. В конвертере получают жидкий металл (полупродукт, содержащий 2,7—3,6 % С, <0,06%V, <0,05%Mn, следы Si) и шлак в количестве 4-6 % от массы залитого чугуна. Шлак имеет следующий состав: 18-22 V_2O_5 ; 26-32 Fe; 17-22 SiO₂; 2-5 Cr₂O₃; 0,9-1,6 CaO.

Окончив продувку, из конвертера через летку выпускают полупродукт, а затем через горловину сливают шлак, который впоследствии используют для получения ванадия. Температура полупродукта в ковше должна быть в пределах 1310—1350 °С. Далее полупродукт заливают во второй конвертер, где ведут продувку до получения стали с заданным содержанием углерода.

Для формирования шлака принимают специальные меры, поскольку полупродукт содержит мало марганца и кремния и при продувке будет образовываться мало шлакообразующих оксидов — MnO и SiO₂. Поэтому в начале продувки в конвертер вводят известь (2-3 %), плакировый шпат (0,4-0,7 %) и 2—2,5 % рудных материалов — железной или марганцевой руды, агломерата и др. Продувку для ускорения формирования шлака начинают при повышенном положении фурмы (2—2,5 м от уровня спокойной ванны) и низкой интенсивности подачи кислорода — 1,5—2 м³/(т·мин). После формирования шлака фурму опускают до отметки 0,8—1 м и интенсивность продувки увеличивают до 2,5 м³/(т·мин). Продувка длится 15—17 мин, расход кислорода составляет около 40 м³/т стали, выход жидкой стали 87—89 % от массы металлической шихты, температура металла 1600—1650 °С.

§ 10. ЭКОЛОГИЯ, ОЧИСТКА КОНВЕРТЕРНЫХ ГАЗОВ

В конвертерном цехе основными источниками загрязнения окружающей природной среды являются пылегазовыделения в атмосферу. Эти высокотемпературные выделения подразделяют на организованные; к которым относят улавливаемые при выходе из горловины конвертера отходящие газы, и неорганизованные, которые обычно не улавливаются и поступают в атмосферу цеха. Неорганизованные выделения происходят периодически — при заливке чугуна, загрузке лома, сливе

металла и шлака, повалках конвертера, при выбивании газов через зазор между горловиной и входом в газоотводящий тракт; эти выделения содержат пыль, тепло и ряд вредных газов (в различных случаях это СО, оксиды азота и серы, фториды).

В последние годы разрабатывают и начинают применять два способа улавливания неорганизованных пылегазовыделений. Один из них предусматривает устройство стационарных или выдвижных зонтов над местами заливки чугуна и слива металла и шлака. Второй, более эффективный способ предусматривает сооружение вокруг конвертера и мест слива металла и шлака герметичной улавливающей камеры (укрытия). Газы из этой камеры должны направляться в устройства для очистки от пыли.

Еще большее загрязнение окружающей среды могут вызывать отходящие из конвертера газы из-за большого их количества и высокого содержания в них пыли. Эти газы представляют собой продукты окисления углерода и при верхней продувке содержат 83-89% СО, 9-11% СО₂, <5% N₂, <3% О₂; их температура по ходу продувки возрастает с 1350 до 1700 °С. Газы содержат мелкодисперсную пыль — в основном это оксиды железа, появляющиеся в результате испарения железа в высокотемпературной подфурменной зоне и последующего окисления паров; количество пыли составляет 80-250 г/м³ газа.

В соответствии же с санитарными нормами допускается выброс в атмосферу газов, содержащих не более 0,1 г/м³ пыли. В связи с этим все кислородные конвертеры оборудуют системой отвода и очистки отходящих газов, что существенно усложняет и удорожает (на 10—20 %) строительство конвертерного цеха.

Сложность и высокая стоимость очистки связана с высокой температурой, большим и изменяющимся по ходу продувки количеством отходящих газов. Примерное количество отходящих газов можно определить с учетом того, что они состоят главным образом из СО и при окислении углерода до СО на одну молекулу кислорода образуются две молекулы СО. Поэтому максимальное количество отходящих газов будет примерно равно удвоенному расходу кислорода. Ранее указывалось, что интенсивность подачи кислорода равна 2,5 — 5 м³/(т • мин), следовательно, интенсивность выхода кон-

вертерных газов составит в середине продувки 5 — 10 м³/(т • мин). В начале и конце продувки, когда углерода окисляется меньше, чем в ее середине, количество отходящих газов уменьшается.

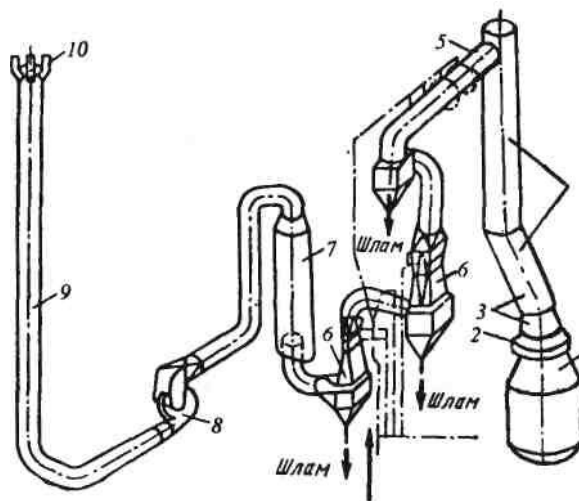
Обычно система отвода и очистки отходящих газов включает ОКГ — охладитель конвертерных газов, т.е. котел-утилизатор и расположенную за ним систему газоочистки. В ОКГ тепло отходящих газов расходуется на нагрев и испарение воды; выработка пара и горячей воды, используемых на заводе, улучшает технико-экономические показатели процесса. Кроме того, охлаждение облегчает последующую очистку газа от пыли. В качестве газоочистных аппаратов наиболее часто применяют трубы Вентури (мокрая газоочистка), реже электрофильтры и тканевые фильтры (сухая газоочистка). На разных заводах применяют различные схемы газоочистки, обычно они включают два или несколько последовательно установленных газоочистных аппарата и должны обеспечить в очищенном газе содержание пыли менее 0,1 г/м³.

Находят применение две принципиально различные схемы отвода и очистки газов — с дожиганием и без дожигания окиси углерода в ОКГ. В первой схеме через зазор между горловиной конвертера и ОКГ подсасывается воздух, за счет кислорода которого происходит дожигание СО до СО₂.

В этом случае количество подлежащих очистке газов существенно увеличивается.

При применении другой схемы дымовые газы отводят в ОКГ без доступа воздуха, герметизируя зазор между горловиной конвертера и ОКГ. Объем очищаемых газов в этом случае сокращается в 3—4 раза, что позволяет существенно упростить и удешевить ОКГ и газоочистку. Очищенный газ, в основном СО, собирают в газгольдеры (для использования в качестве топлива или сырья химической промышленности) или же выбрасывают в атмосферу через дожигающее устройство. При работе по этой схеме возникает дополнительная трудность, связанная с тем, что смесь СО и воздуха является взрывоопасной в интервале концентраций СО 12,5—74,5 %.

В последние годы применяют схемы отвода газов без дожигания, поскольку это снижает затраты на строительство цеха. На рис. 99 показана схема системы отвода и очистки газов без дожигания, примененная на ряде 150—300-т отечественных конвертеров.



ис. 99. Схема газоотводящего тракта кислородного конвертера: 1 — конвертер; 2 — подвижная обка; 3 — подвижная асть ОКГ; 4 — стационарная часть ОКГ; 5 — орошаемый газопровод; 6 — трубы Вентури; 7 — каплеуловитель; 8 — надетатель; 9 — свеча; 10 — ожигающее устройство

Оборотная вода
Над горловиной конвертера расположена подвижная "юбка". В опущенном

положении юбка обеспечивает герметичность соединения горловины с ОКГ; при необходимости поворота конвертера юбку поднимают. Через юбку отходящие газы поступают в ОКГ, состоящий из стационарного газопровода и подвижного кессона 3, который вместе с юбкой откатывают в случае необходимости обеспечить доступ в конвертер сверху. В ОКГ газы охлаждаются до 900—1000 °С и затем поступают в орошаемый газопровод, где их температуру понижают до 300 °С водой, подаваемой через форсунки. Затем газы попадают в первую ступень газоочистки, выполненную в виде двух параллельно расположенных труб Вентури с прямоугольным регулируемым сечением горловины, и далее во вторую ступень, состоящую из одной трубы Вентури с прямоугольным регулируемым сечением. В трубах Вентури частицы пыли сливаются с каплями подаваемой в трубы воды. Затем поток газов поступает в каплеуловитель, где капли, содержащие частицы пыли, отделяются от газа. Далее очищенные газы выбрасываются дымососом в атмосферу через свечу с дожигательным устройством, обеспечивающим дожигание СО до СО₂. Это необходимо, чтобы в атмосферу не попадал ядовитый газ СО; вместе с тем при сжигании СО образуется некоторое количество вредных оксидов азота, попадание которых в атмосферу также считается недопустимым.

Отделяемая от газов смоченная водой пыль в виде шлама — взвеси частиц в воде — удаляется из нижней части каплеуловителя и из бункеров под трубами Вентури. Далее шлам обезвоживают, после чего воду вновь направляют в систему газоочистки, а сухой шлам используют, добавляя в шихту агломерации.

6.11. АВТОМАТИЗАЦИЯ И КОНТРОЛЬ КОНВЕРТЕРНОЙ ПЛАВКИ

Новые конвертерные цехи оборудуют автоматизированной системой управления (АСУ), которая должна обеспечить управление как отдельными технологическими процессами и агрегатами, так и производством цеха в целом. Составной частью такой АСУ является автоматизированная система управления технологическим процессом плавки в кислородном конвертере (АСУ ТП "Плавка"); подобные АСУ ТП созданы во многих ранее построенных цехах.

Основными задачами такой АСУ являются расчет расхода шихтовых материалов и кислорода; выработка, по возможности, управляющих воздействий для регулирования хода продувки и, что особенно важно, точное определение момента окончания продувки при заданном содержании углерода в металле.

Важность последнего объясняется тем, что из-за быстротечности и краткости продувки нельзя применять обычный для других сталеплавильных процессов метод контроля содержания углерода, заключающийся в периодическом отборе проб металла и их последующем анализе. Поэтому обычно применяют следующий метод окончания плавки. По количеству израсходованного кислорода, длительности продувки, показаниям ЭВМ определяют момент окончания продувки, примерно соответствующий требуемому содержанию углерода. Далее конвертер наклоняют, отбирают пробу металла для экспресс-анализа и измеряют температуру металла термпарой погружения. Затем на основании результатов анализа и замера температуры проводят корректировку состава и температуры ванны методами, описанными ранее.

При таком методе работы велики непроизводительные простои конвертера, так как длительность корректировочных операций достигает 3-5 мин, увеличиваются теплотери, снижается стойкость футеровки конвертера.

Существующие АСУ ТП работают в *статическом или динамическом* режиме управления процессом. В первом случае ЭВМ выполняет расчеты по статической математической модели процесса. Она построена на использовании только известной до начала плавки информации: в ЭВМ вводят данные о составе и температуре чугуна, составе шлакообразующих материалов, чистоте кислорода, состоянии и температуре футеровки, требуемых составе и температуре стали, основности шлака и др. На основании этих данных по заданной программе ЭВМ рассчитывает параметры плавки, не являющиеся функцией времени, — расход чугуна и стального лома, расход шлакообразующих и кислорода, программу изменения расхода кислорода и положения фурмы, длительность продувки и момент ее окончания. Однако точность выдаваемых ЭВМ рекомендаций невелика, так как в реальных условиях ход продувки отличается от стандартного, заложенного в математическую модель процесса.

При работе в динамическом режиме управления ЭВМ выполняет расчеты по динамической модели процесса, которая учитывает как исходные данные, так и получаемую по ходу продувки текущую информацию о параметрах процесса (составе и температуре металла и др.). С учетом этих дополнительных данных ЭВМ вырабатывает динамические управляющие воздействия, выполнение которых обеспечивает полную автоматизацию управления ходом плавки. В этом случае при наличии надежно работающих при высоких температурах датчиков будет обеспечиваться остановка продувки с точным получением заданных содержания углерода в металле и его температуры.

Однако проблема создания надежных датчиков для контроля всех необходимых параметров конвертерной плавки пока не решена. Не представляет проблемы контроль при низких температурах множества параметров с помощью серийно выпускаемых приборов (контроль массы материалов, давления и расхода воды, кислорода и других газов, расхода сыпучих материалов и др.). В то же время непрерывный контроль параметров высокотемпературной конвертерной ванны, и в первую очередь, состава и температуры металла, пока не освоен, хотя работы в этом направлении ведутся много лет. Основной трудностью при этом является создание датчиков, способных длительное время работать в условиях разрушаю-

щего воздействия высокотемпературных сред — шлаковой и газовой фаз. Поэтому предложено и опробовано много косвенных методов контроля, например непрерывного определения содержания углерода по количеству и составу отходящих газов, уровню шума в > конвертере, интенсивности излучения конвертерных газов, данным о вибрации конвертера и др. Однако все они не вышли пока из стадии промышленной отработки.

В настоящее время наиболее надежным методом остановки продувки при заданном содержании углерода считают применение в сочетании с ЭВМ измерительной фурмы-зонда, вводимой в ванну сверху за 2—3 мин до окончания продувки. Фурма-зонд подобна продувочной фурме, на ее конце крепится сменный измерительный блок, а внутри проложен кабель, соединяющий блок с ЭВМ. В сменном керамическом блоке имеется термопара для замера температуры металла; снабженная термопарой полость, куда затекает металл и при его затвердевании по температуре ликвидус определяют содержание углерода; полость для отбора пробы металла, которую анализируют после вывода зонда из конвертера. В момент погружения зонда в ванну данные о содержании углерода в металле и его температуре поступают в ЭВМ, что позволяет точно рассчитать расход кислорода, необходимого для окисления углерода до заданного содержания, обеспечивая остановку продувки точно при нужном содержании углерода. При повышенной температуре в конвертер вводят охладители, при дефиците тепла вводят теплоноситель (например, * уголь, ферросилиций), что позволяет за оставшиеся 2—3 мин продувки получить требуемую перед выпуском температуру металла.

§ 12. ПРОЦЕССЫ С АРГОНО- И ПАРОКИСЛОРОДНЫМ ДУТЬЕМ

В последние годы получает распространение выплавка в конвертерах низкоуглеродистых и, в частности, низкоуглеродистых коррозионностойких и электротехнических сталей путем продувки смесями аргон—кислород и пар—кислород. В 1990 г. процессом аргоно-кислородной продувки, получившего название АОД-процесса, было произведено более половины мировой выплавки коррозионностойких сталей. Широкое распространение этого процесса связано с тем, что он позво-

ляет получать хромоникелевую коррозионностойкую сталь с очень низким содержанием углерода при использовании дешевого высокоуглеродистого феррохрома, в то время как традиционный способ выплавки этих сталей в электропечах требовал применения дорогостоящего низкоуглеродистого феррохрома.

Суть процесса АОД сводится к тому, что расплав, содержащий высокоуглеродистый феррохром, обезуглероживают в конвертере, вдувая аргоно-кислородную смесь; при этом достигается очень низкая (0,03–0,01 %) концентрация углерода в металле без значительного окисления железа и хрома, что происходило бы при продувке одним кислородом. Причина этого в том, что в зонах протекания реакции $[C] + 1/2O_2 = CO$ ее продукт — CO разбавляется аргоном, т.е. снижается парциальное давление CO, благодаря чему равновесие реакции сдвигается вправо, в сторону более полного окисления углерода. Кроме того, для уменьшения окисления хрома процесс ведут при высокой (1700–1720 °C) температуре (поскольку окисление хрома $2[Cr] + 1,5O_2 = Cr_2O_3$ идет с выделением тепла, повышение температуры вызывает сдвиг равновесия реакции влево).

Распространенный вариант технологии выплавки хромоникелевой коррозионностойкой стали процессом АОД заключается в следующем. В электродуговой печи получают из стального лома, углеродистого феррохрома и никеля расплав, содержащий требуемые количества хрома и никеля и 1–2,5 % углерода с температурой ~ 1550 °C. Расплав заливают в конвертер вместе с 1–2 % электропечного шлака и ведут продувку, подавая аргоно-кислородную смесь в защитной оболочке из аргона через фурмы, расположенные в стенке конвертера над днищем. Продувка делится на два периода — окислительный, когда металл продувают смесью кислорода и аргона переменного состава, и восстановительный, когда продувку ведут аргоном. Окислительная продувка длится 30–50 мин, ее начинают смесью с соотношением расходов кислорода и аргона 3:1. По мере уменьшения концентрации углерода в металле долю аргона в смеси увеличивают, что облегчает окисление углерода; заканчивают продувку при соотношении кислород—аргон 1: 3,5.

По ходу продувки в конвертер несколькими порциями загружают известь (до 6 % от массы металла), а в середине

продувки — охладитель (скрап). За время продувки окисляются весь кремний и углерод, а также немного железа, марганца и хрома (при исходном содержании хрома, например, 16,5 % его концентрация в металле снижается до ~ 14,5 %). Образующийся из электропечного шлака, добавляемой извести и продуктов окисления шлак содержит менее 2–4% оксидов железа, до 20–30% SiO_2 и в конце окислительного периода, имея основность 1,8–2,0, является тугоплавким и гетерогенным. Когда углерод окислен до содержания около 0,03%, начинают восстановительный период, задачами которого являются восстановление хрома из шлака и удаление в шлак серы. Отключают подачу кислорода, в конвертер вводят известь для повышения основности шлака, ферросилиций и силикомарганец для восстановления хрома из шлака и плавиковый шпат (до 0,75 % от массы металла) для разжижения шлака, чтобы он стал реакционноспособным. Продувка аргоном длится 8 мин и более. За это время кремний восстанавливает большую часть оксидов хрома шлака (усвоение хрома составляет примерно 98 % от исходного содержания в шихте), а также оксидов железа и марганца. В шлак удаляется до 50% (и более) содержащейся в металле серы за счет ее реагирования с CaO. Содержание фосфора в металле остается неизменным, поскольку он не удаляется в шлак из-за низкого содержания в последнем оксидов железа. Общий расход кислорода и аргона составляет соответственно 20–30 и 10–25 м³/т стали. Технология АОД-процесса постоянно совершенствуется; находят применение ряд разновидностей этой технологии. Одна из них предусматривает вдувание аргоно-кислородной смеси в течение первых 5–8 мин окислительной продувки с помощью вводимой в конвертер сверху фурмы. Еще одна разновидность предусматривает проведение восстановительного периода с отдельным восстановлением хрома и десульфурацией. При этом в начале периода в конвертер добавляют ферросилиций и плавиковый шпат и ведут продувку аргоном до восстановления хрома из шлака. Далее шлак сливают, в конвертер вводят новую порцию шлакообразующих — известь с плавиковым шпатом и вновь проводят продувку аргоном. При этом в шлак удаляется сера (до 90 % от ее исходного содержания). С целью экономии дорогостоящего аргона иногда в начале окислительного периода вместо него используют азот.

Для продувки в малобесемеровских конвертерах используют чугун марки Б-1, который содержит, %: 3,0-3,5 С; 1,25—1,75 Si; 0,6-1,2 Мп; < 0,07 Р и < 0,04S. Этот чугун отличается повышенным содержанием кремния, являющегося основным "топливом" малобесемеровского процесса.

Жидкий чугун в литейных цехах получают расплавлением в вагранках твердого чугуна. Температура чугуна при заливке в конвертер обычно составляет 1350—1450 °С. После заливки чугуна подают дутье и конвертер поворачивают так, чтобы фурмы были немного погружены в металл. Это способствует улучшению перемешивания металла и позволяет более полно использовать кислород дутья.

