

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ

Кафедра металлургических технологий и оборудования

Шаповалов А.Н.

ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ

Методические указания для проведения практических занятий и
самостоятельной работы студентов по дисциплинам
«Теория и технология производства стали»,
«Основы сталеплавильного производства»

Направление подготовки: 22.03.02 Металлургия
Квалификация (степень) выпускника: Бакалавр
Форма обучения: очная, заочная

Новотроицк - 2020

УДК 669.18
ББК 34.32
Ш 24

Рецензенты:

Технический директор АО «Уральская Сталь»

С.П. Зубов

*Доцент каф. металлургических технологий и оборудования, зам. директора по УМР
Новотроицкого филиала ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологиче-
ский университет «МИСиС», к.п.н., доцент*

А.В. Нефедов

Шаповалов А.Н. Теория и технология производства стали: Методические указания для проведения практических занятий. – Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2020. 35 с.

В указаниях приведена методика проведения приближенных расчетов отдельных технологических параметров сталеплавильных процессов: расхода кислорода и твердых окислителей для окислительного рафинирования, количества и состава сталеплавильных шлаков, расхода извести и известняка, расхода ферросплавов, выхода годной жидкой стали и количества скрапа.

Расчеты плавки стали базируются на теоретических представлениях о характере сталеплавильных процессов и практических данных работы современных металлургических агрегатов. Приведен справочный материал, необходимый для решения задач.

Все приведенные в указаниях примеры расчетов многозадачны и могут быть использованы студентами для самостоятельной работы.

Указания предназначены для проведения практических занятий и самостоятельной работы студентов, обучающихся по направлению подготовки бакалавров 22.03.02 Металлургия, профиль «Металлургия черных металлов», изучающих дисциплины «Теория и технология производства стали» и «Основы сталеплавильного производства».

Указания составлены в соответствии с требованиями образовательного стандарта высшего образования НИТУ «МИСиС» по направлению подготовки бакалавров 22.03.02 Металлургия, обучающихся по всем профилям, реализуемым в НФ НИТУ «МИСиС».

Рекомендовано Методическим советом НФ НИТУ «МИСиС»

© Новотроицкий филиал
ФГАОУ ВО «Национальный
исследовательский технологический уни-
верситет «МИСиС», 2020

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	4
1 Определение расхода кислорода для продувки жидкого металла	7
2 Определение расхода твердых окислителей в завалку скрап-рудного процесса	14
3 Определение количества и состава шлака.....	17
4 Определение расхода извести при кислородно-конвертерной плавке	20
5 Определение расхода раскислителей и легирующих	22
6 Определение выхода годного металла после продувки и выхода годной стали после раскисления.....	26
7 Определение температуры металла в конце продувки и массы охлаждающей присадки стального скрапа.....	28
Контрольные вопросы	33
Рекомендуемая литература.....	34

Введение

Сталеплавильные процессы относятся к числу наиболее сложных технологических процессов, встречающихся в современной промышленности. Технология выплавки стали сводится к переработке (переделу) исходных материалов, которыми являются чугун и лом, в готовую жидкую сталь, имеющую заданный химический состав, следовательно, свойства и требуемую температуру. Для этого необходимо осуществление ряда механических операций, множества сложных физико-химических и физических процессов, проводимых в определенной последовательности или в определенном сочетании. В теоретических основах принято рассматривать важнейшие физико-химические и физические процессы, наблюдаемые при выплавке стали в любом сталеплавильном агрегате и имеющие решающее значение в достижении конечной цели плавки.

Конечная цель плавки в любом агрегате сводится к получению жидкой стали с заданным химическим составом (марки) и температурой при минимальных затратах трудовых, материально-сырьевых и топливно-энергетических ресурсов.

Достижение требуемой температуры (нагрева) металла является первоочередной задачей, поскольку для нормального проведения и особенно завершения плавки необходимо иметь жидкий металл, перегретый выше температуры плавления на 50-100°C и выше. Температура плавления чугуна около 1150°C, чистого железа 1539°C. Поэтому температура металла уже в начальной стадии плавки должна составлять 1300-1400°C, а в конце 1600-1650°C.

Наиболее сложной, главной задачей является получение заданного химического состава готовой стали, поскольку для ее решения необходимо осуществлять самое большое число наиболее сложных физико-химических и физических процессов. Большинство из них (называемых частными процессами или подпроцессами) трудно управляемы, а некоторые вообще не поддаются управлению. При планировании и реализации плавки необходимо учитывать возможные пределы протекания как управляемых, так и неуправляемых частных процессов.