Продувка делится на два периода. В первом (4-6 мин) окисляются кремний, марганец, железо и образуется Шлак, состоящий из SiO_2 , FeO и MnO. Вследствие повышенного угара железа при поверхностной продувке содержание FeO в шлаках первого периода достигает 45 %. После того как окислились кремний и марганец, начинается второй период — выгорание углерода. Конвертер наклоняют на 5—20° от вертикального положения в сторону, противоположную фурмам так, чтобы дутье поступало на поверхность металла. Это создает условия для догорания окиси углерода в полрсти конвертера. Содержание FeO в шлаке во втором периоде понижается, так как оно расходуется на окисление углерода.

Скорость окисления углерода при малом бесемеровании периодически изменяется, что внешне проявляется в чередующихся подъемах и опусканиях пламени над конвертером.

В начале второго периода СО догорает до CO_2 внутри конвертера и яркого пламени над горловиной не обнаруживается. Повышение температуры металла в результате догорания СО приводит к резкому возрастанию интенсивности окисления углерода. Металл вследствие выделения большого количества пузырьков СО вспенивается и поднимается выше фурм. Дутье при этом проходит через слой чугуна, и весь кислород расходуется на окисление углерода внутри металла. Поэтому СО догорает лишь при выходе из конвертера, и над горловиной появляется яркое пламя.

Так как поступление тепла от дожигания СО прекращается, а реакция окисления углерода за счет оксида железа

шлака идет с поглощением тепла, температура металла и интенсивность выгорания углерода быстро падают. Уровень металла опускается, и дутье снова начинает поступать в полость конвертера. Догорание оксида углерода вновь происходит внутри конвертера, и пламя над горловиной исчезает. Дальнейшее повышение температуры металла ведет к повторению описанного цикла. При нормальном ходе плавки обычно наблюдаются два подъема и опускания пламени.

После окончания продувки металл раскисляют и выпускают в ковш. Длительность продувки обычно равна 14-23 мин. Температура стали при выпуске составляет 1680-1720 °С. Конечный шлак малого бесемерования содержит 55—70 % SiO_2 , 14-25% FeO и 8-15% MnO.

Продувка кислородом

В последние годы для продувки чугуна в малобесемеровских конвертерах применяют воздух, обогащенный кислородом, и чистый кислород. Это позволяет сократить продолжительность плавки, использовать в шихте стальной лом, увеличить выход годной стали.

При работе на кислороде количество дутья уменьшается в 12-15 раз, и поэтому устанавливают одну фурму, представляющую собой медную или латунную трубку, пропущенную через огнеупорный стержень с отверстием по оси (рис. 101). Фурму устанавливают в боковой стенке конвертера под углом 30—45° к поверхности ванны при вертикальном положении конвертера. Внутренний диаметр сопла в зависимости от емкости конвертера изменяется в пределах 8—16 мм.

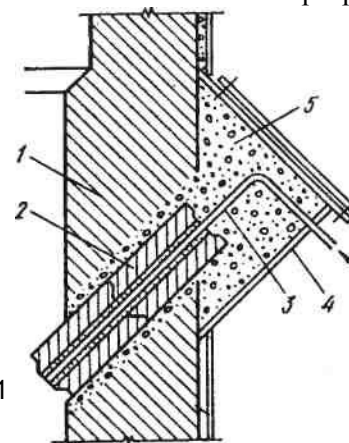


Рис. 101. Кислородная фурма малого бесемеровского конвертера: 1 — футеровка конвертера; 2 — огнеупорные трубки; 3 — латунная или медная трубка; 4 — дутьевая коробка; 5 — огнеупорная масса

При продувке кислородом в конвертер перед заливкой чугуна загружают лом (до 40 % от массы чугуна). После слива чугуна конвертер устанавливают так, чтобы устье фурмы было погружено в металл на 50—100 мм. С самого начала продувки одновременно окисляются кремний, марганец и углерод чугуна. Окисление кремния и марганца заканчивается на 3—5-й мин продувки, после чего начинается бурное окисление углерода. В начале бурного окисления углерода конвертер поворачивают в сторону, противоположную фурмам, чтобы часть кислорода расходовалась на дожигание оксида углерода в полости конвертера.

Длительность продувки составляет 10—15 мин, давление кислорода на разных заводах колеблется в пределах 0,5-1,5 МПа.

Содержание FeO в шлаке при продувке кислородом меньше, чем при продувке воздухом. Благодаря этому, а также вследствие сокращения длительности продувки, заметно уменьшается угар железа. Сталь, выплавленная при работе на кислородном дутье, содержит в 2—3 раза меньше азота, чем при работе на воздушном дутье.

Технико-экономические показатели процесса

Производительность малобесемерных конвертеров зависит от организации работ литейного цеха. Выход жидкой стали при работе на воздушном дутье составляет 82—87 % от массы жидкого чугуна. Потери в виде угара металла, выбросов и корольков в шлаке равны 13-18%. Расход воздуха составляет 600—800 м³/т чугуна. Угар чугуна при его расплавлении в вагранке составляет 3-5%.

При продувке чистым кислородом выход жидкой стали увеличивается до 92—93 %. Расход кислорода составляет 50 — 70 м³ на 1т стали. Применение стального лома при кислородном дутье обеспечивает снижение стоимости стали.

Г л а в а 3. МАРТЕНОВСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ

Сущность мартеновского процесса заключается в ведении плавки на подду пламенной отражательной печи, оборудованной регенераторами для предварительного подогрева воздуха (иногда и газа). Идея получения литой стали на подду отражательной печи высказывалась многими учеными (например, в

1722 г. Реомюром), но осуществить это долгое время не удавалось, так как температура факела обычного в то время топлива — генераторного газа - была недостаточной для нагрева металла выше 1500 °С (т.е. недостаточна для получения жидкой стали). В 1856 г. братья Сименс предложили использовать для подогрева воздуха тепло горячих отходящих газов, устанавливая для этого регенераторы. Принцип регенерации тепла был использован Пьером Мартеном для плавки стали. Началом существования мартеновского процесса можно считать 8 апреля 1864 г., когда П.Мартен на одном из заводов Франции выпустил первую плавку.

В мартеновскую печь загружают шихту (чугун, скрап, металлический лом и др.), которая под действием тепла от факела сжигаемого топлива постепенно плавится. После расплавления в ванну вводят различные добавки для получения металла заданного состава и температуры; затем готовый металл выпускают в ковши и разливают. Благодаря своим качествам и невысокой стоимости мартеновская сталь нашла широкое применение. Уже в начале XX в. в мартеновских печах выплавливали половину общего мирового производства стали.

В России первая мартеновская печь была построена С.И.Мальцевым в 1866—1867 гг. на Ивано-Сергиевском железоделательном заводе (бывш. Калужской губернии) Мальцевского фабрично-заводского округа. В 1870 г. первые плавки проведены в печи вместимостью 2,5 т, построенной известными металлургами А.А.Износковым и Н.Н.Кузнецовым на Сормовском заводе. Эта печь хорошо работала и стала образцом для печей большой вместимости, построенных позже на других русских заводах. Мартеновский процесс стал основным в отечественной металлургии. Огромную роль сыграли мартеновские печи в суровые годы Великой Отечественной войны. Советским металлургам впервые в мировой практике удалось удвоить садку мартеновских печей без существенной их перестройки (ММК, КМК), удалось наладить производство высококачественной стали (броневой, подшипниковой и т.п.) на действовавших в то время мартеновских печах. В настоящее время наиболее крупные и высокопроизводительные мартеновские печи работают в России и Украине. По мере расширения конвертерного и электросталеплавленного производств масштабы производства мартеновской стали сокращаются.

§ 1. КОНСТРУКЦИЯ И РАБОТА МАРТЕНОВСКОЙ ПЕЧИ

На рис. 102 схематически показана мартеновская печь в тот момент, когда топливо (газ) и воздух поступают с правой стороны печи. Проходя через предварительно нагретые насадки регенераторов (воздух через воздушный регенератор, газ через газовый), воздух и газ нагреваются до 1000—1200 °С и в нагретом состоянии через головку попадают в печь. При сгорании топлива образуется факел с температурой 1800—1900 °С. Пройдя головку, расположенную в противоположной стороне печи, раскаленные продукты сгорания попадают в другую пару насадок регенераторов и по системе боровов уходят к трубе. При этом насадки регенераторов правой стороны постепенно охлаждаются, а насадки регенераторов левой стороны нагреваются. В момент, когда

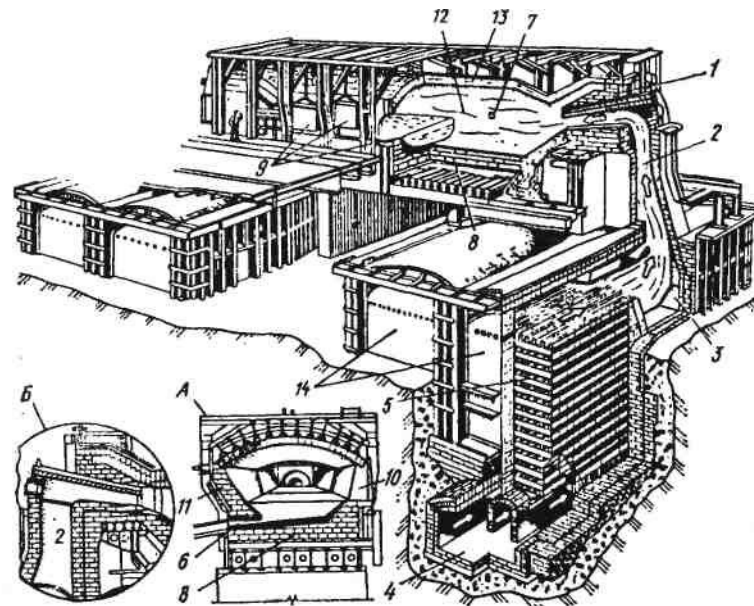


Рис. 102. Современная мартеновская печь:
1 — головка; 2 — вертикальный канал; 3 — шлаковик; 4 — борова; 5 — насадка газового регенератора; 6 — сталевыпускное ОТВЕРСТИЕ; 7 — отверстие в задней стенке печи для спуска шлака; 8 — под; Р — завалочные окна; 10 — передняя стенка; 11 — задняя стенка; 12 — рабочее пространство; 13 — свод; 14 — регенераторы (газовый и воздушный); А — поперечный разрез рабочего пространства печи; Б — разрез по "головке" печи

регенераторы, через которые проходят в печь воздух и газ, уже не в состоянии их нагревать до нужной температуры, а регенераторы, через которые из печи уходит дым, перегреваются, осуществляется изменение направления движения газов печи. Для изменения направления движения газов предусмотрены перекидные клапаны (рис. 103), а операцию называют *перекидкой клапанов*. Холодный воздух и газ направляются через хорошо нагретые левые регенераторы, а продукты сгорания уходят в правую сторону печи, постепенно нагревая остывшие правые регенераторы, затем цикл повторяют. Через некоторое время наступает момент, когда направление движения газов опять изменяется и т.д.

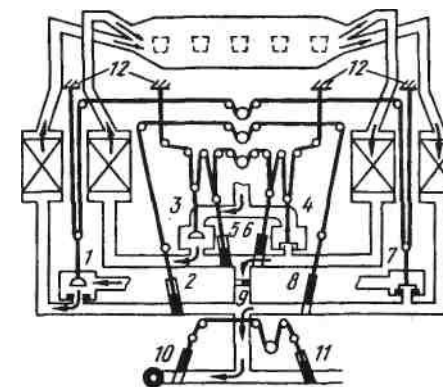
Энтальпия продуктов сгорания Y равна произведению массы продуктов сгорания m на их теплоемкость C и температуру t , т.е. $Y = Cmt$, откуда $t = H/Cm$. Энтальпия Y складывается из химического тепла сгорания топлива $Y_{\text{хт}}$, тепла нагрева воздуха $Y_{\text{нв}}$ и тепла нагрева газа $Y_{\text{нг}}$, т.е. $Y = Y_{\text{хт}} + Y_{\text{нв}} + Y_{\text{нг}}$; соответственно $t = (Y_{\text{хт}} + Y_{\text{нв}} + Y_{\text{нг}})/Cm$.

Таким образом, при нагреве поступающих в печь газа и воздуха обеспечивается достаточно высокая температура факела (> 1800 °С). Чем выше удастся повысить температуру поступающих в печь газа и воздуха, тем выше температура факела и тем лучше работает печь.

Повысить температуру факела можно и другим способом — заменить весь воздух или часть его кислородом. Тогда в формуле $t = H/Cm$ уменьшается знаменатель (уменьшается m)

Рис. 103. Схема перекидных устройств:

1, 7 — газовые клапаны (перекидные клапаны на пути движения газа; 2, 8 — задвижки (шиберы) на каналах (борах) от газовых регенераторов; 3, 4 — воздушные клапаны; 5, 6 — задвижки на клапанах от воздушных регенераторов; Р — регулировочная задвижка (шибер); 10 — задвижки на борове трубы; 11 — задвижки на борове к котлу утилизатору; 12 — регулирующие колонки



и соответственно возрастает температура. На каждый объем подаваемого с воздухом кислорода поступает 3,762 объемов балластного азота. Обогащение воздуха кислородом приводит к уменьшению количества продуктов сгорания (при том же количестве теплоты, выделенной топливом) и соответственно повышается температура.

Повышая постепенно степень обогащения (вплоть до полной замены воздуха кислородом), можно добиться достаточно высокой температуры факела без предварительного подогрева газа и воздуха (или смеси воздуха и кислорода). В этом случае регенераторы оказываются ненужными.

В мартеновской печи газы попадают сначала в шлаковик, а уже затем в регенератор. Шлаковики служат для улавливания плавильной пыли и шлаковых частиц, уносимых продуктами сгорания из рабочего пространства, и тем самым предохраняют насадки регенератора от засорения. Сечение шлаковика гораздо больше сечения вертикального канала, поэтому при попадании дымовых газов в шлаковик их скорость резко уменьшается и, кроме того, меняется направление движения газов. Это приводит к тому, что значительная часть (50—75 %) плавильной пыли оседает в шлаковиках.

Из рабочего пространства печи дымовые газы выходят с температурой 1680—1750 °С, из шлаковика в регенератор — с температурой 1500–1550 °С. Пройдя насадку регенератора, они охлаждаются до 500—700 °С. Обычно стремятся использовать тепло отходящих газов, направляя их по системе боровов в котел-утилизатор.

Если по каким-либо причинам котел-утилизатор не установлен или находится на ремонте, дымовые газы по боровам направляют в трубу.

В зависимости от вида топлива и его теплоты сгорания мартеновские печи могут иметь две пары регенераторов — для подогрева воздуха и газа (при отоплении печи газом с невысокой теплотой сгорания) или одну пару регенераторов (если печь отапливается топливом с высокой теплотой сгорания, подогрев которого не нужен или трудно осуществим).

В зависимости от вместимости мартеновские печи делят на печи малой («125 т), средней (125–300 т) и большой (> 300 т) вместимости. Выпуск металла из большегрузных печей производится обычно одновременно в два ковша (в исключительных случаях — в три).

Под вместимостью обычно понимают массу загруженной в печь металлошихты. Массу вводимых в печь по ходу плавки добавочных материалов при этом не учитывают.

1. Назначение и устройство отдельных элементов печи

Все строение мартеновской печи делится на верхнее и нижнее. Верхнее строение расположено над площадкой мартеновского цеха, которую сооружают для обслуживания печи на высоте 5—7 м над уровнем пола цеха. Верхнее строение состоит из собственно рабочего пространства печи и головок с отходящими вниз вертикальными каналами. Нижняя часть расположена под рабочей площадкой и состоит из шлаковиков, регенеративных камер с насадками и боровов с перекидными устройствами.

Рабочее пространство печи

Рабочее пространство мартеновской печи ограничено сверху сводом, снизу — подом (или "подиной"). На рис. А на границе задней стенки и подины показано отверстие для выпуска плавки (обычно его называют сталевыпускным отверстием). В передней стенке видны проемы — завалочные окна, через которые в рабочее пространство загружают твердую шихту и заливают (по специальному приставному желобу) жидкий чугун.

Обычно завалочные окна закрыты специальными футерованными крышками с отверстиями — гляделками, через которые сталевар наблюдает за ходом плавки и состоянием печи.

Из всех элементов печи рабочее пространство находится в наиболее тяжелых условиях — в нем идет плавка стали. Во время завалки твердой шихты огнеупорные материалы, из которых изготовлено рабочее пространство, подвергаются резким тепловым и механическим ударам, во время плавки они подвергаются химическому воздействию расплавленных металлов и шлака; в рабочем пространстве максимальная температура. Стойкостью элементов рабочего пространства печи определяют, как правило, стойкость всей печи и, следовательно, сроки промежуточных и капитальных ремонтов.

В соответствии с этим к огнеупорным материалам рабочего пространства предъявляют высокие требования: а) высокая огнеупорность; б) химическая устойчивость про-

тив воздействия шлака, металла и печных газов; в) достаточная механическая прочность при высоких температурах; г) хорошая термостойкость при колебаниях температуры.

По химическим свойствам применяемые огнеупорные материалы делят на: а) кислые — динасовый кирпич, кварцевый песок; б) основные — магнезитовый кирпич, магнезитовый порошок, доломит; в) нейтральные (со свойствами амфотерных окислов) — шамот, хромомагнезит, магнезитохромит, высокоглиноземистый шамот, форстерит.

Подина печи

Так же, как и при выборе футеровки бессемеровского или томасовского конвертера, выбор футеровки для подины мартеновской печи определяется характеристикой шлаков. Если при плавке стали шлаки кислые, то подину нужно изготавливать из кислых огнеупорных материалов, а если шлаки основные, то из основных. В противном случае в результате энергичного взаимодействия шлака и материала подины последний ошлакуется, перейдет в шлак, и печь выйдет из строя. Процесс, при котором в шлаке преобладают кислотные окислы, называют кислым мартеновским процессом; соответственно печь, подина которой изготовлена из кислых огнеупорных материалов, называют кислой мартеновской печью. Процесс, при котором в шлаке преобладают основные окислы, называют основным мартеновским процессом, а печь — основной мартеновской печью.

Верхний (рабочий) слой кислой подины выполняют из кварцевого песка, который набивают или наваривают на заранее выложенные динасовые кирпичи.

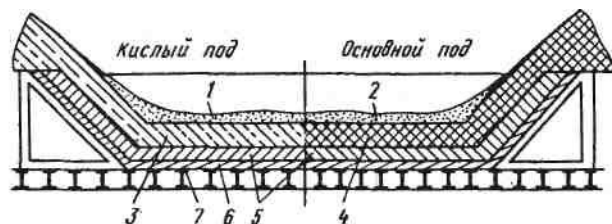


Рис. 104. Устройство кислого и основного подов мартеновской печи: 1 — наварка (кварцевый песок); 2 — наварка (магнезитовый порошок или молотый обожженный доломит); 3 — магнезитовый кирпич; 4 — динасовый кирпич; 5 — стальной лист; 6 — тепловая изоляция (пористый шамот); 7 — шамотный кирпич

Верхний слой основной подины изготавливают обычно из магнезитового порошка (реже доломитового), который набивают или наваривают на служащий основанием магнезитовый кирпич (рис. 104).

Задняя и передняя стенки мартеновской печи работают (особенно в нижней части) почти в тех же условиях, что и подина, так как они также соприкасаются с жидким металлом и шлаком. Заднюю и переднюю стенки кислой мартеновской печи выкладывают из динасового кирпича, основной мартеновской печи — из магнезитового.

Несмотря на то что материал пода, а также задней и передней стенок по своим химическим свойствам соответствует характеру шлака (основного или кислого), шлак взаимодействует с огнеупорной футеровкой. Те места ванны, которые соприкасаются во время плавки со шлаком, оказываются после выпуска плавки несколько поврежденными (изъеденными шлаком). Если не принять специальных мер, то через несколько плавков степень износа может возрасти настолько, что печь будет в аварийном состоянии. Чтобы избежать этого, после каждой плавки подину ремонтируют (*заправка* печи): на изъеденные места кислой подины набрасывают песок, а основной подины — магнезитовый или доломитовый порошок. Заправке подвергают и торцовые части подины, прилегающие к головкам печи; их называют *откосами*. Заправку осуществляют с помощью специальных заправочных машин.

Свод печи

Свод мартеновской печи практически не соприкасается со шлаком, поэтому его можно изготавливать из кислых и основных огнеупорных материалов независимо от типа процесса. Своды изготавливают из динасового или термостойкого магнезитохромитового кирпича.

Динасовый кирпич при высоких температурах (до 1700 °С) сохраняет достаточную прочность и повышенное сопротивление сжатию. Во время эксплуатации динасовые кирпичи свода свариваются в монолит, что имеет большое значение, так как если какой-либо кусок свода упадет, то остальная часть свода будет держаться. Однако при нагреве свыше 1700 °С динасовый кирпич быстро оплавляется; кроме того, он сильно разъедается плавильной пылью, состоящей из оксидов железа (образуются легкоплавкие силикаты железа).

Магнезитохромитовый кирпич характеризуется более высокой огнеупорностью (допустимая температура нагрева 1750 °С и даже 1800 °С), что способствует повышению производительности печи. Стойкость свода (число плавов от ремонта до ремонта) из магнезитохромитового кирпича в 2-3 раза выше, чем из динасового. Вместе с тем при использовании в качестве материала свода магнезитохромитового кирпича приходится учитывать ряд особенностей его эксплуатации: а) магнезитохромитовые кирпичи плохо свариваются и не образуют монолита; б) коэффициент расширения магнезитохромитового кирпича выше, чем динасового, в результате чего при разогреве арки свода наружные швы растрескиваются, а на внутренней стороне возникают высокие напряжения сжатия, что приводит к сколу внутренней части свода; в) повышенная теплопроводность и большие неплотности кладки (раскрытые швы) обуславливают более высокие (почти в два раза) потери тепла с 1 м² площади свода; г) объемная масса магнезитохромитового кирпича в 1,5 раза больше, чем динасового.

Все это исключает возможность применения обычного арочного свода. Свод приходится выполнять распорно-подвесным с креплением и прокладками между кирпичами, а это усложняет и удорожает конструкцию.

Однако возможность повысить температуру в печи при использовании магнезитохромитового свода, а также увеличить срок службы свода делает устройство сложной системы подвесок рентабельным, поэтому своды такого типа нашли широкое применение. Почти все своды мартеновских печей в настоящее время делают из основных магнезитохромитовых кирпичей.

Стойкость магнезитохромитового свода составляет 300—1000 плавов (динасового 200—350 плавов). В тех случаях, когда на основной печи устанавливают кислый динасовый свод, между основным огнеупорным материалом стенок печи (магнезитом) и кислым материалом свода (динасом) выкладывают слой амфотерных огнеупоров (например, хромистого железняка).

Следует отметить две тенденции в конструировании и строительстве мартеновских печей: 1) применение вместо отдельных кирпичей для кладки пода, стен печи, а также свода заранее подготовленных крупных блоков, что позво-

ляет существенно сократить время строительства или ремонта печи; 2) применение вместо огнеупорной кладки водоохлаждаемых конструкций.

Головки печи

Рабочее пространство с торцов оканчивается головками. Правильный выбор конструкции головок имеет большое значение для хорошей работы печей. Через головки в печь подают воздух и топливо. От того, с какой скоростью вводят в рабочее пространство воздух и топливо и насколько хорошо струи топлива и воздуха перемешиваются, зависят форма и ряд других характеристик факела, а от факела зависит и вся работа печи.

Головки должны обеспечить: 1) хорошую настильность факела по всей длине ванны (чтобы максимум тепла передать ванне и минимум — своду и стенкам); 2) минимальное сопротивление при отводе продуктов сгорания из рабочего пространства; 3) хорошее перемешивание топлива и воздуха для полного сжигания топлива в рабочем пространстве печи.

Чтобы удовлетворить первому и третьему требованиям, сечение выходных отверстий должно быть малым (чтобы скорости ввода воздуха и топлива были максимальными); для удовлетворения второго требования сечение, наоборот, должно быть максимальным. Эта двойная роль головок (с одной стороны, служить для ввода в печь воздуха и топлива, а с другой — отводить продукты сгорания) ставит очень непростую задачу перед конструкторами при проектировании печей.

Шлаковики

Отходящие из рабочего пространства печи дымовые газы проходят через головку и по вертикальным каналам попадают в шлаковики (рис. 105). Как уже было сказано, в шлаковиках оседает 50—75 % плавильной печи, причем оседает крупная пыль, более мелкие фракции в значительной степени уносятся в трубу (10—25 % пыли оседает в насадках регенераторов). На пути движения дымовых газов плавильная пыль, содержащаяся в них, реагирует с материалами кладки. Это обстоятельство приходится учитывать при выборе материалов для кладки вертикальных каналов и шлаковиков.

Почти вся пыль представляет собой основные окислы (в том числе 60-80 % оксидов железа). Если вертикальные ка-

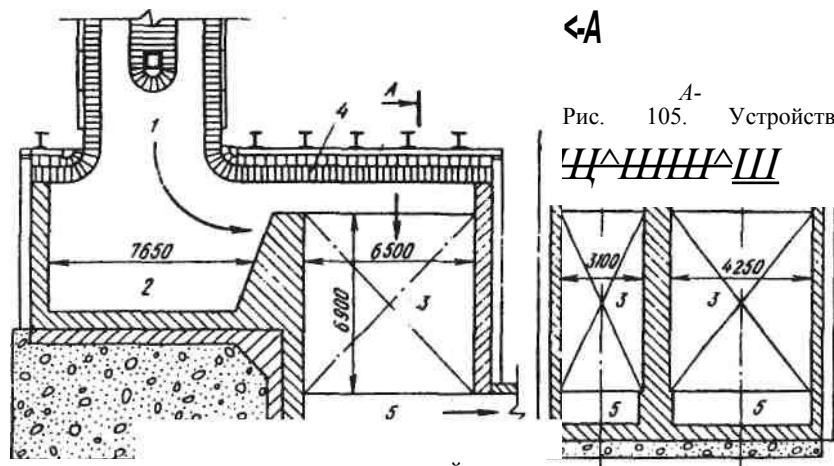


Рис. 105. Устройство

шлаковиков и регенераторов мартеновской печи средней емкости, работающей с подогревом и газа и воздуха: 1 - вертикальные каналы; 2 - шлаковик; 3 - насадки регенераторов; 4 - подвесной свод наднасадочного пространства; 5 — поднасадочные пространства

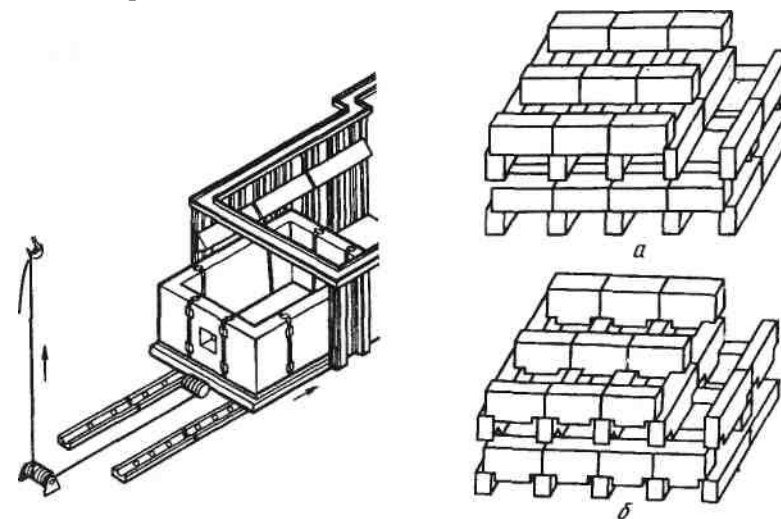
налы и шлаковики футерованы динасовым кирпичом, то основные окислы, из которых состоит пыль, энергично взаимодействуют с кислым материалом футеровки с образованием легкоплавких силикатов железа. Стойкость футеровки оказывается недостаточной, и, кроме того, оседающая в шлаковиках пыль образует плотный монолит, который во время ремонта очень трудно извлекать.

В связи с этим для кладки вертикальных каналов и шлаковиков часто применяют термостойкий магнезитохромитовый кирпич. В этом случае взаимодействие футеровки с плавильной пылью не влияет так сильно на материал футеровки, а осевшая в шлаковике пыль представляет собой более рыхлую массу. Однако очистка шлаковиков от массы осевшей в них пыли (шлака) — операция также очень трудоемкая, для ее осуществления используют специальное оборудование.

В шлаковиках должна вмещаться вся плавильная пыль, вылетающая из печи. В газах, выходящих из рабочего пространства мартеновской печи, содержится пыли 2—4,5 г/м³, в моменты продувки ванны кислородом количество пыли возрастает почти в десять раз. При расчетах размеров шлаковиков

принимают, что на 1 т выплавленной стали в них осаждается 7-12 кг шлака (пыли). Это значит, например, что за одну плавку в шлаковиках 600-т мартеновской печи осаждается ~ 4 т шлака. Для облегчения условий труда и проведения операции очистки шлаковиков их выполняют выкатными, а стены - из блоков, скрепленных металлическими кассетами. При ремонте шлаковик выкатывают из-под печи при помощи полиспаста, краном убирают блоки-кассеты и шлак увозят из цеха на железнодорожных платформах (рис. 106).

Регенераторы. Из шлаковиков отходящие газы с температурой 1500-1600 °С попадают в насадки регенераторов (рис. 107). Объем насадки регенераторов и площадь поверхности ее нагрева, т.е. поверхности кирпича насадки, омываемой движущимися газами, взаимосвязаны. Эти величины определяют специальным теплотехническим расчетом, от них зависят основные показатели работы печи — производительность и расход топлива. Регенераторы должны обеспечивать постоянную высокую температуру подогрева газа и воздуха. В более тяжелых условиях работают верхние ряды насадок, поскольку в этой части регенератора температура и осаждение пыли наиболее высокие, поэтому верхние ряды насадок выкладывают из термостойкого магнезитохромитового или



ных блоков из шлаковика

а — из обычного кирпича; б — из фасонного

форстеритового кирпича. Нижние ряды насадок работают при температурах 1000—1200 °С (и менее), их выкладывают из более дешевого и прочного шамотного кирпича.

Перекидные клапаны

Мартеновская печь — агрегат реверсивного действия, в котором направление движения газов по системе печи периодически меняется. Для этого в боровых, а также в газопроводах и воздухопроводах устанавливают систему шиберов, клапанов, дросселей, задвижек, объединяемых общим названием "перекидные клапаны". Операция "перекидки клапанов" в современных мартеновских печах автоматизирована.

Из боровов дымовые газы поступают в дымовую трубу. Высоту трубы рассчитывают таким образом, чтобы создаваемая ею тяга (рязрежение) была достаточной для преодоления сопротивления движению дымовых газов на всем пути.

Дымовая труба - сложное и дорогостоящее сооружение. Высота дымовых труб современных крупных мартеновских печей превышает 100 м. Дымовые трубы обычно выкладывают из красного кирпича с внутренней футеровкой из шамотного кирпича.

Таким образом, в конструкциях современных мартеновских печей широко используют следующие огнеупорные материалы: магнезит, магнезитохромит, форстерит, дианас и шамот. Объем огнеупорной кладки 500-т печи составляет около 3750 м³. Ряд элементов печи изготовляют из металла, некоторые из них (рамы и заслонки завалочных окон, балки, поддерживающие свод рабочего пространства, перекидные клапаны и др.) соприкасаются с горячими газами и нуждаются в непрерывном охлаждении.

Расход воды на охлаждение этих элементов печи очень значителен. Современные большие мартеновские печи требуют для охлаждения более 400 м³ воды в 1 ч. С охлаждающей водой теряется 15—25 % общего количества тепла, вводимого в печь. Расход воды зависит от ее жесткости. Допустимая температура нагрева воды тем выше, чем меньше жесткость воды. Обычно допускается нагрев охлаждающей воды на 20—25 °С, что равносильно тому, что 1 л воды уносит 85-105 кДж.

Для уменьшения расхода воды водяное охлаждение ряда элементов печи заменяют испарительным. Если применять не

техническую, а химически очищенную воду, то можно, не боясь выпадения осадка (накипи), нагревать ее до 100 °С и выше. При этом от охлаждаемого элемента отводится не только тепло, затрачиваемое на нагревание воды до кипения, но и скрытая теплота парообразования (2,26 МДж/кг), т.е. 1 л воды отводит от охлаждаемого элемента печи не 85-105 кДж, а 2,58-2,6 МДж. Таким образом, расход воды можно сократить почти в 30 раз, кроме того, на больших печах получают при этом некоторое количество пара (до 10 т/ч), который может быть использован.

Существует также так называемое "горячее" охлаждение печей. Система горячего охлаждения технологически мало отличается от обычного способа охлаждения обычной производственной водой. Все охлаждаемые элементы печи остаются без изменения, но через них вместо обычной производственной воды с температурой 15—30 °С пропускают химически очищенную теплофикационную воду из оборотной теплофикационной сети с температурой 50—80 °С, которая, пройдя охлаждаемые элементы печи и подогревшись в них на 20-30 °С, возвращается обратно в теплофикационную сеть, где передает полученное тепло потребителю.

& 2. ТЫПОВАЯ РАБОТА И ОТОПЛЕНИЕ МАРТЕНОВСКИХ ПЕЧЕЙ

Мартеновскую плавку можно условно разделить на несколько периодов: 1)заправка печи; 2)завалка шихты; 3)плавление шихты; 4) кипение ванны (доводка), раскисление и легирование; 5) выпуск плавки.

Во время периода заправки (обычно 15—20 мин) печь осматривают и устраняют замеченные дефекты. Затем через окна с помощью специальных завалочных машин заваливают твердую шихту: стальной скрап, железную руду, а также твердый чугун или заливают жидкий чугун.

При достижении температуры 1450—1500 °С (в зависимости от состава шихты) наступает момент расплавления шихты, затем металл постепенно нагревается до необходимой температуры, а сталевар проводит те или иные технологические операции, добиваясь получения стали нужного состава, после чего разделяет сталевыпускное отверстие и выпускает плавку.

В течение всех этих периодов в печь подают топливо. Под действием тепла факела нагреваются кладка печи и шихта. Около 85—90 % тепла от факела к ванне передается излучением и 5—15 % — конвекцией.

В соответствии с известной формулой Стефана—Больцмана, количество тепла Q , переданного холодной шихте излучением, может быть выражено следующей формулой:

$$Q = 5e_n[(T_{гор}/100)^4 - CT_{хол}/100)^4],$$

где 5 — коэффициент, учитывающий оптические свойства кладки и форму рабочего пространства; e_n — степень черноты пламени; $T_{гор}$ и $T_{хол}$ — температуры факела (горячего) и шихты (холодной), К.

Таким образом, чем выше температура факела и степень черноты пламени, тем интенсивнее нагревается шихта и тем меньше времени затрачивается на плавку. Повышения температуры факела достигают улучшением степени нагрева воздуха и газа в регенераторах и обогащением воздуха кислородом; повышения степени черноты факела — карбюризацией пламени.

Двухатомные газы (O_2 , N_2 , H_2) практически лучепрозрачны для волн всех длин, трехатомные (CO_2 , H_2O , SO_2) обладают некоторой излучательной способностью, однако степень черноты пламени горячего чистого газа составляет всего 0,1—0,2. Чтобы повысить степень черноты пламени, необходимо обеспечить в нем содержание твердых "черных" частичек (в первую очередь углеродистых).

Углеродистые частицы могут появиться в пламени в результате разложения углеводородов: $C_xH_y = xC_{зв} + yH_{газ}$, а также при добавке к подаваемому в печь газу различных жидких или твердых топлив, богатых углеродом и сложными углеводородами (мазут, каменноугольный пек). Практически степень черноты пламени e_n не должна быть ниже 0,5; в большинстве случаев она составляет 0,55—0,75.

При одной и той же характеристике факела разность $(T_{гор}/100)^4 - (T_{хол}/100)^4$ тем выше, чем холоднее шихта. Наиболее низкая температура шихты наблюдается во время завалки и в начале периода плавления. Степень черноты холодной твердой шихты близка к единице (0,92—0,95). Поэтому в этот период передача тепла от факела к шихте максимальна, она настолько велика, что практически нет

опасности оплавить огнеупоры, и в печь подают максимальное количество топлива.

По мере нагрева шихты температура ее $T_{хол}$ возрастает, шихта раскаляется, покрывается шлаком и сама начинает отражать тепловые лучи, в результате чего условия поглощения тепла шихтой ухудшаются. Во избежание нагрева и оплавления огнеупора необходимо уменьшать подачу топлива (рис. 108).

Таким образом, подача топлива по ходу плавки меняется. Максимальной величины расход топлива достигает во время завалки и в начале периода плавления. Подаваемое в это время количество тепла называют максимальной нагрузкой. По мере прогрева шихты подачу топлива уменьшают и тепловая нагрузка падает. Частное от деления общего расхода тепла топлива для одной плавки на время плавки называют средней тепловой нагрузкой или тепловой мощностью печи, т.е.

Расход топлива на плавку, 10^6 кДж

Продолжительность плавки, ч

» Тепловая мощность, 10^6 кДж/ч.

Средняя тепловая нагрузка в зависимости от тоннажа печи возрастает от 23,2 для 125-т печи до 69,9 МВт (252 кДж/ч) для 900-т печи. Максимальная тепловая нагрузка на 20—40 % выше средней.

Для характеристики топлива и условий его сжигания применяют коэффициент использования топлива (к.и.т.)

$$\eta = (Q_T - Q_{ух})/Q_T,$$

где Q_T — теплота сгорания топлива; $Q_{ух}$ — тепло уходящих газов.



Рис. 108. Схема изменения тепловой нагрузки по ходу плавки в мартеновской печи: А — начало завалки и прогрева твердой шихты; Б — начало заливки жидкого чугуна; В — полное расплавление шихты; Г — выпуск

Для мартеновских печей к.и.т. составляет 0,50—0,55.

Удельный расход тепла (расход тепла топлива на 1 т стали) зависит от многих факторов, и прежде всего от емкости печи. По мере увеличения садки печи уменьшаются относительные потери тепла на нагрев футеровки, на отвод тепла с охлаждающей водой и другие потери; в результате удельный расход тепла снижается с 840 для 10—20-т печей до 210 МДж/т для 900-т печей.

Топливо

Применяемое для отопления мартеновских печей топливо различают: а) по физическому состоянию: жидкое (мазут, смола), газообразное (доменный, коксовый, природный газы), твердое (каменноугольная пыль); б) по теплоте сгорания: низкокалорийное (доменный газ, теплота сгорания 3,78-4,2 МДж/м³) и высококалорийное (мазут 39,9-42 МДж/кг, коксовый газ 16,8-18,0 МДж/м³, сухой природный газ типа саратовского 33,6-35,2 МДж/м³, жирный природный газ типа грозненского 63 МДж/м³).

Для успешного проведения мартеновской плавки недостаточно подать в печь определенное количество тепла, необходимо еще, чтобы температура факела при сгорании топлива была достаточно высокой. Температура поверхности шлака в конце плавки составляет примерно 1650 °С. Чтобы тепло пламени достаточно интенсивно передавалось металлу, температура факела должна быть не ниже 1750 °С.

Практическая температура факела $t_{\text{ф}} = \frac{Q_{\text{кал}}}{k}$ где $Q_{\text{кал}}$ — калориметрическая температура горения топлива; k — пирометрический коэффициент, зависящий от отдачи тепла нагреваемым предметом, от потерь тепла в окружающую среду и от степени диссоциации продуктов сгорания.