В целях снижения ресурсоемкости плавки необходимо максимальное совмещение различных подпроцессов во времени и в пространстве, т.е. проведение их одновременно и в одном и том же рабочем объеме. Однако при современных требованиях к качеству стали полное совмещение всех частных процессов исключено, поэтому принято деление плавки на части как по характеру протекающих частных процессов, так и по месту их проведения. По характеру физико-химических процессов, связанных с получением заданного содержания примесей в готовой жидкой стали, принято плавку делить на две основные части, проводимые последовательно и часто в разных рабочих объемах:

1) рафинирование металла - удаление избыточного количества примесей, содержащихся в исходном металле;

2) раскисление-легирование металла - введение в металл недостающих примесей или недостающего количества для достижения необходимого содержания полезных примесей и кислорода в конечной стали. Такое деление плавки на части, проведение их последовательно и, как правило, в разных объемах связано с тем, что процессы рафинирования и раскисления несовместимы. Рафинирование в основном проводится путем окисления примесей (ввода в металл кислорода), а главная цель раскисления - удаление из металла растворенного кислорода.

Рафинирование обычно является наиболее сложным элементом технологии плавки стали. В особо сложных случаях его в настоящее время проводят в несколько стадий и, как правило, в различных рабочих объемах:

1. Предварительное рафинирование, которое обычно сводится к удалению из чугуна серы, но, возможно, также кремния, фосфора и других примесей. Оно проводится до подачи чугуна в сталеплавильный агрегат, обычно в чугуновозных ковшах.

2. Основное рафинирование, которое проводится только в сталеплавильном агрегате и сводится к удалению примесей металла путем их окисления. Такое рафинирование называют окислительным рафинированием или просто рафинированием.

3. Дополнительное рафинирование, которое проводится обычно в сталеразливочном ковше, и сводится в основном к удалению серы путем обработки металла специально подготовленным (синтетическим) шлаком или шлакообразующими смесями.

4. Дегазация (удаление водорода, кислорода и азота), которая достигается обработкой готового металла (по крайней мере, после окислительного рафинирования) в вакууме или в атмосфере нейтрального газа и проводится обычно в сталеразливочном ковше.

Дополнительное рафинирование и дегазация могут быть совмещены как друг с другом, так и с раскислением-легированием.

Предварительное и дополнительное рафинирование, проводимое вне сталеплавильного агрегата, часто называют внеагрегатной или ковшевой обработкой. Такую обработку используют обычно при переработке чугуна низкого качества (обычно с высоким содержанием серы) или при выплавке высококачественной стали, когда основное рафинирование, проводимое в сталеплавильном агрегате, не обеспечивает низкое содержание вредных примесей в готовой стали.

При выплавке стали массового назначения (обычного качества) стремятся ограничиться только рафинированием, проводимым в сталеплавильном агрегате. В этом случае при необходимости рафинирование делят на части во времени. Например, при выплавке стали из высокофосфористого чугуна процесс дефосфорации металла проводят в два приема (и более), каждый раз удаляя прежний шлак и наводя новый. Такой режим плавки также снижает технико-экономические показатели производства.

При переделе чугунов обычного качества на рядовые стали возможно проведение рафинирования в один прием (под одним шлаком), что обеспечивает минимальные затраты ресурсов на проведение плавки. В этом случае рафинирование происходит по следующей схеме: в начальной стадии практически одновременно в той или иной степени (согласно химическому сродству к кислороду) окисляются и удаляются из металла все примеси; одновременно, по мере формирования шлака, удаляется и сера, в основном в виде сульфидов, растворяющихся в шлаке; в конечной стадии рафинирования окисляющейся примесью металла обычно является только углерод. По достижении требуемой концентрации углерода в металле рафинирование заканчивают. К этому моменту температура металла тоже должна находиться в заданных пределах.

Нагрев металла до заданной температуры, как правило, должен быть совмещен с окислительным рафинированием. При этом важно обеспечение синхронного проведения этих двух процессов, т.е. создание такого режима плавки, при котором окислительное рафинирование и нагрев металла протекают и заканчиваются одновременно. Поскольку на конечной стадии рафинирования из металла удаляется только углерод, в этот период плавки главная задача сводится к синхронизации процессов обезуглероживания и нагрева металла.

Нагрев металла и окисление углерода осуществляются по-разному в зависимости от типа процесса, определяемого конструкцией агрегата, поэтому управление плавкой (синхронизация процессов обезуглероживания и нагрева металла) проводится по-разному в разных агрегатах.

По принципу нагрева металла сталеплавильные агрегаты принято делить на две основные группы:

1. Агрегаты, работающие без подвода тепла из внешних источников. В них процесс плавки протекает за счет внутреннего тепла, основными источниками которого является физическое тепло жидкого чугуна и химических реакций, связанных с окислительным рафинированием металла. Такие процессы принято называть автотермическими процессами или процессами с замкнутым тепловым балансом. К этой группе относятся конвертерные процессы.

2. Агрегаты, работающие с подводом тепла из внешних источников, которыми обычно являются сжигание газообразного или жидкого топлива, подвод электрической энергии. К таким агрегатам относятся мартеновские и электрические печи, которые обычно называют подовыми агрегатами.

Каждый тип агрегата имеет свои достоинства и недостатки, в соответствии с чем имеет область преимущественного применения и степень распространенности.

Раскисление-легирование металла является обязательным и ответственным элементом плавки, поскольку представляет операцию окончательного формирования химического состава (качества) готовой стали. Раскисление-легирование сопровождается прежде всего расплавлением и растворением в жидком металле введенных в него материалов, содержащих необходимые полезные примеси. Кроме того, происходит химическое взаимодействие элементов-раскислителей с вредными примесями (кислородом, серой, азотом и др.). При этом взаимодействие с кислородом обычно играет доминирующую роль.

Таким образом, управление плавкой стали сводится к регулированию большого числа физико-химических и физических процессов, из которых основное место занимают реакции окисления различных химических элементов. Для успешного регулирования этих процессов необходимо знать закономерности их протекания в сложных, как правило, изменяющихся условиях. Изменяющимися условиями (факторами) обычно являются: температура, состав и количество шлака, давление и состав газовой фазы, источник кислорода и режим взаимодействия фаз.

Цель методических указаний заключается в изучении основ сталеплавильных процессов путем выполнения простых приближенных расчетов по определению основных параметров плавки стали.

1 Определение расхода кислорода для продувки жидкого металла

При продувке жидкого металла кислородом (в кислородном конвертере или др. сталеплавильном агрегате) основная масса кислорода расходуется на окисление углерода, марганца, кремния и железа. Поэтому в приближенных расчетах по определению расхода кислорода на продувку потребность его на окисление других примесей металла можно не учитывать.

Потребность в кислороде на реакции окисления примесей определяется в соответствии с уравнениями реакций окисления примесей:



Степень удаления примесей при продувке зависит от условий ведения плавки (состава шлака и металла, их температуры) и момента окончания продувки.

Количество окисляющегося углерода зависит от содержания его в исходном металле перед продувкой и в выплавляемой марке стали перед ее раскислением.

Полнота протекания реакций окисления кремния, марганца и фосфора определяется типом процесса, точнее, характером шлака, под которым проводится плавка.

Обычно наблюдаемые значения степени удаления элементов металла при кислородно-конвертерной плавке с верхней продувкой (под основным шлаком) приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Степень удаления некоторых элементов из металла при кислородно-конвертерной плавке с верхней продувкой, %

Химический элемент	Степень удаления элемента при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Железо	1,5-2,0	1,0-1,5	0,5-1,0
Кремний	100	100	100
Марганец	80-95	75-80	70-75
Фосфор	90-95	85-90	80-85
Сера	30-35	35-45	45-50

При расчете кислородно-конвертерной плавки стали для условий донной или комбинированной продувки необходимо учитывать изменения в поведении элементов. Так, при донной продувке из-за низкого содержания FeO в шлаке (5-6 %) степень окисления марганца составляет 30-40 %, повышаясь только при продувке до содержаний углерода в металле менее 0,1-0,05 %. При ведении плавки на кусковой извести концентрация фосфора и серы в металле начинает снижаться лишь при $[C] < 0,1$ %, что для большинства марок является передувом. При использовании порошкообразной извести нормальный известково-железистый шлак формируется уже в начале продувки, что обеспечивает дефосфорацию при любых концентрациях углерода, как при верхней подаче дутья. При донной подаче дутья с порошкообразной известью возрастает коэффициент распределения серы между шлаком и металлом (при $V = 3-3,5$ $L_s = 6-10$), и доля серы, переходящей в газовую фазу (15-20%), поэтому общая степень десульфурации (переход в шлак и газо-

вую фазу) увеличивается и обычно составляет 50-60% (при верхней подаче дутья 30-50%).