Величина коэффициента k близка к 0,7. Следовательно, калориметрическая температура горения топлива в мартеновской печи должна быть не ниже 2400 °С (1700:0,7) «2430°С). При этом следует иметь в виду, что для обеспечения полноты сгорания воздух для сжигания топлива подают с некоторым избытком, равным обычно 10—20 % (так называемый "коэффициент избытка воздуха" $a = 1,1-1,2$).

Калориметрическая температура горения доменного газа низка (~2250°С), температура факела нагретого доменного газа в горячем воздухе ниже 1600 °С, следовательно,

нагреть ванну до нужной температуры при отоплении мартеновской печи одним только доменным газом невозможно. Повысить температуру можно, заменяя воздух кислородом.

Обычно доменный газ применяют в качестве топлива для мартеновских печей только в смеси с другими, более калорийными видами топлива (коксовым газом, мазутом, природным газом).

Наиболее распространены в качестве топлива для мартеновских печей природный газ, мазут и смешанный газ (смесь коксового и доменного газов).

Смешанный газ содержит, %: 16-20 CO, 7-9 CO₂, 20-30 H₂, 8-12 CH₄, 30-40 N₂; состав газа и его теплота сгорания меняются в зависимости от соотношения долей, входящих в состав смеси доменного и коксового газов. Для улучшения светимости факела к смешанному газу обычно добавляют небольшое количество карбюратора (мазута или смолы). Калориметрическая температура горения нагретого смешанного газа в нагретом воздухе составляет около 2600 °С, что обеспечивает получение высокотемпературного факела.

Смешанным газом отапливают печи заводов, имеющих в своем составе доменный и коксохимический цехи. В тех случаях, когда доменного и коксового газов для отопления всех мартеновских и других печей завода не хватает, используют природный газ и мазут.

Природным газом или мазутом отапливают также печи заводов, в составе которых нет доменных и коксохимических цехов. Мазут — первоклассное топливо для мартеновских печей, он дает яркосветящийся настильный высокотемпературный факел (калориметрическая температура горения мазута 2650 °С). Обычно мазут содержит 83-85% С и 10-11% H₂, остальное — влага, зола и сера. Содержание серы в мартеновских мазутах колеблется в пределах 0,5—0,7 %. Сернистые мазуты (3 % S и более) в мартеновском производстве применяют редко, так как сера из топлива переходит в металл и ухудшает его качество.

Перед подачей к форсункам мазут нагревают до 70—80 °С. Распыление мазута осуществляют сжатым воздухом, подаваемым под избыточным давлением 0,5—0,7 МПа, или перегретым до 300—350 °С паром под избыточным давлением 1,1-1,2 МПа.

По мере развития газовой промышленности большое число печей в нашей стране было переведено на отопление природ-

2. Особенности технологии мартеновской плавки

Технология плавки стали в мартеновских печах имеет ряд особенностей:

1. Окислительный характер газовой фазы печи. Через рабочее пространство мартеновской печи над ванной проходит огромное количество газа. Если учесть, например, что на 1 т стали в 500-т печи расходуется ~ 4200 МДж, то при отоплении печи смесью коксового и доменного газов с теплотой сгорания $8,4$ МДж/м³ потребуется на плавку газа $500 \cdot 4200 / 8,4 = 250000$ м³. На

1 м³ газа при $\alpha = 1,15 \cdot 1,20$ расходуется ~ 2 м³ воздуха и образуется ~ 3 м³ продуктов сгорания. Следовательно, за плавку через рабочее пространство печи пройдет $250000 \cdot 3 = 750000$ м³ продуктов сгорания. Продолжительность плавки в 500-т печи составляет 7—10 ч, т.е. из рабочего пространства печи вылетает за 1 ч $75000—100000$ м³ продуктов сгорания (расчет ведут на объем газов в холодном состоянии). Если учесть расширение газов при нагреве (до 1700°C примерно в семь раз), то можно представить, с какой скоростью печные газы проносятся над ванной. Газы имеют в своем составе угле-родсодержащие и водородсодержащие соединения (CO , различные углеводороды, сажистые частички углерода, некоторое количество CO_2 , а также и O_2 , так как воздух для горения подают с избытком). При горении углерод- и водородсодержащих соединений образуются CO_2 и H_2O . Следовательно, продукты сгорания любого топлива содержат кислород, окислительные газы CO_2 и H_2O и некоторое количество азота N_2 . Таким образом, характер атмосферы мартеновской печи во все периоды плавки окислительный, и парциальное давление кислорода в атмосфере почти всегда велико. За плавку ванна поглощает 1—3 % кислорода от массы металла. Этот кислород расходуется в основном на окисление примесей, часть его расходуется на окисление железа.

2. Тепло к ванне поступает сверху, поэтому температура шлака выше, чем металла, и по глубине ванны имеет место различие температур металла. Толщина шлака в мартеновских печах колеблется в пределах от 50 до 500 мм, глубина ванны металла — от 500 до 1500 мм (в зависимости от вместимости конструкции печи). Выравниванию температуры по глубине ванны способствуют пузыри CO , выделяющиеся в резуль-

тате окисления углерода, и, как следствие, кипение ванны. При отсутствии кипения мог бы происходить перегрев верхних слоев ванны и недостаточный нагрев нижних. Однако, несмотря на кипение ванны, некоторый перепад температур по глубине ванны сохраняется, особенно между шлаком и металлом. В начале кипения этот перепад составляет $70—100^\circ\text{C}$, а в конце $20—50^\circ\text{C}$. По длине печи температура металла также неодинакова. Под факелом температура металла несколько выше, чем у отводящей головки.

3. Участие пода печи в протекающих процессах. В отличие от плавки в конвертерах, которая продолжается всего 15—30 мин, плавка в мартеновской печи продолжается несколько часов, поэтому влияние взаимодействия металла с подиной оказывается очень ощутимым. Подробно этот вопрос будет рассмотрен ниже.

4. Четвертая особенность технологии мартеновской плавки заключается в том, что жидкий металл все время находится под слоем шлака (шлак примерно вдвое легче металла). Практически все вводимые в печь добавки попадают на шлак или проходят в металл через шлак. Кислород из атмосферы печи в металл переходит также через шлак. Если учесть, что тепло от факела к металлу также передается через шлак, то становится понятной огромная роль шлака в мартеновском процессе. По существу руководство ходом плавки заключается в том, что меняют состав, температуру и консистенцию шлака и таким образом добиваются получения металла нужного состава и качества.

3. Шлакообразование и роль шлака в мартеновском процессе

Основные источники образования шлака следующие:

- 1) продукты окисления примесей чугуна и скрапа — кремния, марганца, фосфора, хрома и др., т.е. SiO_2 , MnO , P_2O_5 , Cr_2O_3 и др.;
- 2) продукты разъедания футеровки агрегата — MgO и CaO в основных печах и SiO_2 в кислых;
- 3) загрязнения, внесенные шихтой (песок, глина и др.), т.е. SiO_2 , Al_2O_3 ; во время заливки жидкого чугуна, хранившегося в миксере, в ковш, а затем в мартеновскую печь попадает некоторое количество миксерного шлака, состояще-

го (%) из 18-35 SiO_2 ; 2,5-5,0 Al_2O_3 ; 3,0-7,0 CaO ; 7-2,5 FeO ; 17-40 MnO ; 7-32 MnS ;

4) ржавчина, покрывающая скрап, т.е. Fe_3O_4 , Fe_2O_3 , FeO ;

5) добавочные материалы (известняк, известь, железная руда, агломерат, марганцевая руда и др.) — CaO , Fe_2O_3 , MnO , SiO_2 , Al_2O_3 и др.

Таким образом, основная масса мартеновского шлака состоит из следующих окислов: CaO , SiO_2 , FeO , Fe_2O_3 , MnO , Al_2O_3 , MgO , причем CaO , MgO , FeO , MnO — основные окислы, а SiO_2 , P_2O_5 — кислотные.

В каждом конкретном случае приходится учитывать большую или меньшую степень влияния того или иного из перечисленных окислов. Для характеристики состава основного шлака пользуются величиной отношения концентраций в нем основных окислов к кислотным: чаще используют более простое выражение $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$. Эту величину называют основностью шлака. Шлаки, в которых величины $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) < 1,5$, называют низкоосновными, для шлаков средней основности $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) = 1,6 \cdot 2,5$ и для высокоосновных шлаков $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) > 2,5$. Кислый шлак более чем наполовину состоит из кислотных окислов (кремнезема). Характеристикой кислых шлаков может служить отношение $(\text{SiO}_2)/(\text{FeO}) + (\text{MnO})$ или $(\text{SiO}_2)/(\text{FeO}) + (\text{MnO}) + (\text{CaO})$, которое называют кислотностью шлака.

Как уже отмечалось, металл в процессе плавки взаимодействует со шлаком; количество и состав шлака, температура, жидкоподвижность и другие его параметры оказывают огромное, а во многих случаях и решающее влияние на процесс плавки и качество металла. В мартеновской печи шлак должен обеспечивать в одни периоды плавки интенсивный переход кислорода из атмосферы печи через шлак в металл, а в другие — предохранять металл от окисления. Одновременно шлак должен препятствовать процессам насыщения металла азотом и водородом.

Удаление из металла вредных примесей — серы и фосфора (процессы, протекающие в значительной степени на границе раздела шлак—металл) — заключается в переводе этих элементов в шлак и создании условий, препятствующих их обратному переходу из шлака в металл. Изменяя состав шлака, его количество и температуру, можно добиться увеличе-

ния или уменьшения содержания в металле марганца, кремния, хрома и других элементов.

§ 4. ОСНОВНОЙ МАРТЕНОВСКИЙ ПРОЦЕСС И ЕГО РАЗНОВИДНОСТИ

В основной мартеновской печи можно переплавлять чугуны и скрапы любого состава и в любой пропорции и получать при этом качественную сталь любого состава (кроме высоколегированных сталей и сплавов, которые получают в электропечах). Состав применяемой металлической шихты зависит от состава чугуна и скрапа и от расхода чугуна и скрапа на 1 т стали. Соотношение между расходом чугуна и скрапа зависит от многих условий.

Обычно на 1 т мартеновской стали в среднем расходуется 575-585 кг чугуна и 490-515 кг стального лома. Однако для отдельных заводов эти цифры значительно отличаются; расход чугуна на 1 т стали колеблется от 300—400 кг для заводов, не имеющих доменных цехов, до 550-700 кг (остальное лом) для заводов с полным металлургическим циклом.

Из общего количества переплавляемого в мартеновских печах нашей страны стального лома около половины приходится на оборотный лом, т.е. на отходы сталеплавильных и прокатных цехов завода (обрезь при прокате, брак, отходы по разливке и др.), и около половины — на лом, который изготовляют специализированные организации. Состав оборотного лома известен, что же касается так называемого лома "покупного", то его состав практически не известен, что, конечно, затрудняет работу мастера-сталевара, особенно при производстве качественного металла.

Практически в стали любой марки содержится некоторое количество углерода, марганца, серы, фосфора, во многих случаях также кремния. Соответственно эти же элементы содержатся и в отходах, которые идут на переплавку в мартеновские печи. В отходах легированных и высоколегированных сталей содержится значительное количество хрома, никеля, кремния, марганца, меди и других элементов. Таким образом, мартеновская шихта, кроме железа, практически всегда содержит еще то или иное количество углерода, кремния, марганца, серы, фосфора, меди, никеля и других примесей.

Основные реакции

Кремний, марганец, фосфор и углерод характеризуются ббль-шим сродством к кислороду, чем железо; эти примеси в условиях мартеновской плавки окисляются. Медь и никель характеризуются меньшим сродством к кислороду, чем железо, и они в условиях мартеновской плавки не окисляются.

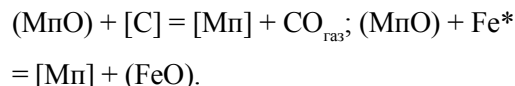
Окисление кремния. Из перечисленных элементов наибольшим сродством к кислороду отличается кремний; он окисляется в основной мартеновской печи почти полностью еще во время плавления в результате взаимодействия с кислородом атмосферы по реакции $[\text{Si}] + \text{O}_{2\text{газ}} = (\text{SiO}_2)$ или с окислами железа шлака по реакции $[\text{Si}] + 2(\text{FeO}) = (\text{SiO}_2) + 2\text{Fe}_{\text{ж}}$. Параллельно с окислением кремния происходит образование силикатов железа $(\text{FeO})_2 \cdot \text{SiO}_2$, являющихся составной частью первичного шлака. Окисление кремния и образование силикатов сопровождается выделением тепла, что ускоряет процесс плавления металла. В основном процессе реакция окисления кремния практически необратима, так как по мере растворения извести в шлаке происходит образование прочных силикатов кальция, протекающее по реакции $(\text{FeO})_2 + \text{SiO}_2 + 2(\text{CaO}) = (\text{CaO})_2 \cdot \text{SiO}_2 + 2(\text{FeO})$, и активность (SiO_2) становится ничтожно малой.

Окисление и восстановление марганца. Марганец (как и кремний) Легко окисляется, взаимодействуя с кислородом атмосферы и с окислением железа шлака:



При окислении марганца также выделяется тепло. Однако реакция окисления марганца в основной печи протекает не до конца. При повышении температуры может протекать обратная реакция — восстановление марганца из шлака.

При высоких температурах марганец может восстанавливаться углеродом или железом:



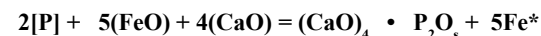
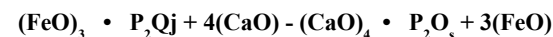
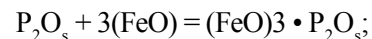
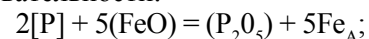
Чем выше температура, тем более благоприятными оказываются условия для восстановления марганца.

Практически всегда в конце плавки, если температура ванны достаточно высока, марганец восстанавливается из

шлака. Поэтому его называют иногда "пирометром" мартеновского процесса: если плавка идет горячо, концентрация марганца в металле постепенно возрастает, если же концентрация марганца понижается, то это говорит о том, что ванна становится холодной и возможно возникновение брака.

Окисление фосфора. Одновременно с кремнием и марганцем в мартеновской печи в начале плавки энергично окисляется фосфор. Для сталей большинства марок фосфор является вредной примесью, так как он ухудшает пластические свойства стали, повышает ее хрупкость (особенно при низких температурах), поэтому наиболее полному удалению его из металла уделяется особое внимание.

Удаление фосфора из металла в мартеновской печи схематично (условно) можно представить себе в следующей последовательности:



Как отмечалось ранее, для успешного протекания процесса дефосфорации необходимо, чтобы обеспечивались:

- 1) наличие железисто-известкового шлака;
- 2) умеренные температуры;
- 3) минимум фосфора в шлаке и минимальная активность его соединений в шлаке.

Практически фосфор стремятся удалить из металла во время периода плавления и первой половины периода кипения, т.е. тогда, когда металл еще сильно не нагрелся. Для создания железистоизвесткового шлака присаживают железную руду (или окалину, или агломерат) и известь или известняк. Для уменьшения активности соединений фосфора в шлаке стремятся, чтобы шлак был высокоосновным, тогда фосфор находится в виде прочного соединения типа $(\text{CaO})_4 \cdot \text{P}_2\text{O}_5$; во многих случаях для целей дефосфорации проводят скачивание шлака, после чего наводят новый шлак. Если в результате такой операции фосфор удален недостаточно, операцию скачивания и смены шлака повторяют дважды и трижды. Обычно для удаления фосфора до 0,010—0,015 % достаточно однократного скачивания шлака, но если фосфора в

шихте много, то однократное скачивание шлака оказывается недостаточным.

Скачивание шлака — операция сложная, многократное же скачивание шлака из мартеновской печи очень затруднительно, поэтому высокофосфористую шихту предпочитают перерабатывать в качающихся мартеновских печах.

В отличие от обычных стационарных печей рабочее пространство качающихся печей можно поворачивать относительно продольной оси. Печь можно наклонять в сторону выпускного отверстия примерно на 30—35° и в сторону печного пролета (в сторону передней стенки) на 15°, что значительно облегчает скачивание шлака. Головки печи неподвижны, между неподвижными головками и "качающимся" рабочим пространством оставляют зазор, размеры которого должны быть очень малыми. Однако мартеновская печь, вмещающая несколько сотен тонн металла, — агрегат очень громоздкий и зазор на практике получается довольно значительным.

Через зазор подсасывается холодный воздух, что приводит к увеличению расхода топлива и удлинению плавки. Кроме того, стойкость огнеупоров качающихся печей ниже, чем стационарных. Поэтому качающиеся печи строят тогда, когда применение стационарных печей или затруднено, или невозможно. В таких случаях прежде всего относится передел высокофосфористых чугунов, т.е. такой случай, когда для получения качественной стали с низким содержанием фосфора необходимо многократно скачивать шлак.

Удаление серы. Как указывалось выше, для успешного удаления серы из металла в шлак необходимы следующие условия: 1) высокая основность шлака, достигаемая подсадками извести; 2) невысокая концентрация оксидов железа в шлаке; 3) высокая температура; 4) увеличение поверхности раздела шлак—металл, достигаемое усилением перемешивания ванны; 5) низкая концентрация серы в шлаке, достигаемая скачиванием шлака и наведением нового или увеличением количества шлака в печи.

Вследствие высокого содержания в мартеновских шлаках оксидов железа процесс десульфурации приобретает ограниченное развитие. Коэффициент распределения серы $\gamma_S = (S)/(S)$ очень невелик и составляет обычно 3—10. При обычной шихте получение в готовой стали менее 0,040 % S

(требование ГОСТа для большинства марок) особых трудностей не представляет. Однако получение очень низких концентраций серы в ряде случаев затруднительно. В связи с этим при выплавке стали с особо низким содержанием серы операцию удаления серы переносят в ковш (см. раздел "Вне-печная обработка стали").

Особое внимание следует обращать на содержание серы в топливе, так как при большом ее количестве возможно обогащение металла серой. Применяемый для отопления коксовый газ обязательно подвергают сероочистке. Допустимое содержание серы в нем не должно превышать 2 г/м³. Мазут для отопления мартеновских печей применяют низкосернистый. Наиболее чистым (по содержанию серы) топливом является природный газ.

Окисление углерода и кипение мартеновской ванны. Следует обратить внимание на то, что реакции удаления вредных примесей, как и вообще почти все реакции, происходящие в мартеновской ванне, протекают на границе металл—шлак, следовательно, величина поверхности соприкосновения металла со шлаком имеет большое значение. Поверхность раздела металл—шлак резко возрастает при кипении металла. Эффект кипения, как упоминалось выше, создается в результате протекания реакции окисления растворенного в металле углерода и выделения образующегося при этом оксида углерода CO. Эту реакцию часто считают основной реакцией мартеновского процесса. Это обусловлено тем, что в результате протекания реакции обезуглероживания и сопровождающего ее эффекта кипения выравниваются химический состав ванны и температура металла, удаляются содержащиеся в металле газы, облегчается процесс всплывания и ассимиляции шлаком неметаллических включений, увеличивается поверхность соприкосновения металла со шлаком и тем самым облегчаются условия удаления из металла вредных примесей — фосфора и серы. Таким образом, ведение мартеновского процесса без реакции окисления углерода и "кипения" невозможно.

В сталях, выплаваемых в мартеновских печах, содержится (в зависимости от марки стали) обычно от 0,05 до 1 % C. В шихте содержание углерода выше. Почему?

Во всех случаях необходимо, чтобы ванна содержала углерода больше, чем требуется в готовом металле. Это

нужно для того, чтобы избыточный углерод во время плавки окислялся и ванна "кипела". Углерод, растворенный в металле, окисляется растворенным в металле кислородом.

Процесс этот можно представить в следующей последовательности:

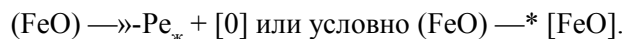
1. Кислород из шлака переходит в металл (этот процесс включает диффузию кислорода в шлаке, переход кислорода через межфазную границу шлак—металл и диффузию кислорода в металле к месту реакции).

2. Кислород и углерод взаимодействуют в металле по реакции $[O] + [C] \rightarrow [CO]$.

3. Выделяются пузырьки оксида углерода $[CO] \rightarrow CO_{газ}$.

Химическая реакция образования CO при высоких температурах сталеварения происходит практически мгновенно. Следовательно, скорость процесса окисления углерода может лимитироваться или первым звеном - подводом к месту реакции реагента (кислорода или углерода), или последним звеном — выделением пузырька CO в газовую фазу.

Процесс перехода кислорода из шлака в металл принято выражать следующим образом:



На рис. 110 показана схема передачи кислорода из газовой фазы через шлак в металл. Образующий на поверхности шлак—газ оксид железа Fe_2O_3 , диффундируя через шлак, реагирует с жидким железом на поверхности шлак—металл, восстанавливаясь до FeO и обогащая шлак этим оксидом, который в свою очередь передает кислород металлу. Реакции окисления примесей могут проходить в металле и на границе

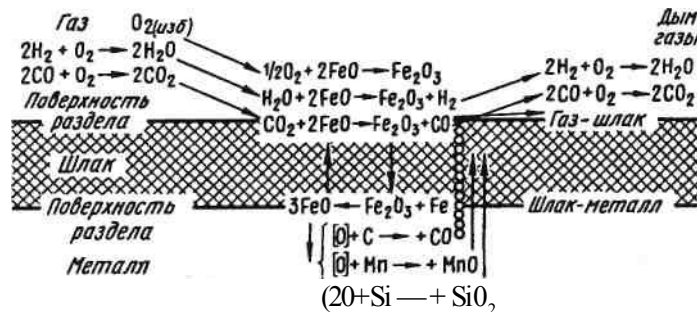


Рис. 110. Схема передачи кислорода из газовой фазы в металл 370

шлак—металл. Скорость передачи кислорода из атмосферы через шлак металлу невелика и во многих случаях не удовлетворяет требованиям сталеплавыльщиков. Для повышения скорости доставки кислорода осуществляют присадки железной руды (окалины, агломерата) или продувают ванну кислородом.

Реакция $(FeO) + [C] = Fe_ж + CO_{газ}$ протекает с поглощением тепла; во избежание охлаждения металла необходимо ограничивать интенсивность присадок железной руды или других материалов.

Реакция $1/2 O_{2газ} + [C] = CO_{газ}$ протекает с выделением тепла и интенсивность питания ванны кислородом может быть очень велика. Повышение температуры во всех случаях способствует протеканию реакции окисления углерода.

Таким образом, чем выше температура металла и чем лучше питание ванны кислородом, тем интенсивнее развивается реакция окисления углерода.

Вторым лимитирующим звеном в развитии реакции обезуглероживания может быть в определенных условиях выделение CO в газовую фазу.

Чтобы образовавшийся в металлической ванне пузырек оксида углерода выделился в газовую фазу, он должен преодолеть давление столба металла $p_{мет}$ и шлака $p_{шл}$ над ним,

давление газовой атмосферы $p_{атм}$ в печи, а также преодолеть силы сцепления частиц жидкости (силы поверхностного натяжения) $p_{ан} = 2\sigma/z$, где σ — поверхностное натяжение, Н/м; z — радиус пузырька, см.

В общем случае давление $p_{выд}$ выделения пузырька CO

$p_{выд} = p_{шл} + p_{мет} + p_{атм} + p_{п.н}$. Когда радиус пузырька велик, величина $p_{п.н}$ очень мала. В тех случаях, когда зарождающийся пузырек газа CO имеет бесконечно малые размеры, давление, необходимое для преодоления сил поверхностного натяжения, становится величиной очень большой. На основании современных физико-химических представлений о поверхностных явлениях в жидкостях можно считать, что зарождение новой фазы (в данном случае пузырьков CO) в объеме гомогенной жидкой металлической ванны маловероятно. Зарождение новой фазы облегчается при нарушении сплошности металла при наличии каких-

то поверхностей, полостей, пузырей, например при наличии шероховатой, плохо смачиваемой жидкостью твердой поверхности. Такой поверхностью служит под. Поверхностные слои пода печи принимают активное участие в процессе обезуглероживания металла. Тысячи пузырьков СО, выделяясь на границе металл—под, пронизывают толщу мартеновской ванны, вызывая ее кипение, пузырьки СО могут выделяться также на границе металл—газовый пузырь.

К началу завалки шихты поверхностные слои пода насыщены оксидами железа. Насыщение происходит вследствие омывания пода шлаком при выпуске плавки и главным образом вследствие воздействия окислительной атмосферы печи на остающийся после выпуска плавки на подине металл. Во время плавки поверхностные слои пода принимают активное участие в процессах окисления примесей, в результате содержащиеся в поверхностных слоях оксиды железа восстанавливаются и на поверхности образуются поры диаметром 1—2 мм.

На шероховатой поверхности пода печи создаются благоприятные условия для образования и выделения пузырьков СО, т.е. она становится местом преимущественного протекания реакции окисления углерода. Образовавшиеся на подине пузырьки окиси углерода перемешивают ванну, выравнивают ее состав, облегчают протекание процессов передачи тепла сверху к нижним слоям, увеличивают поверхность соприкосновения шлака с металлом.

Таким образом, роль пода в мартеновском процессе, как уже говорилось выше, очень велика. По этой причине мартеновские печи делают с длинной, но неглубокой ванной, стремясь обеспечить при данной емкости печи возможно большую площадь пода.

Например, длина ванны современной 900-т мартеновской печи составляет 25 м, ширина 6,4 м (площадь пода 160 м²), а максимальная глубина ванны (в середине печи) — всего около 1,3 м.

Количество окиси углерода, проходящей через металл при кипении ванны, огромно. Обычно скорость окисления углерода в период кипения колеблется в зависимости от емкости печи от 0,2 до 0,8 % С/ч.

При скорости окисления углерода 0,2 % С/ч в 900-т печи за 1 мин выгорает $0,2 \cdot 900 / (60 \cdot 100) = 0,03$ т, или 30 кг углерода.

При окислении 30 кг углерода образуется $30 \cdot 28/12 = 70$ кг СО, или $70 \cdot 22,4/28 = 56$ м³ СО.

Объем металла в ванне 900-т печи равен примерно 130 м³. Если учесть увеличение объема СО при нагреве до 1600 °С (примерно в семь раз), то окажется, что каждую минуту через ванну проходит количество газов, превышающее в несколько раз объем металла (в данном случае примерно в три раза).

Дегазация металла

Кипение металла облегчает также протекание процессов его дегазации и всплывания неметаллических включений.

Мартеновская сталь всегда содержит некоторое количество кислорода, азота, водорода. Это обусловлено тем, что в ходе плавки газовая атмосфера воздействует на металл и шлак, в результате чего некоторое количество кислорода, водорода и азота из газовой атмосферы поглощается металлом. Кроме того, определенное количество кислорода (в виде окислов), водорода и азота вносится с шихтовыми материалами. Кипение металла в мартеновской печи оказывает большое влияние на уменьшение газонасыщенности стали.

Содержание кислорода в металле при "закипании" ванны снижается и поддерживается на уровне, соответствующем содержанию в нем углерода. До тех пор, пока в мартеновской ванне происходит процесс кипения, вызываемый протеканием реакции окисления углерода, металл не будет переокислен, так как поступающий в Металл кислород будет немедленно удаляться в результате протекания реакции $[C] + [O] \rightarrow CO_{\text{газ}}$.

Пузырьки оксида углерода, уносящие кислород, очищают металл также от азота и водорода. Во время энергичного кипения ванна пронизана пузырьками СО. Парциальные давления азота и водорода в пузырьках СО равны нулю, вследствие чего растворенные в металле азот и водород стремятся иродиффундировать в поднимающиеся пузырьки СО и вместе с ними уносятся в рабочее пространство печи. Перемешивание металла облегчает этот процесс.

Описанная схема дегазации мартеновской печи является несколько условной. В действительности очищение металла мартеновской ванны от газов, парциальное давление которых в атмосфере печи велико, происходит по сложным законам и

зависит главным образом от результирующей одновременно протекающих процессов газонасыщения и газоудаления.

Ясно только, что если по каким-то причинам реакция обезуглероживания и соответственно кипение ванны замедлились бы или приостановились, то немедленно начала бы повышаться концентрация газов в металле. При отсутствии кипения получить металл в мартеновской печи с малым содержанием газов невозможно. Обычно в мартеновской стали содержится 0,003—0,005 % N, т.е. меньше, чем обычно его содержится в бессемеровском и томасовском металлах (а также в металле из дуговых электропечей), поэтому азот не представляет существенной опасности для качества мартеновской стали.

Концентрация водорода колеблется в более широких пределах - от 0,0003 и до 0,0006 %, или от 3-4 до 6-7 см³ на 100 г металла.

Содержание водорода, превышающее 5—6 см³ на 100 г металла, уже заметно сказывается на качестве стали. Флокеночувствительные марки стали приходится длительное время выдерживать в специальных устройствах в нагретом состоянии, чтобы часть водорода выделить из металла.

Удаление неметаллических включений

Кипение металла облегчает также процесс всплывания и ассимиляции в шлаке неметаллических включений.

Основные источники неметаллических включений в мартеновской стали следующие: а) шихтовые материалы — чугун, скрап; б) огнеупорная футеровка печи, желоба, ковша, которая вымывается в результате механического воздействия металла; в) шлак, частички которого запутываются в металле при выпуске плавки из печи; г) взаимодействие металла со шлаком (например, переход кислорода или серы из шлака в металл) или введение в металл раскислителей или легирующих элементов, а также выделение включений из металла при кристаллизации стали в результате уменьшения их растворимости при понижении температуры. Практика показывает, что последняя причина в большинстве случаев является основным источником неметаллических включений в мартеновской стали.

При плохом состоянии футеровки агрегата, ковша, желоба и других участков печи количество внесенных ими включений

также становится значительным. Эти включения можно легко отличить под микроскопом по их относительно большим размерам и форме. Включений, вносимых шихтой, обычно немного; они сравнительно легко удаляются во время плавки.

При кипении ванны поднимающиеся пузырьки СО увлекают с собой неметаллические включения, существенно ускоряя процессы их укрупнения и всплывания; при этом поверхность раздела металл—шлак возрастает, условия контакта всплывающих включений со шлаком облегчаются.

Ход плавки при основном мартеновском процессе

Ход мартеновской плавки в значительной степени зависит от состава шихты и марки стали.

Ход плавки при скрап-процессе. В составе мартеновской шихты при скрап-процессе мало чугуна и много скрапа. Соотношение между количеством заваливаемого скрапа и чугуна определяется составом чугуна и скрапа, окислительной способностью печи и маркой выплавляемой стали. Как уже говорилось, для получения качественной стали необходимо, чтобы металл в печи некоторое время "кипел". Эффект кипения вызывает реакция окисления углерода, и металл в начале периода доводки и кипения (в момент расплавления) должен содержать углерода значительно больше, чем в конце этого периода, перед выпуском плавки. Обычно в зависимости от марки стали, емкости печи и других условий избыточная величина содержания углерода составляет 0,4—0,8 %. Например, если нужно выплавить сталь, содержащую 0,4 % С, необходимо, чтобы при расплавлении содержание углерода в ней составляло 0,9 %. Избыток углерода, характеризуемый величиной $0,9 - 0,4 = 0,5$ % С, выгорит за период доводки. За это время металл нагревается, газы и включения удаляются, произойдут дефосфорация, десульфурация и другие процессы.

Необходимое количество углерода поступает в шихту обычно с чугуном; лишь в исключительных случаях, когда чугуна нет или он очень дорог, углерод вводят с карбюраторами (углем, коксом, электродным боем и др.). В этом случае процесс называют "карбюраторным".

Периоду кипения предшествуют периоды завалки и плавления шихты. Во время завалки и плавления углерод шихты тоже окисляется, причем величина угара зависит от многих

факторов: продолжительности завалки и плавления, окисленности скрапа, содержания кремния и марганца в чугуне и др. Например, если в чугуне много кремния, то угар углерода будет меньше. Обычно угар углерода за время завалки и плавления составляет 30—40 %. Зная на основании опытных данных величину угара углерода, можно в каждом конкретном случае подсчитать требуемое количество чугуна для завалки.

Например, для выплавки стали 40 (0,40 % С) необходимо, чтобы при расплавлении было около 0,90 % С. Если принять, что за время завалки и плавления угорает 35 % углерода шихты, то, чтобы при расплавлении было 0,90 % С, необходимо, чтобы шихта содержала $0,90 : 0,65 = 1,385$ % С.

Если принять, что в чугуне 4 % С, а в скрапе 0,3 % С, и обозначить количество чугуна через x , а количество скрапа (100-д.), то получим $4,0x + 0,3(100-x) = 1,385 \cdot 100$, откуда $x = 29,4$.

Таким образом, для выплавки стали марки 40 необходимо, чтобы при данных условиях шихта содержала 29,4 % чугуна и 70,4 % скрапа. Обычно содержание чугуна в шихте при скрап-процессе в зависимости от заданной марки стали колеблется от 25 до 40 % от массы металлической шихты.

Применяемый при скрап-процессе чушковый чугун содержит Si и Mn. Тепло экзотермических реакций окисления примесей (Si и Mn) составляет при скрап-процессе 7—9% от общего прихода тепла в рабочем пространстве печи. Кремний и марганец, находящиеся в шихте в значительных количествах, предохраняют в известной степени от окисления железо и углерод, позволяя, таким образом, вести процесс с меньшим содержанием чугуна в шихте.

В мартеновской печи при скрап-процессе чугун обычно поступает в цех в твердом состоянии - в "чушках". В большинстве случаев завалку производят следующим образом: вначале заваливают железный скрап, затем чугун. Капельки чугуна, расплавляющегося под воздействием факела, стекая вниз, передают тепло нижним слоям шихты и науглероживают скрап, снижая тем самым температуру его плавления. В конце концов наступает момент, когда вся металлическая шихта расплавляется и начинается энергичное окисление находящегося в металле углерода: начинается период доводки и кипения. К этому моменту ванна оказывается покрытой шлаком.

Для удаления фосфора и серы основность шлака должна быть достаточно высокой. С этой целью в шихту основной мартеновской плавки вводят известняк (CaCO_3) или известь (CaO). Расход известняка (или извести) на завалку зависит от состава шихты и требований, предъявляемых к составу шлака после расплавления. Например, если шихта 100-т печи состоит из 40 т чугуна, содержащего 1,5 % Si, и 60 т скрапа, содержащего 0,25 % Si, то всего кремния в шихте будет $(40/100) \cdot 1,5 + (60/100) \cdot 0,25 = 0,75$ т. Во время завалки и плавления кремний шихты окисляется практически полностью. В данном случае образуется $0,75 \cdot (60/28) = 1,61$ т SiO_2 .

Для получения шлака (после расплавления ванны) с основностью $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$, равной 2,2, необходимо ввести $1,61 \cdot 2,2 = 3,54$ т CaO . Если принять, что в известняке содержится около 50 % CaO , то в данном случае необходимо завалить в печь $3,54 : 0,50 = 7,08$ т известняка.

Если в шихте находится повышенное количество фосфора или пустой породы и других посторонних примесей, содержащих кремний или кремнезем, то расход известняка (или извести) соответственно возрастает. Обычно расход известняка при скрап-процессе составляет 5—10 % от массы металлической шихты.

Известняк заваливают в нижние слои шихты попеременно со скрапом. При нагревании CaCO_3 разлагается по реакции $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$. CaO переходит в шлак, а пузырьки CO_2 участвуют в процессе перемешивания ванны. Кроме того, пузырьки CO_2 , проходя через расплавляющуюся ванну, участвуют также в процессе окисления углерода: $\text{CO}_2 + [\text{C}] = 2\text{CO}$.

Известняк — материал малотеплопроводный. Процесс разложения известняка длительный, поэтому часто вместо известняка в печь заваливают свежееобожженную известь. При этом ускоряется шлакообразование, сокращается расход тепла, уменьшается расход чугуна. Применяемая в мартеновских цехах известь содержит обычно 70—85 % CaO . Расход извести на завалку составляет 4—8 % от массы металлической шихты. Существенным недостатком свежееобожженной извести является необходимость ее немедленного использования. Даже при непродолжительном хранении известь начинает реагировать с влагой воздуха, что сопровождается образованием так называемой гашеной извести $\text{Ca}(\text{OH})_2$.

При длительном хранении "гасится" значительная часть извести и она при этом рассыпается в порошок. Такую известь называют "пушонкой". Использование ее в мартеновской печи нежелательно, так как при завалке ее в печь значительная часть уносится продуктами сгорания в шлаковики и регенераторы и, кроме того, такая известь несет с собой значительное количество водорода. Если нельзя употреблять свежесожженную известь, то следует применять известняк, так как он не гигроскопичен.

Таким образом, при скрап-процессе шихта обычно состоит из скрапа, твердого чушкового чугуна и известняка (или извести). Расход чугуна определяется необходимостью иметь при расплавлении определенное содержание углерода, а расход известняка — определенную основность шлака.

Во время завалки и плавления окисляются часть углерода шихты, весь кремний и значительная часть марганца. Кроме того, за это же время окисляется некоторое количество железа. Оксиды железа, кремния и марганца вместе со всплывшей известью образуют основной шлак, состоящий обычно из 35-45% CaO, 20-25% SiO₂, 10-15% FeO, 13-17% MnO. Общее количество шлака после расплавления составляет обычно 8—10 % от массы металла. В таком основном шлаке к моменту расплавления находится и некоторое количество фосфора и серы, удаленных из металла за время плавления шихты. Продолжительность периодов завалки и плавления 5—6 ч.

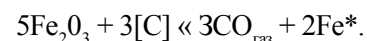
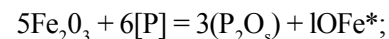
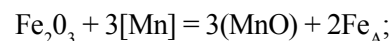
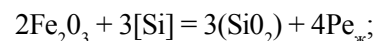
Ход плавки при скрап-рудном процессе. Если в состав завода входят доменный, мартеновский и прокатные цехи, то чугун поступает в мартеновский цех в жидком состоянии. Таким образом, в рассматриваемом случае количество чугуна, поступающего в мартеновский цех, зависит от производительности доменного цеха. При проектировании завода учитывают, что доменный цех должен давать для мартеновского определенное количество жидкого чугуна — обычно 55—70 % от массы шихты. Остальные 30—45 % металла шихты составляют отходы собственного производства (обрез проката и др.) и лом, поступающий с близлежащих металлообрабатывающих предприятий.

Содержание углерода в металле при скрап-рудном процессе регулируют не увеличением или уменьшением расхода чугуна (как при скрап-процессе), а введением в завалку большего или меньшего количества железной руды. Обычно

расход железной руды составляет 12—16 % от массы металлической шихты. Если при том же расходе чугуна расход руды в завалку увеличить, то содержание углерода по расплавлении уменьшится, и наоборот.

Чтобы получить по расплавлении шлак нужной основности, в состав шихты при скрап-рудном процессе, так же как и при скрап-процессе, вводят известняк.

Ход плавки при скрап-рудном процессе следующий. После осмотра и ремонта пода на него с помощью завалочных машин заваливают железную руду и известняк, после некоторого прогрева подают скрап. После того как скрап нагрелся, в печь заливают чугун. Жидкий чугун проходит через слой скрапа и взаимодействует с железной рудой. Начинается интенсивное шлакообразование. Примеси чугуна энергично реагируют с окислами железа руды:



Шлак образуется в очень большом количестве. Образующийся в результате окисления углерода оксид углерода вспенивает шлак и он начинает вытекать, "сбегать" из печи. Шлак, стекающий из печи во время плавления после заливки жидкого чугуна, называют "сбегающим" первичным шлаком. Состав этого шлака характеризуется низкой основностью и высоким содержанием FeO и MnO (если в чугуне содержится больше 1% Mn). Железистые шлаки и пониженная температура благоприятствуют дефосфорации. Фосфор в этих шлаках находится главным образом в виде (FeO)₃P₂O₅.