Поведение примесей металла при продувке кислородом в подовых процессах с основной футеровкой подчиняется тем же закономерностям, что и в конвертерных процессах, с небольшими количественными изменениями, обусловленными спецификой технологии.

При ведении сталеплавильных процессов под кислым шлаком (бессемеровский процесс, кислый мартеновский процесс) поведение примесей металла при продувке кислородом существенно изменяется (кроме углерода и железа, закономерность поведения которых не зависит от типа процесса). Так, в *кислых процессах* активность SiO_2 в шлаке во много раз выше, чем в основных процессах, поэтому остаточное содержание кремния в металле значительно больше и может достигать $>0,4$ %. Активность закиси марганца в кислом шлаке ниже, чем в основном, поэтому при прочих равных условиях в кислом процессе марганец окисляется легче и более полно – в зависимости от окисленности шлака – до 95%. Фосфор и сера в кислых процессах удаляются незначительно.

Зная теоретические основы поведения примесей металла в сталеплавильных процессах и окислительные реакции (1), можно приближено определить расход кислорода для продувки металла.

Задача №1

Определить расход кислорода при продувке в основном кислородном конвертере с верхней продувкой 1000 кг жидкого чугуна (без скрапа). Химический состав чугуна (см. таблицу 2), %: C=4,2; Mn=0,30; Si=0,40; S=0,040; P=0,015. Выплавляется сталь 10 следующего химического состава (см. таблицу 3), %: C=0,10; Mn=0,50; Si=0,27; S=0,040; P=0,040.

Решение:

В 1000 кг чугуна содержится, согласно условию задачи, 42 кг углерода, 3 кг марганца, 4 кг кремния, 0,4 кг серы, 0,15 кг фосфора и 950,45 кг железа.

Определяем количество окисляющихся примесей чугуна.

Для получения в заданной марке стали 0,10% углерода необходимо окислить его в количестве:

$$g_{[C]} = 4,2 - 0,10 = 4,10 \text{ \% или } 41 \text{ кг.}$$

Принимаем, что железа окисляется 1,0%, марганца 70%, а кремний – полностью. Тогда количество окислившихся примесей составит:

$$\begin{aligned} g_{[Fe]} &= 1,0 \cdot 950,45 \cdot 0,01 = 9,5 \text{ кг;} \\ g_{[Mn]} &= 70,0 \cdot 3,0 \cdot 0,01 = 2,1 \text{ кг;} \\ g_{[Si]} &= 4,0 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Таблица 2 – Химический состав чугуна (%) и основность шлака в конце продувки при кислородно-конвертерной плавке

№ варианта	C	Si	Mn	S	P	B
1	4,22	0,48	0,40	0,017	0,055	3,65
2	4,18	0,44	0,50	0,019	0,060	3,45
3	4,26	0,48	0,60	0,020	0,065	3,36
4	4,48	0,59	0,70	0,036	0,070	3,25
5	4,37	0,69	0,80	0,055	0,075	3,15
6	4,12	0,83	0,90	0,050	0,080	2,65
7	4,53	0,92	1,00	0,038	0,085	2,55
8	4,36	0,65	0,45	0,033	0,090	3,65
9	4,08	0,62	0,55	0,034	0,100	3,75
10	4,11	0,44	0,65	0,040	0,105	3,85
11	4,33	0,47	0,75	0,037	0,110	3,55
12	4,44	0,54	0,85	0,035	0,115	4,00
13	4,28	0,70	0,95	0,047	0,120	3,80
14	3,90	0,90	1,10	0,066	0,125	3,70
15	3,95	0,55	1,20	0,060	0,130	3,60
16	4,10	0,88	1,30	0,034	0,135	2,50
17	4,15	0,85	1,40	0,031	0,140	2,60
18	4,00	0,77	1,50	0,044	0,150	2,70
19	4,25	0,45	0,35	0,024	0,050	2,80
20	4,30	0,30	0,25	0,022	0,045	2,90
21	4,35	0,60	1,15	0,045	0,040	3,10
22	4,40	0,65	1,25	0,048	0,035	3,20
23	4,45	0,71	1,35	0,042	0,030	3,30
24	4,50	0,75	1,45	0,052	0,025	3,40
25	4,55	0,80	1,55	0,055	0,020	3,50
26	4,20	0,40	0,30	0,040	0,015	3,00