Средний состав первичного сбегающего шлака следующий, %: SiO₂ 20-35; Al₂O₃ 3-5; FeO 25-35; Fe₂O₃ 3-5; CaO 12-20; MgO 5-9; MnO 15-35; P₂O₅ 2-4.

Как видно из приведенных данных, содержание CaO в этом шлаке невелико, поскольку известняк еще не успел достаточно прогреться; процесс его разложения и всплывания образующейся CaO в шлак только начался.

Со сбегающим шлаком из печи удаляется значительное количество нежелательных окислов SiO₂ и P₂O₅. К сожалению,

вместе со шлаком уходит также большое количество окислов железа и марганца. Поэтому в тех случаях, когда в шихте мало серы и фосфора, сбегающий шлак стараются задержать в печи и уменьшить тем самым потери металла.

Количество сбегающего шлака составляет 8-10 % от массы металла (50—70 % от всего образующегося во время плавления шлака). Спуск шлака продолжается почти до полного расплавления шихты.

За период плавления полностью окисляется кремний, почти полностью марганец и большая часть углерода.

Описанные выше процессы завалки шихты, заливки чугуна и плавления протекают довольно медленно (около 70 % времени всей плавки), при этом расходуется значительное количество тепла топлива: до 80 % тепла, соответствующего общему расходу топлива на плавку. Для ускорения процесса плавления и окисления примесей вскоре после окончания заливки чугуна ванну начинают продувать кислородом.

Продувку ведут через водоохлаждаемые фурмы, опускаемые в отверстия в своде печи. Поскольку при продувке значительная часть примесей окисляется за счет вдуваемого кислорода, расход железной руды в завалку резко сокращают. При окислении железа и примесей за счет подаваемого через фурмы газообразного кислорода выделяется значительное количество тепла, металл энергично перемешивается, в то же время часть примесей окисляется за счет горячего кислорода, содержащегося в воздухе, поступающем из регенераторов. Продолжительность плавления при таком методе работы сокращается в два—три раза, соответственно уменьшается расход топлива. Обычно на продувку ванны во время плавления расходуют около 30 м³ кислорода на 1 т стали. Приходится учитывать, что при продувке кислородом снижается выход металла как вследствие окисления железа, так и вследствие уменьшения расхода железной руды (часть железа руды восстанавливается и тем самым увеличивает выход металла).

Состав шлака, сформировавшегося к моменту расплавления и после него, оказывается почти таким же, как при скрап-процессе. Так получается несмотря на то, что при скрап-рудном процессе в печь загружают больше чугуна, а вместе с ним и больше кремния, марганца, фосфора и других элементов; объясняется это тем, что значительное количество

образующихся оксидов SiO_2 , MnO , P_2O_5 уходит из печи со сбегающим первичным шлаком еще до полного расплавления металла.

Проведение периода кипения (доводки). Поскольку составы металла и шлака после расплавления при скрап- и скрап-рудном процессах практически не различаются, период доводки протекает в обоих случаях также одинаково. Обычно после расплавления ванны в печь подают некоторое количество железной руды или продувают ванну кислородом или сжатым воздухом.

Углерод начинает интенсивно окисляться, уровень шлака в печи несколько поднимается. Если в это время отключить подачу топлива, то давление в печи упадет и шлак вспенится и уйдет из печи в специально подготовленные шлаковые чаши. На печах малой и средней емкости шлак скачивается через среднее завалочное окно, на большегрузных печах шлак скачивается еще и через специальные отверстия в задней стенке печи. В тот момент, когда шлаковые чаши наполнятся шлаком, топливо вновь подают в печь, давление в печи возрастает, шлак оседает и перестает уходить из печи.

Всю операцию называют скачиванием шлака. Иногда для ускорения скачивания шлак сгребают с помощью гребков, помещаемых на хоботе завалочной машины. Отключать подачу топлива при этом не следует. Основность скачиваемого шлака гораздо выше, чем "сбегающего" во время плавления. Вместе со скачиваемым шлаком из печи уходят значительная часть оставшегося в ванне фосфора и некоторое количество серы.

Чтобы перевести оставшиеся в шлаке фосфор и серу в прочные соединения, наводят новый шлак присадками свежее-обоженной извести. Основность шлака CaO/SiO_2 при этом возрастает до 2,5 и более. Если такой шлак оказывается чрезмерно густым и вязким, то его разжижают присадками боксита или плавикового шпата. Окислительная атмосфера печи непрерывно питает ванну кислородом, содержащийся в металле углерод окисляется, и ванна кипит. Вызываемое этим перемешивание благоприятствует передаче тепла от факела к ванне, и температура металла постепенно возрастает.

Задача мастера-сталевара заключается в том, чтобы к моменту, когда температура металла окажется достаточной

для выпуска, ванна хорошо прокипела, очистилась бы от газов и неметаллических включений, в металле содержалось бы необходимое количество углерода и минимум серы и фосфора. При соблюдении всех этих требований период доводки заканчивают и металл раскисляют; если нужно, то металл легируют, а затем выпускают в ковш. Если раскислители вводят в ковш, то кипящий металл выпускают из печи без раскисления. Продолжительность периода доводки 1—3 ч.

Начиная от Моментa расплавления и до выпуска из печи отбирают пробы металла и шлака на анализ в экспресс-лабораторию цеха. Температуру металла измеряют термопарами погружения. Современные методы контроля плавки позволяют практически исключить случаи выплавки металла с отклонением от заданного анализа; более того, они позволяют выплавлять сталь с очень узкими колебаниями в химическом составе.

Технико-экономические показатели основного мартеновского процесса

Эффективность работы мартеновских печей определяют, сравнивая их производительности и себестоимости выплавляемой стали.

Производительность печей определяется несколькими показателями: съемом стали с 1 м² площади пода в сутки [т/(м² • сут)], часовой производительностью печи (т/ч) и годовой производительностью (т/год). Съем стали и часовая производительность могут относиться к календарному и номинальному времени (номинальное время равно календарному за вычетом времени на ремонты печи). Продолжительность горячих и холодных ремонтов на передовых заводах составляет 6—7 % годового времени (т.е. из 365 дней в году 340-343 суток печь работает и 22-25 суток в течение года она находится на ремонте).

Если площадь пода 250-т печи составляет 75 м², плавка длится 6 ч (четыре плавки в сутки) и за каждую плавку получают в среднем 245 т годных слитков, то для такой печи:

- а) съем стали составляет $245 \cdot 4/75 \approx 13,0 \text{ т}/(\text{м}^2 \cdot \text{сут})$;
- б) часовая производительность $245/6 \approx 41,0 \text{ т}/\text{ч}$;
- в) годовая производительность $245 \cdot 4 \cdot 340 \approx 330000 \text{ т}/\text{год}$
(340 рабочих суток в году).

Помимо производительности печей технико-экономические результаты работы цехов зависят от многих других факторов.

Стоимость стали в значительной степени определяется стоимостью шихтовых материалов. Расход шихтовых материалов (на 1 т годных слитков) зависит от вида разливки (сверху или сифоном или непрерывная разливка), брака металла, количества скрапа, образования недоливов слитков и от некоторых других факторов.

На передовых заводах количество брака очень мало и составляет менее 0,6 %; расход металлошихты на 1 т годных слитков на этих заводах составляет 1050—1100 кг для скрап-рудного процесса и 1100-1200 кг для скрап-процесса. Выход годного составляет соответственно 91—95 и 89—91 % (при применении скрап-рудного процесса расходуется больше железной руды и часть железа руды восстанавливается и переходит в металл).

На заводах, выплавляющих легированную сталь, очень большое влияние на экономические показатели производства оказывает степень использования в шихте легированных отходов своего производства вместо дорогих ферросплавов и легирующих материалов.

Расходы по переделу в известной степени зависят от масштабов производства: с уменьшением объема производства доля расходов по переделу в себестоимости повышается. Большую роль при этом играет и организация работы в цехе. Сокращение продолжительности плавки и снижение расхода топлива решающим образом влияют на снижение расходов по переделу. Значительного снижения расходов по переделу можно достигнуть при уменьшении расхода огнеупоров в результате повышения стойкости отдельных элементов печи, вторичного использования огнеупоров и других мероприятий.

Большое значение для снижения себестоимости стали имеет повышение производительности труда, т.е. увеличение количества стали, приходящегося на одного рабочего. Выплавка стали на одного рабочего мартеновского цеха колеблется в широких пределах. В современных крупных мартеновских цехах, работающих скрап-рудным процессом, на одного рабочего приходится 2000-3000 т стали в год.

Из себестоимости стали вычитают стоимость пара, полученного в котлах-утилизаторах. Этот пар "продается" его

потребителям. При переработке фосфористой шихты себестоимость стали снижается в результате продажи фосфористого шлака.

§ 5. КИСЛЫЙ МАРТЕНОВСКИЙ ПРОЦЕСС

Кислым мартеновским процессом называют процесс выплавки стали в мартеновской печи, подина которой изготовлена из кислых огнеупорных материалов ($\sim 95\% \text{ SiO}_2$). В первых мартеновских печах, построенных П.Мартеном, подина была кислой, ее изготавливали из кварцевого песка. Мартеновский процесс существовал как кислый процесс вплоть до 1878 г., когда успехи применения основной футеровки в томасовском конвертере определили дальнейшее развитие мартеновского производства и начал развиваться основной процесс.

Требования к сырым материалам и топливу. Для перевода фосфора и серы из металла в шлак необходимо, чтобы в печи был основной шлак, поэтому в кислой печи с кислым шлаком ни серу, ни фосфор удалить из металла невозможно. В связи с этим к шихте и топливу, предназначенным для кислой мартеновской печи, предъявляют особые требования: топливо не должно содержать серы, а чугун должен содержать не более $0,025\%$ фосфора и серы. Вследствие высоких требований к чистоте шихты привозной стальной лом и скрап практически не используют, а в качестве основной железосодержащей составляющей шихты обычно используют заготовку, специально выплавляемую в основных мартеновских печах. Выплавленный при этом металл называют *шихтовой заготовкой* или *полупродуктом* (если металл заливают в кислую печь в жидком виде). Процесс, при котором жидкий полупродукт выпускают из основной печи в ковш и затем через отверстие в днище ковша (чтобы в ковше остался шлак из основной печи) при помощи специального желоба переливают в кислую печь, называют *дуплекс-процессом* (или *процессом на жидкой шихтовой заготовке*).

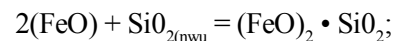
Под кислой печи. Под печи наваривают чистым высококремнистым песком, молотым кварцитом или кварцитом с при-

В кислом процессе используют высококачественные древесноугольные или коксовые чугуны.

месью конечного кислого шлака. Под кислой печи принимает активное участие в протекающих в ванне процессах, и высокое качество кислой стали в известной мере определяется реакциями материала кислого пода с металлической ванной, поэтому состоянию пода кислой печи уделяют особое внимание. Общая продолжительность заправки кислой печи значительно больше, чем основной, и занимает в зависимости от состояния пода $1,5\text{--}2,5$ ч (после каждой плавки).

Ход плавки. Так же, как в основном мартеновском скрап-процессе, соотношение между загружаемыми в печь чугуном и скрапом зависит от заданного содержания углерода в металле, при котором обеспечивалось бы проведение периода кипения. Обычно состав шихты рассчитывают таким образом, чтобы после расплавления металл содержал на $0,5\text{--}0,6\%$ С больше, чем требуется в готовой стали. В отличие от основного мартеновского процесса, при котором в печь заваливают значительное количество известняка или извести, а при скрап-рудном — также железную руду, в кислом процессе источников для образования шлака меньше. Металл может оказаться покрытым недостаточным слоем шлака, в результате он интенсивно окисляется и насыщается газами. Для предотвращения этого на подину до заливки (или заливки) шихты загружают конечный кислый шлак (от предыдущих плавки), шамотный бой и кварцевый песок ($2\text{--}4\%$ от массы металла).

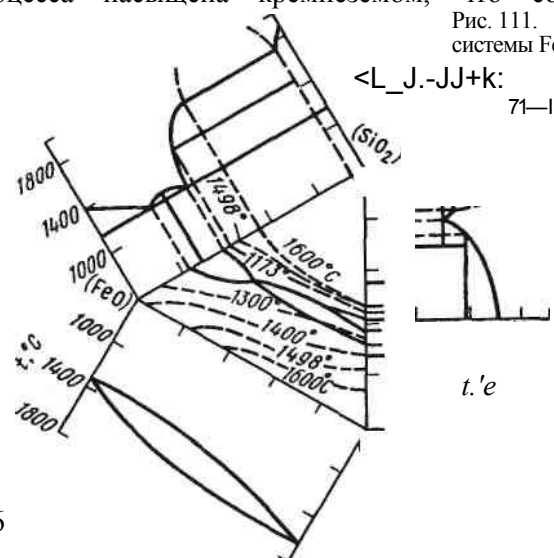
При работе дуплекс-процессом для ускорения начала кипения ванны в печь вводят некоторое количество железной руды ($\ll 0,5\%$ от массы металла). В шлак переходит некоторое количество футеровки пода. Это количество зависит от качества наварки пода и от угара примесей шихты, прежде всего железа и марганца. Образующиеся во время плавления основные оксиды железа и марганца вступают во взаимодействие с кремнеземом, образовавшимся в результате окисления кремния шихты. В результате получают сравнительно легкоплавкие силикаты железа и марганца. Однако количества SiO_2 , образующегося при окислении кремния шихты, для ошлакования FeO и MnO обычно недостаточно. Недостающее количество кремнезема переходит в шлак из футеровки пода:



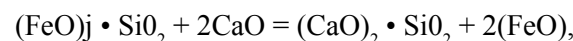
Если в период завалки в печь вводят шамот или песок, то количество футеровки, перешедшей в шлак, уменьшается. Таким образом, кислая футеровка печи регулирует состав шлака после расплавления. Практически, несмотря на существенные различия состава шихты и типа процесса, во всех случаях состав кислого мартеновского шлака после расплавления примерно одинаков: 15—20 % FeO, 20—30 % MnO, 42—47 % SiO₂; изменяется лишь количество шлака. Суммарное количество оксидов железа и марганца (FeO) + (MnO) в кислом шлаке после расплавления составляет 45-50%. Находясь в соприкосновении с кислой футеровкой пода, шлак кислого мартеновского процесса непрерывно обогащается кремнеземом. Содержание SiO₂ в шлаке к концу плавки достигает 55—60 %. Из диаграммы состояния системы FeO—MnO—SiO₂ (см. рис. III) следует, что для расплавления шлака, содержащего > 55 % SiO₂, требуется температура, значительно превышающая температуру ванны (1600 °C), поэтому к концу плавки кислый шлак становится гетерогенным. Избыточное по отношению к концентрации насыщения количество кремнезема находится в шлаке во взвешенном состоянии.

Таким образом, в отличие от основного процесса, где активность SiO₂ в шлаке ничтожно мала, ванна кислого мартеновского процесса насыщена кремнеземом, что создает

Рис. 111. Диаграмма состояния системы FeO—MnO—SiO₂



благоприятные условия для восстановления кремния из кремнезема шлака и пода. В кислой печи непрерывно идут два процесса: 1) окисление кремния кислородом оксидов железа шлака, в результате чего содержание кремния в металле уменьшается; 2) восстановление кремния из шлака и пода, в результате чего содержание кремния в металле повышается. Содержание кремния в ванне определяется соотношением скоростей этих процессов (рис. 112, а). Скорость восстановления кремния из пода примерно постоянна, скорость его окисления в большей степени зависит от состава шлака и его жидкотекучести. Интенсифицировать процессы окисления примесей в кислой печи можно введением железной или марганцевой руд, извести или мелкоизмельченного известняка, а также продувкой ванны воздухом или кислородом. Например, при введении в печь извести (известняка) образуются более прочные, чем силикаты железа, силикаты кальция



в результате чего активность оксидов железа в шлаке возрастает. Влияние состава шлака на его жидкотекучесть показано на рис. 112, б. Изменять скорости протекания реакции окисления можно также изменением характера атмосферы печи. При уменьшении коэффициента расхода воздуха уменьшаются парциальные давления окислительных составляющих газовой фазы (O₂, H₂O, CO₂), и скорость перехода кислорода в металл снижается.

Атмосфера печи | атм "

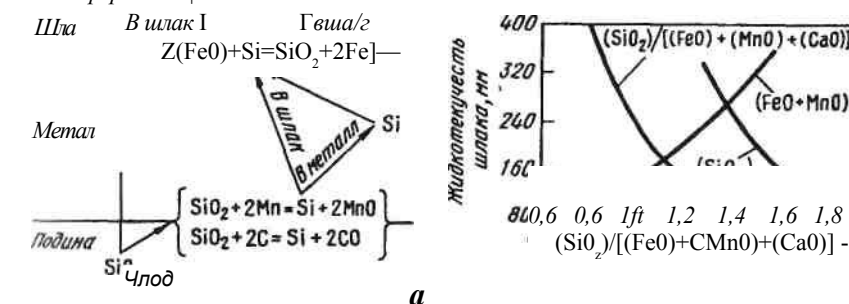


Рис. 112. Изменение состава и свойств кислых шлаков:

а — схема процесса восстановления кремния в кислой печи; б — влияние состава кислого шлака на его текучесть

Если после расплавления в печь не вводят никаких добавок, то по мере повышения температуры металла шлак постепенно насыщается кремнеземом, становится все более вязким, скорость перехода кислорода из атмосферы печи через шлак в металл уменьшается. В результате через некоторое время после расплавления скорость восстановления кремния оказывается выше скорости его окисления и концентрация кремния в металле растет. Такой метод ведения плавки называют *пассивным*, а процесс — *кремневос-становительным*. Если по ходу плавки вводят руду, известь или известняк, в результате чего повышается жидкоподвижность шлака, растет его окислительная способность и металл интенсивно кипит, то содержание кремния выше определенных пределов (0,10-0,12%) не возрастает. Такой метод ведения плавки называют *активным*, а процесс — *с ограничением восстановления кремния*. При активном процессе после расплавления и при достаточно высокой температуре металла в печь присаживают небольшими порциями железную руду. Начинается интенсивное кипение, скорость окисления углерода составляет 0,2-0,3 % С/ч. За 30-40 мин до раскисления подачу в печь добавок прекращают, однако к этому моменту уже сформировался шлак такого состава, который способствует продолжению кипения металла со скоростью окисления углерода 0,10-0,15 % С/ч до конца периода кипения.

Кремневосстановительный процесс начинается так же, как и активный, присадкой руды и кипением ванны. После того как металл нагрелся, а шлак начал заметно густеть, обогащаясь кремнеземом, ход кремневосстановительного процесса отличается от хода активного процесса. Руду или известь больше не присаживают, окислительную роль факела сводят к минимуму, в металле заметно возрастает содержание кремния, кипение металла практически прекращается. Проба металла, взятая из печи, в этот период застывает совершенно спокойно, т.е. металл раскислен. Этот период "мертвого" состояния ванны, когда кипение практически прекратилось (скорость окисления углерода всего ~ 0,05 % С/ч) и происходит постепенное восстановление кремния, называют *периодом стабилизации*. Продолжительность перио-

*

Такое название этому периоду дал известный металлург В.И.Тыжнов, тщательно разработавший технологию кремневосстановительного процесса.

да стабилизации составляет 1—2 ч. При пассивном методе количество восстановленного кремния составляет не менее 0,20-0,22%. Промежуточное положение между активным и пассивным методами ведения плавки занимает *полуактивный метод* с восстановлением кремния до 0,12-0,16%.

Качество металла, выплавленного в кислых печах. Содержание газов в кислой стали ниже, чем в стали того же состава, выплавленной в основных мартеновских печах, дуговых электропечах или конвертерах. Этому способствует следующее: 1) чистота шихты; 2) небольшое количество вводимых в печь шлакообразующих; 3) насыщенные кремнеземом вязкие шлаки, обладающие малой газопроницаемостью; 4) более низкое содержание кислорода по ходу плавки в кислой печи, чем в основной, так как, помимо раскисляющего действия кремния, протекает процесс взаимодействия оксида FeO, растворенного в металле, с кремнеземом шлака и футеровки; 5) уменьшение количества вводимых в печь или ковш раскисляющих и легирующих добавок, которые вносят соответственно меньшее количество газов, в частности водорода и азота и нежелательных примесей. В некоторых случаях металл получается настолько раскисленным, что раскислители не вводят. Обычно кислая мартеновская сталь содержит 0,006—0,010% [O], 0,0010-0,0015% [N] и 2-4см³/Ю0г [H].

Особенностью включений в кислой стали является их округлая форма, сохраняющаяся после прокатки, в то время как включения основной стали часто представляют собой вытянутые пластинки или цепочки: длинная ось включений в этом случае совпадает с направлением вытяжки металла при обработке давлением, поэтому механические свойства основной стали в поперечном направлении значительно ниже, чем в продольном. Механические свойства кислой стали примерно одинаковы в продольном и поперечном направлениях относительно направления прокатки иликовки, в результате отличительной особенностью кислой стали является меньшая, чем у основной стали, анизотропия механических свойств, особенно ударной вязкости и упругости. Кроме того, механические свойства кислой стали, как правило, более стабильны от плавки к плавке, чем основной стали того же состава.

Анизотропия (от греч. anisos — неравный + tropos — свойство) неодинаковость физических свойств тела в различных направлениях.

ва, поэтому для изготовления изделий, которые при эксплуатации испытывают нагрузки в поперечном (относительно оси обработки давлением) направлении, предпочитают использовать кислую сталь.

Кислую мартеновскую сталь применяют для изготовления коленчатых валов различных двигателей, роторов крупных турбин электростанций, шариковых и роликовых подшипников большого диаметра, артиллерийских орудий и других изделий ответственного назначения. Стабильность технологии и незначительное содержание вредных примесей в кислой стали дают возможность получать крупные слитки для поковок (* 200 т) с минимальным развитием неоднородности состава и свойств по высоте и поперечному сечению.

Несмотря на высокие качества кислой мартеновской стали, область ее применения постепенно сужается, так как, во-первых, непрерывно улучшается качество стали, выплавленной в основных мартеновских печах, конвертерах и дуговых электропечах и, во-вторых, стоимость кислой мартеновской стали значительно выше (в 1,5—2,0 раза), чем основной. Известно, что стоимость шихтовых материалов составляет 65—75 % от себестоимости готовой стали. Применяемые в качестве шихтовых материалов кислого мартеновского процесса чугуны, металлическая заготовка или жидкий полупродукт с малым количеством примесей в два с лишним раза дороже шихты, используемой в основных мартеновских печах. Кроме того, производительность кислых мартеновских печей значительно ниже, чем основных (более продолжительные периоды заправки и доводки плавки, меньшие тепловые нагрузки из-за опасения снизить стойкость свода, изготовленного из кислых огнеупорных материалов). В настоящее время кислую мартеновскую сталь используют только для изготовления особо ответственных изделий.

§ 6. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ МАРТЕНОВСКОГО ПРОИЗВОДСТВА. ДВУХВАННЫЕ ПЕЧИ. ПРОБЛЕМЫ ЭКОЛОГИИ

В 1984 г. около 60 % всего производства стали в стране приходилось на сталь, выплавленную в мартеновских печах. Современное мартеновское производство характеризуется высокой концентрацией мощностей в крупных цехах, основное

количество мартеновской стали выплавляют в печах емкостью 300–400 т и более. Тем не менее, среди действующих в настоящее время мартеновских печей имеется определенное число построенных 40–50 лет тому назад агрегатов малой емкости, характеризующихся невысокой производительностью и низкими технико-экономическими показателями. В ближайшие годы будет выведена из эксплуатации большая часть малопродуктивных печей, однако определенное число крупных высокопроизводительных мартеновских цехов, оснащенных современным оборудованием, будет обеспечивать потребности нашей страны в металле еще некоторое время.

Традиционный мартеновский процесс будет совершенствоваться в направлении улучшения технико-экономических показателей работы печей (экономия металлошихты и добавочных материалов, повышение стойкости сводов и других элементов кладки) в результате оптимизации теплового и технологического режимов плавки, конструктивных изменений и внедрения современных систем и средств автоматического контроля и управления плавкой. Широкое распространение методов внепечной обработки стали должно обеспечить повышение качества металла и использование мартеновских печей для производства дорогой стали высококачественных марок. Одновременно техническая мысль работает над изысканием новых технически и экономически целесообразных процессов плавки в агрегатах, которые могли бы быть установлены в уже существующих зданиях мартеновских цехов. Из многих такого рода предложений практически реализованы два, а именно: а) установка на месте старых мартеновских печей дуговых сталеплавильных печей; б) реконструкция работающих мартеновских печей на двухванные. Второй путь в условиях СССР получил широкое развитие. В 1984 году производство стали, выплаваемой в двухванных печах на металлургических заводах СССР, достигло ~ 15 млн. т.

Двухванные сталеплавильные печи

Существенным обстоятельством, ускорившим процесс широкого распространения двухванных печей, явились трудности обслуживания и ремонта регенеративных насадок мартеновских печей, работающих с продувкой ванны кислородом. По мере повышения интенсификации продувки ванны количество плавленной пыли увеличивается, появляется необходимость все

более частой очистки насадок и поднасадочного пространства, что усложняет и удорожает обслуживание печи и увеличивает трудовые затраты на ремонт. Поскольку методы очистки насадок несовершенны и не всегда эффективны, практически на всех печах, работавших с продувкой ванны, постепенно от ремонта к ремонту увеличивались размеры ячейки насадок регенераторов (от 120x120 до 460x220 мм). Однако чем больше сечения ячейки, тем меньше эффективность использования регенератора (меньше степень регенерации тепла), тем ниже температура подогрева воздуха. В результате оказывается, что затраты на сооружение, ремонт и обслуживание таких малоэффективных регенераторов уже с трудом покрываются экономией на топливе (в результате регенерации тепла).

Кроме этого, по мере увеличения степени обогащения дутья кислородом возрастает температура отходящих газов и соответственно температура верха насадок регенераторов, что также усложняет условия их эксплуатации.

Конструкторы двухваннных печей предложили, помимо интенсивной продувки ванны кислородом, утилизировать хотя бы часть тепла выделяющихся газов для нагрева шихты. При этом используется как физическое тепло отходящих газов, так и тепло, выделяющееся при окислении CO до CO₂. Даже частичная утилизация тепла отходящих газов позволяет повысить долю металлического лома в шихте до 40—45 %.

В нашей стране первые двухваннные печи были установлены в 1965 г., в последствии в России и Украине работало более десяти двухваннных печей. Двухваннные печи представляют собой плавильные агрегаты с двумя ваннами, двумя головками, двумя вертикальными каналами, двумя шлаковиками и системой боровов и перекидных клапанов. Принцип работы двухванной печи заключается в том, что в то время как в одной (I) ванне идет продувка металла кислородом, в другой (II) твердая шихта (металлолом, добавочные материалы) подогревается теплом отходящих от первой ванны газов (рис. 113). Производительность печи при таком методе работы возрастает.

Обычную плавку в мартеновской печи (с интенсивной продувкой ванны кислородом, начинающейся сразу после заливки жидкого чугуна) можно условно разделить на два периода: 1) твердый- завалка лома, руды, известняка и их прогрев;

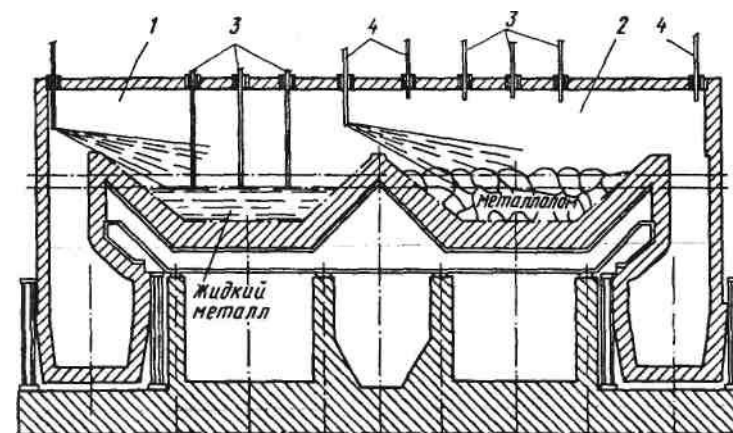


Рис. 113. Схема двухванной сталеплавильной печи:

1 — ванна I; 2 — ванна II; 3 — кислородные фурмы; 4 — топливо-кислородные горелки

2) жидкий- заливка чугуна, продувка ванны и окисление ее примесей, раскисление, легирование и выпуск. Организация проведения плавки в двухванной печи примерно такая же. Если часовая производительность мартеновской печи, т/ч:

где G — масса плавки; T_T и $T_{ж}$ — продолжительность твердого и жидкого периодов, а часовая производительность двухванной печи, т/ч:

$$G_{дв} = \frac{G}{T_T/2 + T_{ж}}$$

где $G/2$ — масса плавки каждой из двух ванн, то

$$\frac{CП}{\frac{T_T/2 + T_{ж}}{G/(T_T/2 + T_{ж})}} > 1.$$

Таким образом, часовая производительность при замене мартеновской печи двухванной должна возрастать.

Технология плавки в двухванной печи принципиально не отличается от технологии плавки в мартеновской печи, работающей с интенсивной продувкой ванны кислородом, однако имеется некоторое различие. В момент окончания заливки

чугуна и начала продувки ванны в шлаке наблюдается высокое содержание оксидов железа (30—40 %, а на некоторых плавках еще выше). В период интенсивного обезуглероживания содержание оксидов железа в шлаке несколько снижается, однако в конце плавки, при понижении концентрации углерода вновь возрастает.

Основное количество тепла в ванне печи выделяется в результате окисления железа и его примесей, а относительная величина теплоотдающей поверхности в двухвальной печи выше, чем в конвертере, поэтому температура в рабочем пространстве ниже, чем в мартеновских печах в периоды плавления и доводки и в конвертерах. Температура шлака в двухвальной печи, как правило, не превышает температуры металла. Вследствие более низкой температуры шлака наведение активного жидкоподвижного высокоосновного шлака затрудняется, поэтому предпочитают по ходу плавки не вводить значительных порций извести, а для полного ошлакования извести или известняка, загруженных во время завалки, практикуют метод подъема одной или двух фурм. При этом начинает интенсивно окисляться железо (так же, как в начальный период конвертерной плавки), в результате повышения температуры шлака и его окисленности быстро формируется достаточно жидкоподвижный и однородный шлак.

Содержание SiO_2 в шлаке ниже, чем обычно в мартеновской плавке, что связано с тем, что в двухвальной печи железную руду в период завалки обычно не вводят. Растворение в шлаке извести, введенной в печь в период завалки, начинается через некоторое время после окончания заливки чугуна. К моменту расплавления основность шлака CaO/SiO_2 повышается до 2, во время доводки основность шлака продолжает возрастать. Формирование активного жидкоподвижного шлака обеспечивает достаточно успешное проведение десульфурации металла. Повышенная окисленность шлака в двухвальной печи обеспечивает также успешное проведение дефосфорации металла.

Расчет показывает, что при продувке кислородом обычного передельного чугуна приход тепла на 1 т чугуна составляет примерно 3150 МДж. Это количество тепла складывается из трех примерно равных частей: 1) физического тепла жидкого чугуна; 2) тепла, выделяющегося при окислении примесей чугуна; 3) тепла дожигания CO в CO_2 .

Расход этого тепла распределяется следующим образом: около 50 % от прихода тепла содержится в жидкой стали и шлаке (энтальпия ванны); около 10 % — тепло, заключенное в отходящих газах (в основном CO_2) и остальные 40 % тепла расходуются на компенсацию потерь через кладку, потерь с водой, охлаждающей отдельные элементы печи, и на переработку лома или железной руды (избыток тепла). Таким образом, количество переработанного лома (или железной руды) определяется тепловым балансом.

Теоретически при содержании в шихте более 65 % жидкого чугуна двухвальные печи могут работать без расходования топлива. Если же по условиям производства в печь загружают лома больше, чем соответствует по балансу тепла, то недостаток тепла должен быть скомпенсирован подаваемым топливом. Естественно, что тепловой баланс зависит также от состава чугуна, главным образом от содержания в нем кремния.

Топливо в двухвальные печи подают с помощью газокислородных горелок, установленных в своде и торцах печи. Горелки могут быть стационарными или подвижными.

Хорошо работающие двухвальные печи расходуют на 1 т стали 70—75 м³ кислорода и 3—4 кг огнеупоров. Расход топлива определяется составом шихты (главным образом расходом и составом чугуна).

Естественно, что замена мартеновских печей на двухвальные, поскольку она не сопровождается увеличением числа единиц оборудования, приводит к повышению производительности труда. Так, в мартеновском цехе Магнитогорского металлургического комбината выплавка стали на одного рабочего после замены мартеновских печей на двухвальные приблизилась к 6 тыс. т в год (что существенно превышает показатели других сталеплавильных цехов страны, оборудованных мартеновскими печами).

Таким образом, достоинствами двухвальных печей являются: 1) высокая производительность; 2) меньшая трудоемкость ремонтов; 3) возможность размещения печей в существующих мартеновских цехах (габариты, использование кранового оборудования, коммуникаций и т.д.).

Эти достоинства определили распространение печей такого типа для замены мартеновских печей, работающих скрап-рудным процессом с интенсивной продувкой кислородом.

Вместе с тем целый ряд проблем организации работы двухванных печей оказался нерешенным: а) тепловая работа печи осложняется большими подсосами холодного воздуха (в результате подсоса основная масса CO окисляется в том рабочем пространстве, где происходит продувка, не успевая перейти в то пространство, где идет подогрев твердой шихты); б) в двухванных печах при интенсивной продувке кислородом наблюдается повышенный угар металла; в) не решена проблема удаления из атмосферы цеха бурого дыма, выбивающегося при интенсивной продувке через щели в кладке и смотровые гляделки; не решены и некоторые другие проблемы.

Однако самый главный недостаток — неудовлетворительные условия работы в экологическом отношении: значительный вынос плавильной пыли и газов, содержащих CO , SO_2 , NO_x . При этом выбросы газов и пыли непосредственно на рабочих местах в цехе вредны и мешают обслуживанию печей.

Заметного сокращения неорганизованных выбросов пыли и газов непосредственно в цехе удалось добиться, реконструировав обычные двухванные печи на печи прямоточные или одноканальные. Печи эти получили названия ПДА (прямоточный двухванный агрегат) или ПСА (прямоточный сталеплавильный агрегат). Основной принцип работы этих агрегатов — отвод дымовых газов из каждого рабочего

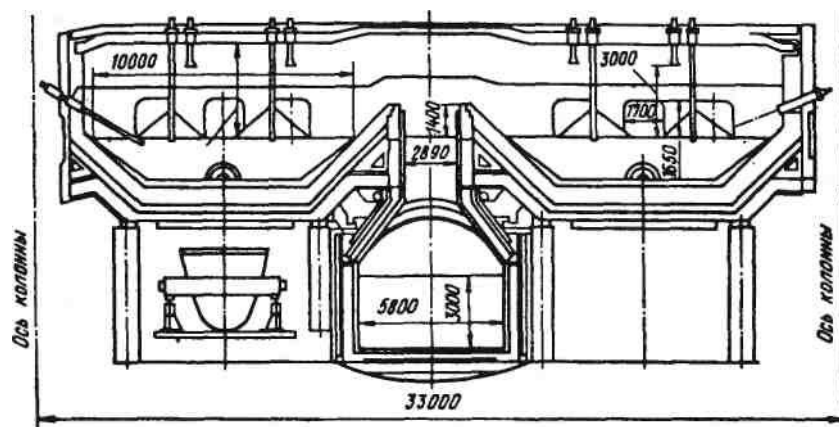


Рис. 114. Одноканальный двухванный сталеплавильный агрегат Алчевского металлургического комбината (2*270 т)

пространства через смежный вертикальный канал или вообще в один общий вертикальный канал (рис. 114). В таких агрегатах не только отсутствует регенерация тепла отходящих газов, но и уменьшается доля тепла, расходуемого на подогрев твердой шихты. Естественно, что при этом заметно возрастают расходы топлива и кислорода.

В качестве примера приведем усредненные данные о работе прямоточной двухванной печи Алчевского металлургического комбината, изображенной на рис. 114, в первой половине 1993 г:

Масса плавки (т. годного)	262,3
В том числе жидкого чугуна (кг/т стали)	750-760
Продолжительность (ч/мин):	
заправки	0—25
завалки твердой шихты	0—55
прогрева твердой шихты	1—11
слива жидкого чугуна	0—30
плавления	1—18
доводки	1—47
Интенсивность продувки ванны кислородом, $\text{м}^3/\text{ч}$	6000
Расход топлива (кг условного топлива на 1 т стали)	61,6
Расход кислорода, $\text{м}^3/\text{т}$	138,2

Напомним, что "условное топливо" — единица учета, применяемая для сопоставления эффективности различных видов топлива; в качестве единицы принимается 1 кг условного топлива (1 кг у.т.) с теплотой сгорания 7000 ккал/кг (29308 кДж/кг). Соотношение между массой условного топлива B_u , кг и массой натурального топлива B_n , кг $B_u = \mathcal{E} * B_n$, где \mathcal{E} — calorific equivalent. Если $2n$ — низшая теплота сгорания данного топлива, ккал/кг или ккал/ м^3 , то $\mathcal{E} = \text{gg}/7009$. Значение \mathcal{E} принимают: для нефти 1,4; кокса 0,93; торфа 0,4; природного газа 1,2.

Из приведенных данных видно, что при составе шихты, близком к составу шихты конвертерного процесса, расход кислорода почти вдвое превышает обычные расходы при конвертерной плавке, и дополнительно расходуется топливо.

Положительным, однако, является то, что при переводе двухванных печей на прямоточный режим улучшилась экологическая обстановка на рабочих местах в цехе (концентрации пыли в воздухе на рабочих местах, содержания сернистого ангидрида, оксидов азота). На упомянутой печи Алчевского комбината выбросы в атмосферу по сравнению с мартеновскими печами уменьшились: пыли в 2,3 раза, NO^x — в 4 раза, CO — в 4,2 раза.

Характеризуя ситуацию в целом, следует отметить, что как мартеновские печи с интенсивной продувкой ванны кислородом, так и двухваннные печи в экологическом отношении представляют собой агрегаты, не удовлетворяющие условиям современных высоких требований по охране природы и охране труда из-за интенсивного выделения пыли, а также газов, содержащих CO_2 , SO_2 , NO^* .

Работа этих агрегатов связана с достаточно высоким расходом огнеупоров, большими затратами труда на ремонты (проводимые к тому же в условиях горячего цеха). Производительность труда (в тыс. т стали на одного работающего) в мартеновском производстве ниже, чем в конвертерном.

В соответствии со сказанным понятно, почему строительство новых мартеновских цехов не ведется.

§ 7. АВТОМАТИЗАЦИЯ РАБОТЫ МАРТЕНОВСКОЙ ПЕЧИ

Автоматизация управления тепловой работой современной мартеновской печи — необходимый элемент прогресса сталеплавленного производства. Автоматизация позволяет упростить и облегчить труд сталевара и повышает технико-экономические результаты работы, способствуя снижению удельного расхода топлива, повышению производительности печи и увеличению ее стойкости.

Почти все мартеновские печи СНГ оборудованы контрольно-измерительными и регулирующими приборами и устройствами для полного автоматического контроля и регулирования тепловой работы.