Потребность в кислороде на реакции окисления примесей определяется в соответствии с уравнениями реакций окисления основных примесей:



из выражения

$$g_{O_2}^E = g_E \cdot \frac{\nu_{O_2} \cdot m_{O_2}}{\nu_E \cdot m_E}, \text{ кг},
 \tag{3}$$

где g_E – количество удаляемой при продувке примеси, кг;

ν – количество молей реагирующих веществ в соответствии с уравнением реакции окисления, моль;

m – грамм-молекулярная масса реагирующих веществ, грамм/моль.

Таблица 3 – Химический состав стали

№ варианта	Марка стали	Содержание элементов, %				
		C	Si	Mn	S	P
1	20	0,17-0,25	0,17-0,37	0,35-0,65	0,045	0,040
2	25	0,22-0,30	0,17-0,37	0,50-0,80	0,045	0,040
3	25ГС	0,20-0,29	0,60-0,90	1,20-1,60	0,050	0,050
4	35ГС	0,30-0,40	1,10-1,40	1,10-1,40	0,040	0,040
5	50	0,47-0,55	0,17-0,37	0,50-0,80	0,030	0,030
6	40Г	0,35-0,45	0,17-0,37	0,70-1,00	0,045	0,040
7	A12	0,08-0,16	0,15-0,35	0,60-0,90	0,08-0,20	0,08-0,15
8	A30	0,25-0,35	0,15-0,35	0,70-1,00	0,08-0,15	0,060
9	A40Г	0,35-0,45	0,15-0,35	1,20-1,55	0,18-0,30	0,050
10	60С2	0,57-0,65	1,50-2,00	0,60-0,90	0,040	0,040
11	60СГА	0,56-0,64	1,30-1,80	0,80-1,00	0,030	0,030
12	У7	0,65-0,74	0,15-0,35	0,20-0,40	0,030	0,035
13	14Г	0,12-0,18	0,20-0,40	0,70-1,00	0,049	0,040
14	45	0,42-0,50	0,17-0,37	0,50-0,80	0,030	0,030
15	55ГС	0,52-0,60	0,50-0,80	0,60-0,90	0,045	0,040
16	Ст.5	0,17-0,30	0,12-0,25	0,50-0,80	0,040	0,040
17	У11	1,05-1,14	0,15-0,35	0,15-0,35	0,030	0,035
18	15ГС	0,12-0,18	0,70-1,00	0,90-1,30	0,040	0,040
19	70С3А	0,66-0,74	2,40-2,80	0,60-0,90	0,030	0,035
20	50С2	0,47-0,55	1,50-2,00	0,60-0,90	0,040	0,040
21	09Г2	до 0,12	0,20-0,40	1,40-1,80	0,040	0,040
22	У8Т	0,80-0,90	0,15-0,35	0,35-0,60	0,030	0,035
23	60С2А	0,56-0,64	1,60-2,00	0,60-0,90	0,030	0,030
24	18Г2С	0,14-0,23	0,60-0,90	1,20-1,60	0,050	0,050
25	У12А	1,15-1,24	0,15-0,30	0,15-0,30	0,020	0,030
26	10	0,07-0,15	0,17-0,37	0,35-0,65	0,045	0,040

Используя уравнения реакций (2) и выражение (3), определяем количество кислорода, необходимое для окисления примесей чугуна:

$$g_{O_2}^{\Delta[C]} = 41 \cdot \frac{16}{12} = 54,6 \text{ кг};$$

$$g_{O_2}^{\Delta[Mn]} = 2,1 \cdot \frac{16}{55} = 0,7 \text{ кг};$$

$$g_{O_2}^{\Delta[Si]} = 4,0 \cdot \frac{32}{28} = 4,6 \text{ кг};$$

$$g_{O_2}^{\Delta[Fe]} = 9,5 \cdot \frac{16}{56} = 2,7 \text{ кг}.$$

Всего на окисление примесей чугуна расходуется кислорода:

$$g_{O_2}^{\Delta\Sigma} = 54,6 + 0,7 + 4,6 + 2,7 = 62,6 \text{ кг.}$$

Потребность в кислороде, выраженная в м³, определяется по расходу кислорода в килограммах с учетом закона Авогадро, согласно которому 1 моль любого газа занимает объем 22,4 л (в нашем случае 1 моль кислорода, имеющий массу 32 г/моль, занимает объемом 22,4 литра). Тогда, объемный расход кислорода на реакции окисления можно найти из уравнения:

$$V_{O_2} = g_{O_2}^{\Delta\Sigma} \cdot \frac{22,4}{32} = 62,6 \cdot \frac{22,4}{32} = 44 \text{ м}^3. \quad (4)$$