Контролю и автоматическому регулированию подвергаются следующие основные операции:

1. *Подача топлива в печь и горение топлива.* В зависимости от периода (завалка, плавление, кипение) автоматически поддерживается определенный расход топлива. Если отдельные элементы печи (свод, верхние ряды насадок регенераторов) чрезмерно перегреваются, подача топлива автоматически уменьшается.

В соответствии с изменением количества подаваемого в печь топлива изменяется расход воздуха. Соотношение между расходом топлива, воздуха и кислорода поддерживается таким, чтобы обеспечить полное сгорание топлива в рабочем пространстве печи.

2. *Поддержание на определенном уровне давления газов в рабочем пространстве печи.* Если давление в рабочем пространстве печи возрастает (оно непрерывно замеряется под сводом) и газы через гляделки и неплотности начинают выбиваться из печи, то регулирующий шибер в борове автоматически поднимается, если давление падает, то шибер опускается, сопротивление возрастает и давление повышается. Обычно давление под сводом составляет 19,6—23 Па.

3. *Перекидка клапанов.* При нагреве одной пары насадок и охлаждении другой, а также при нагреве свода наступает момент, когда целесообразно изменить направление движения газов. Этот момент определяют специально проводимыми предварительными исследованиями. На основании полученных результатов автоматику печи настраивают так, что подача топлива и воздуха в одну пару насадок автоматически прекращается и они направляются в другую пару насадок.

Перекидка клапанов в периоды, когда шихта хорошо воспринимает тепло, а следовательно, насадки и свод не перегреваются, осуществляется каждые 20—30 мин. По мере нагрева металла перекидки учащаются и перед выпуском перекидка клапанов происходит через каждые 3—5 мин.

4. *Распределение продуктов сгорания между насадками регенераторов.* Чтобы не допускать неравномерного нагрева газового и воздушного регенераторов, количество горячих продуктов сгорания, направляемых в тот или иной регенератор, автоматически регулируется с помощью специального шибера, устанавливаемого в воздушном борове (борове от воздушного регенератора).

Разработан и успешно эксплуатируется ряд схем регулирования тепловой работы печи.

Разрабатывают схемы для автоматического контроля степени усвоения шихтой тепла в каждый данный момент плавки (мгновенное теплоусвоение), количества накопленного шихтой тепла от начала плавки, скорости выгорания углерода, концентрации углерода (и других примесей) в любой момент плавки, коэффициента полезного теплоиспользования, а также методы непрерывного замера температур металла и других параметров работы печи. Знание величины теплоусвоения позволит автоматически регулировать скорость завалки в соответствии с накоплением тепла шихтой, а также автоматически определять оптимальную тепловую нагрузку в раз-

личные периоды плавки; знание величины скорости выгорания углерода в каждый данный момент позволит оценивать ход плавки и даст данные для регулирования процесса горения. Знание величины других параметров позволит в большей степени автоматизировать управление работой печи. Однако на практике увеличение производительности мартеновских печей и улучшение технико-экономических показателей их работы в большинстве случаев лимитируется возможностями самой печи и организацией производства в цехе. Поэтому улучшение организации производства дает даже больший эффект, чем внедрение схем комплексной автоматизации их работы.

§ 8. ТЕПЛОВОЙ И МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНСЫ МАРТЕНОВСКОЙ ПЛАВКИ

Основные статьи себестоимости мартеновской стали (расход металлической шихты и расход топлива на 1 т жидкой стали) определяются тепловыми и материальными балансами. Данные расчетов баланса одной из плавов в 50-т печи по скрап-процессу приведены в табл. 8, а 185-т печи по скрап-рудному процессу при работе без продувки ванны кислородом — в табл. 9.

На основе данных, приведенных в табл. 8 и 9, можно сделать следующие выводы:

- 1.Выход жидкой стали при скрап-рудном процессе (по отношению к массе чугуна и скрапа) значительно выше, чем при скрап-процессе, что обусловлено восстановлением железа из заваливаемой в печь железной руды.
- 2.Из атмосферы печи поступает кислорода значительно больше при скрап-процессе (при скрап-рудном процессе основное количество кислорода на окисление примесей поступает с заваливаемой железной рудой).
- 3.Общее количество образующегося за плавку шлака при скрап-рудном процессе больше, чем при скрап-процессе.
- 4.Мартеновская печь является очень несовершенным тепловым агрегатом, лишь небольшая доля общего прихода тепла расходуется полезно — на нагрев металла и шлака. Значительное же количество тепла уносится дымовыми газами и теряется (следует при этом иметь в виду, что часть тепла, уносимого из рабочего пространства газами, возвращается с нагретым в регенераторах воздухом и газом).

400

Т а б л и ц а 8. Материальный и тепловой балансы плавки при основном мартеновском скрап-процессе¹

Приход	%	Расход	%
<i>Материальный баланс {на 100 единиц массы металлической шихты}</i>			
Чугун чушковый	34,000	Сталь жидкая	96,402
Скрап	66,000	Корольки металла в шлаке	0,650
Ферромарганец	0,838	Шлак скаченный . . .	5,339
	1,250	Шлак конечный в печи	
Известняк в завалку	4,597	перед выпуском . . .	8,013
Железная руда	2,000	СО от окисления углеро-	
Заправочный материал (до-			3,051
	3,000	СО от разложения извест-	
Материал свода	0,200	няка и извести . . .	1,910
Кислород и атмосфера печи	2,560	Влага, содержащаяся в	
		известняке и железной руде	0,080
В с е г о	115,445		115,445
<i>Тепловой баланс рабочего пространства</i>			
Экзотермические реакции		На нагрев стали . .	15,43
выгорания примесей . .	8,30	На нагрев шлака . .	3,44
Теплота шлакообразования	0,48	Испарение влаги из руды	
Теплота сгорания топлива		и известняка	0,06
	61,67	Разложение известняка	0,85
Физическое тепло воздуха,		Уносится с продуктами	
нагретого в регенераторах	29,55	Потери в окружающую	63,86
		среду и с охлаждающей	
			16,36
В с е г о	100,00	В с е г о	100,00
¹ Выплавляется спокойная спелневгнелистая сталь с раскислением:*			
ферромарганцем и доменным ферросилицием.			
1 в печи			

5. В отличие от конвертерных процессов доля прихода тепла от экзотермических реакций окисления примесей невелика, основную статью прихода тепла составляет тепло сгорания топлива.

Если составить тепловой баланс не рабочего пространства, а всей печи (без учета регенерации тепла), то можно приблизительно принимать, что 90 % прихода тепла — это тепло сгорания топлива (10 % — тепло экзотермических реакций окисления примесей). Что же касается расхода тепла, то он делится примерно на три равные доли: 1) на процесс (нагрев металла и шлака); 2) на потери через кладку, с охлаждающей водой и др.; 3) на тепло, уносимое с продуктами сгорания.

Таблиц 9. Матеркальный я тепловой балансы плавка при основном мартеновском скрап-рудном процессе¹

Приход	%	Расход	%
<i>Материальный баланс {на 100 единиц массы металлической шихты}</i>			
Чугун жидкий.....	65,000	Сталь жидкая	103,522
Скрап	35,000	Корольки металла в шлаке	0,757
Ферромарганец	0,578	Шлак, спущенный из печи во время плавления	8,000
Железная руда в завалку	15,472	Шлак конечный в печи перед выпуском ...	7,355
Железная руда в период кипения	2,000	СО от окисления углерода	6,064
Известняк в завалку	4,755		
Известь в период кипения	0,672		
Заправочный материал (доломит и магнезит) . .	3,000	СО, от разложения известняка, извести, доломита	2,203
Материал свода	0,200		
Кислород из атмосферы печи	1,375	Влага, содержащаяся в известняке в завазной РУД<=	0,151
Всего	128,052	Всего	128,052
<i>Тепловой баланс</i>		<i>рабочего пространства</i>	
Тепло жидкого чугуна	10,30	На нагрев стали . .	20,40
Экзотермические реакции выгорания примесей . .	8,52	На нагрев шлака . .	4,77
Теплота шлакообразования	0,58	Испарение влаги из руды известняка	0,13
Тепло сгорания топлива (смешанного газа) ■ . .	48,75	Разложение известняка Уносится с продуктами сгорания	1,65
Физическое тепло воздуха, нагретого в регенераторах!	20,93	Потери в окружающую среду и с охлаждением	58,90
Физическое тепло газа, на*гретого в регенераторах	10,92		15,05
Всего	100,00	Всего	100,00
Шышлавляється кипящая с		с раскислением в печи ферроманганом	анием.

Следует иметь в виду, что во всех экономических расчетах расходы шихты, топлива и других материалов относят не к жидкой стали (как в расчете баланса), а к годной стали. Выход 1 т годной стали равен 1 т жидкой стали минус потери при разливке, брак и др. С уменьшением этих потерь величина выхода годной стали приближается к величине выхода жидкой стали, в результате чего уменьшается расход шихты и других материалов на 1 т годной стали.

Уменьшить в тепловом балансе абсолютные величины статей расхода тепла на нагрев стали и шлака невозможно, так как сталь и шлак необходимо нагревать до определенной

температуры. Однако повысить долю этих статей в тепловом балансе можно, уменьшив другие статьи расходной части баланса: количество тепла, уносимого продуктами сгорания (в результате улучшения теплопередачи), и потери тепла (в окружающую среду, при охлаждении и др.) в результате сокращения продолжительности плавки и улучшения конструкции печи. Все мероприятия, способствующие сокращению продолжительности плавки, влияют на тепловой баланс таким образом, что доля полезно расходуемого тепла (на нагрев стали и шлака) возрастает. К этим мероприятиям прежде всего относятся: а) сокращение продолжительности заправки шихты; б) применение кислорода (вместо воздуха) для повышения температуры факела, в результате чего улучшается теплопередача и продолжительность плавки сокращается; в) подача в факел высокоскоростной струи кислорода, сжатого воздуха или перегретого пара, в результате чего повышается кинетическая энергия факела, улучшается его излучательная способность и возрастает доля тепла, передаваемого конвекцией; г) ускорение реакций окисления примесей при замене железной руды газообразным кислородом или сжатым воздухом; д) автоматизация работы печи с целью организации ведения плавки при оптимальных расходах топлива и добавочных материалов.

Цель почти всех технико-экономических мероприятий, проводимых в мартеновских цехах, — улучшение показателей материального и теплового балансов, так как эти показатели определяют в основном себестоимость стали.

Утилизация тепла отходящих газов. Очистка газов

Из данных теплового баланса видно, что около 2/3 общего количества тепла уходит из рабочего пространства печи вместе с дымовыми газами. Температура продуктов сгорания при выходе из рабочего пространства равна примерно 1700 °С. Вследствие подсоса воздуха и потерь тепла при прохождении через вертикальные каналы и шлаковики температура газов при поступлении в регенераторы снижается до 1500-1550 °С. Из-под насадок регенераторов дымовые газы выходят с температурой 500-800 °С. При прохождении через борова и перекидные клапаны эта температура снижается (главным образом в результате подсоса воздуха) еще на 100-200 °С.

Таким образом, перед дымовой трубой температура отходящих газов составляет все еще 400—600 °С, они содержат около 1/3 общего количества тепла, поступающего в печь. Поэтому утилизация этого тепла позволяет существенно повысить показатели работы печи. Температура отходящих газов на двухванных печах, работающих без регенераторов, еще выше.

За всеми мартеновскими и двухвайнными печами установлены котлы-утилизаторы. Наиболее распространен котел с многократной принудительной циркуляцией воды (рис. 115). В современных котлах-утилизаторах используется 60—70 % тепла отходящих продуктов сгорания и вырабатывается 350—450 кг пара на 1 т выплавляемой стали.

Температура продуктов сгорания в котлах-утилизаторах снижается до 150—230 °С. С такой температурой газы можно отсасывать дымососом прямого действия (котел представляет собой дополнительное значительное сопротивление на пути движения газов, поэтому тяги дымовой трубы на хватает, чтобы протянуть дымовые газы через котел, требуется дополнительный дымосос).

Снижение температуры дымовых газов при прохождении их через котел-утилизатор позволяет решить также чрезвычайно важную задачу — очистку дыма от плавильной пыли. Количество пыли в дымовых газах, выходящих из печи, колеблется по ходу плавки от 1,0 до 10,0 $г/м^3$, 50—75 % пыли оседает в шлаковиках, 10-25 % в регенераторах и 10—20 % уходит в боровы и в трубу.

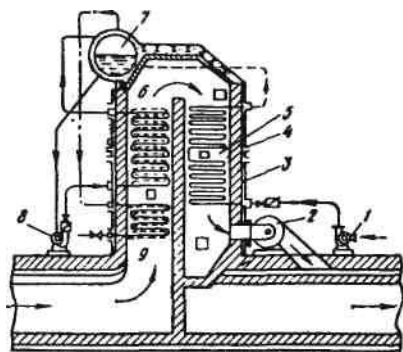


Рис. 115. Котел-утилизатор вертикального типа:

1 — питательный насос; 2 — дымосос; 3 — футеровка; 4 — кожух котла; 5 — змеевик водяного экономайзера; 6 — испарительный змеевик; 7 — барабан; 8 — циркуляционный насос; 9 — змеевик пароподогревателя

Если принять, что на 1 т выплавляемой стали вместе с продуктами сгорания из трубы выходит 1 кг плавильной пыли, то за год из труб мартеновских цехов современного металлургического завода, на котором выплавляют 4-5 млн. т стали в год, вылетает 4-5 тыс. т мельчайшей (до $1 \cdot 10^{-7}$ см) плавильной пыли.

Для предотвращения уноса пыли после котлов-утилизаторов монтируют установки для ее улавливания обычно с электростатическими газоочистками.

Улавливаемую пыль (в основном оксиды железа) используют в качестве шихты в доменных или мартеновских печах.

Особенно важна установка очистительных устройств на современных печах, на которых применяют интенсивную продувку ванны кислородом. Содержание пыли при продувке возрастает перед котлом-утилизатором до 10-25 $г/м^3$. Современные установки сухой (электростатической) и мокрой (в скруббере Вентури) очистки газов обеспечивают снижение содержания пыли на выходе из газоочистки до 0,1-0,15 $г/м^3$.

Глава 4. ВЫПЛАВКА СТАЛИ В ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПЕЧАХ

В настоящее время для массовой выплавки стали применяют дуговые электропечи, питаемые переменным током, индукционные печи и получающие распространение в последние годы дуговые печи постоянного тока, причем доля печей последних двух видов в общем объеме выплавки невелика.

В дуговых печах переменного тока в течение многих десятилетий выплавляли основную часть высококачественных легированных и высоколегированных сталей (сталей электропечного сортамента), которые было затруднительно либо невозможно выплавлять в конвертерах и мартеновских печах. Основные достоинства дуговых электропечей, позволяющие выплавлять такие стали, заключаются в возможности: быстро нагреть металл, благодаря чему в печь можно вводить большие количества легирующих добавок; иметь в печи восстановительную атмосферу и безокислительные шлаки (в восстановительный период плавки), что обеспечивает малый угар вводимых в печь легирующих элементов; возможность более полно, чем в других печах, раскислять металл, получая его с более низким содержанием оксидных неметаллических вклю-

чений, а также получать сталь с более низким содержанием серы в связи с ее хорошим удалением в безокислительный шлак; плавно и точно регулировать температуру металла.

Стали электропечного сортамента выплавляют в печах вместимостью от 5 до 25—40 т с трансформаторами невысокой удельной мощности (200—400 кВ · А/т) по традиционной технологии, предусматривающей после расплавления металла проведение окислительного и длительного (1—1,5 ч) восстановительного периодов.

В 60-е годы с целью повышения производительности и технико-экономических показателей электросталеплавильного производства начали строить большегрузные (80—100 т и более) печи. В этих печах из-за малой эффективности восстановительного периода традиционная технология не обеспечивала требуемого высокого качества сталей электропечного сортамента и такие печи, в основном, используются для выплавки низко- и среднеуглеродистых сталей по упрощенной технологии без восстановительного периода.

В последние годы сооружают высокомошные (удельная мощность печного трансформатора 600—900 кВ · А/т) печи с водоохлаждаемыми сводом и стенками. Технология плавки в таких печах включает расплавление и короткий окислительный период, в течение которых происходит окисление углерода до заданного содержания, дефосфорация и нагрев металла, а затем металл выпускают в ковш, где методами вне-печной обработки ведут процессы рафинирования, раскисления и легирования, обеспечивая получение стали заданных состава и свойств.

Доля электростали в общей выплавке стали в мире непрерывно растет.

§ 1. УСТРОЙСТВО ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ

1. Общее описание печи

В нашей стране дуговые печи переменного тока строятся в соответствии с установленным типовым рядом вместимостей: 0,5; 1,5; 3; 6; 12; 25; 50; 100; 150 и 200 т.

Дуговая электропечь (рис. 116) состоит из рабочего пространства (собственно печи) с электродами и токоподводами и механизмов, обеспечивающих наклон печи, удержание и перемещение электродов и загрузку шихты

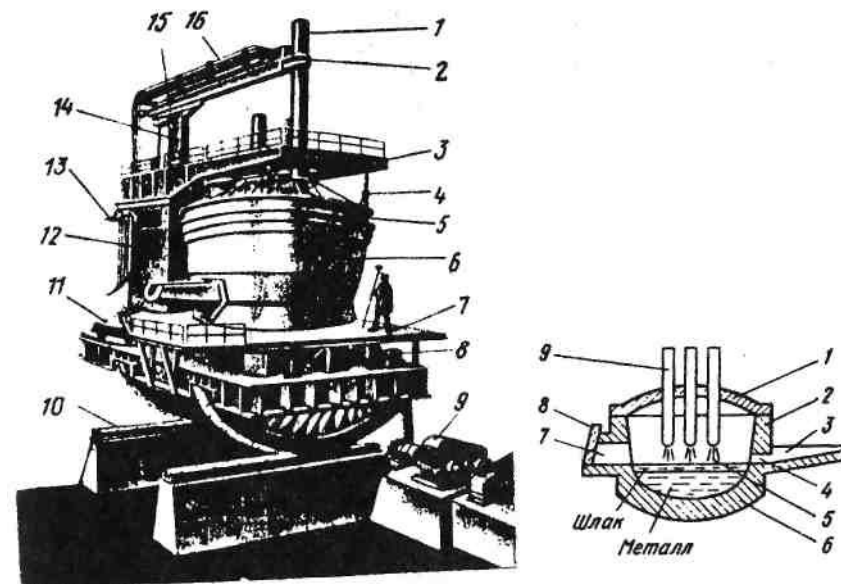


Рис. 116. Дуговая сталеплавильная печь вместимостью 200 т:

1 — электрод; 2 — головка электрододержателя; 3 — полупортал; 4 — подвеска свода; 5 — свод; 6 — кожух (печь); 7 — люлька; 8 — механизм вращения кожуха; 9 — механизм наклона печи; 10 — опорная станина; 11 — поворотная платформа; 12 — шахта; 13 — гибкие кабели; 14 — телескопическая стойка; 15 — рукав электрододержателя; 16 — токоподвод

Рис. 117. Схема рабочего пространства дуговой электропечи

Плавку стали ведут в рабочем пространстве; на большинстве печей оно имеет свод и стенки, выполненные из огнеупорного материала. Схема такого рабочего пространства показана на рис. 117. Сверху оно ограничено куполообразным сводом 1, снизу сферическим подом бис боков стенками 2. Огнеупорная кладка пода и стен заключена в металлический кожух. Съёмный свод набран из огнеупорных кирпичей, опирающихся на опорное кольцо. Через три симметрично расположенных в своде отверстия в рабочее пространство введены токоподводящие электроды 9, которые с помощью специальных механизмов могут перемещаться вверх и вниз. Печь питается трехфазным переменным током.

Шихтовые материалы загружают на под печи, после их расплавления в печи образуется слой металла и шлака (рис. 117). Плавление и нагрев осуществляются за счет