Таким образом, расход кислорода для продувки 1000 кг чугуна составляет 44 м³. При таком расходе кислорода в металле по окончании продувки остается 0,10% (1 кг) углерода и 0,09% (0,9 кг) марганца.

Задача №2

Определить расход кислорода на окисление примесей 1000 кг металлошихты в период завалки и расплавления основной мартеновской плавки (садка печи 500т) с умеренной продувкой кислородом. Химический состав металлошихты, %: C=2,8; Mn=0,63; Si=0,50; S=0,044; P=0,135. Выплавляется сталь 18Г2С следующего химического состава (см. таблицу 3), %: C=0,15; Mn=0,75; Si=1,35; S=0,050; P=0,050.

Решение:

В 1000 кг металлошихты содержится, согласно условию задачи, 28 кг углерода, 6,3 кг марганца, 5 кг кремния, 0,44 кг серы, 1,35 кг фосфора и 958,91 кг железа.

Определим количество примесей металлошихты в конце периода расплавления.

Содержание углерода и железа

Содержание углерода в металле по расплавлению должно обеспечивать получение металла с заданным содержанием углерода с учетом расхода углерода на проведение доводки и науглероживания металла при раскислении и легировании стали:

$$[\%C]_{\text{распл}} = [\%C]_{\text{раск}} + \Delta[\%C], \quad (5)$$

где $[\%C]_{\text{раск}}$ - содержание углерода перед раскислением;

$\Delta[\%C]$ - превышение содержания углерода для проведения доводки, %.

Содержание углерода в металле перед раскислением, дано в задании и составляет $[C]_{\text{раск}} = 0,15\%$.

Уменьшение концентрации углерода в отдельные периоды плавки может изменяться в широких пределах $\Delta[C] = 0,2-1,0 \%$ в зависимости от вместимости печи, принятого технологического режима плавки и т. д. Минимальное превышение содержаний углерода в металле для проведения периода доводки принимаем согласно данным таблицы 4.

Таблица 4 – Уменьшение концентрации углерода в период доводки

Режим продувки ванны кислородом	Емкость печи, т		
	200-300	400-600	900
Без продувки	0,35	0,30	0,25
Умеренная продувка	0,60	0,40	0,30
Интенсивная продувка	0,80	0,60	0,50

Для умеренной продувки 500 т плавки минимальное уменьшение концентрации углерода в период доводки $\Delta[C]$ составляет 0,4 %. Принимаем $\Delta[C] = 0,7$ %.

Тогда $[\%C]_{\text{распл}} = [\%C]_{\text{раск}} + \Delta[\%C] = 0,15 + 0,70 = 0,85$ %.

Количество оксидов железа в шлаке первого периода мартеновской плавки достигает 30-40% и по его окончании составляет более 20%. Однако основным источником оксидов железа шлака первого периода являются твердые окислители, подаваемые в завалку. Поэтому можно принять количество окисляющегося железа металлошихты 1%

Содержание кремния

При основном процессе кремний в первом периоде плавки окисляется полностью до следов. Поэтому $[\%Si]_{\text{распл}} = 0$.

Содержание марганца

В зависимости от содержания марганца в шихте, интенсивности продувки ванны кислородом в период плавления и режима спуска шлака остаточное содержание марганца в металле по расплавлению составляет 10-20% от его среднего содержания в металлошихте.

При умеренной продувке ванны кислородом ($7 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{т} \cdot \text{ч}$) и обильном спуске шлака в период плавления (более 50 % от образовавшегося) принимаем остаточное содержание марганца равным 18 % от его среднего значений в металлошихте.

Тогда $[Mn]_{\text{распл}} = [Mn]_{\text{шихт}} \cdot 18 \cdot 0,01 = 0,630 \cdot 18 \cdot 0,01 = 0,11$ %.

Определим количество окисляющихся примесей металлошихты.

Для получения в стали по расплавлению 0,85% углерода необходимо окислить его в количестве:

$$g_{[C]} = 2,8 - 0,85 = 1,95 \text{ \% или } 19,5 \text{ кг.}$$

Поскольку железа окисляется 1,0%, марганца 82%, а кремний – полностью, количество окислившихся примесей составит:

$$g_{[Fe]} = 1,0 \cdot 958,91 \cdot 0,01 = 9,6 \text{ кг;}$$

$$g_{[Mn]} = 82,0 \cdot 6,3 \cdot 0,01 = 5,2 \text{ кг;}$$

$$g_{[Si]} = 5,0 \text{ кг.}$$

Потребность в кислороде на реакции окисления примесей определяется в соответствии с уравнениями реакций окисления основных примесей (2) из выражения (3) – см. задачу 1.

Используя уравнения реакций (2) и выражение (3), определяем количество кислорода, необходимое для окисления примесей чугуна:

$$g_{O_2}^{\Delta[C]} = 19,5 \cdot \frac{16}{12} = 26,0 \text{ кг};$$

$$g_{O_2}^{\Delta[Mn]} = 5,2 \cdot \frac{16}{55} = 1,5 \text{ кг};$$

$$g_{O_2}^{\Delta[Si]} = 5,0 \cdot \frac{32}{28} = 5,8 \text{ кг};$$

$$g_{O_2}^{\Delta[Fe]} = 9,6 \cdot \frac{16}{56} = 2,7 \text{ кг}.$$

Всего на окисление примесей чугуна расходуется кислорода:

$$g_{O_2}^{\Delta\Sigma} = 26,0 + 1,5 + 5,8 + 2,7 = 36 \text{ кг}.$$

Потребность в кислороде, выраженная в м^3 , определяется из уравнения (4):

$$V_{O_2} = g_{O_2}^{\Delta\Sigma} \cdot \frac{22,4}{32} = 36 \cdot \frac{22,4}{32} = 25,2 \text{ м}^3.$$

Таким образом, расход кислорода на окисление примесей 1000 кг металлошихты в период завалки и расплавления основной мартеновской плавки составляет $25,2 \text{ м}^3$. При таком расходе кислорода в металле по расплавлению остается 0,85% (8,5 кг) углерода и 0,11% (1,1 кг) марганца.

2 Определение расхода твердых окислителей в завалку скрап-рудного процесса

Расход твердых окислителей (железной руды) определяется разностью между общим количеством кислорода, необходимым на окисление примесей металла и части железа (окисленного железа, поступающего в шлак и дымовые газы), и количеством кислорода, поступающим в ванну из атмосферы печи и из вдуваемого в ванну окислительного газа (если применяется продувка жидкого металла в периоды плавления и доводки или обдувка скрапа в период прогрева).

Расход твердых окислителей в завалку при скрап-рудном процессе в зависимости от расхода чугуна и количества кислорода, поступающего в ванну из газообразных источников, колеблется в пределах 5-20% от металлической шихты.

При продувке ванны кислородом в период плавления количество руды в завалку можно приближенно определить из выражения (на 100 кг металлошихты):

$$M_{\text{р}}^{\text{зав}} = \frac{100}{O_{2,\text{р}}} \cdot K_1 \cdot (M_{\text{O}}^{\text{ших}} - M_{\text{O}}^{\text{атм}}), \quad (6)$$

где $O_{2,\text{р}}$ – содержание кислорода в твердых окислителях (руде), %;

K_1 – коэффициент, учитывающий интенсивность продувки ванны кислородом в период плавления, равный 0-1 ($K_1 = 0$, если количество руды в завалку равно нулю при продувке кислородом с высокой интенсивностью; $K_1 = 1$, если продувка ванны кислородом не производится);

$M_{\text{O}}^{\text{ших}}$ – количество кислорода, необходимое для окисления примесей металлошихты в первом периоде плавки, кг;

$M_{\text{O}}^{\text{атм}}$ – количество кислорода, поступающего в металл из атмосферы печи в первом периоде плавки, кг.

Количество кислорода, необходимое для окисления примесей металлошихты в первом периоде плавки ($M_{\text{O}}^{\text{ших}}$) определяется исходя из исходного состава металлошихты, условий проведения плавки и закономерностей поведения примесей. Методика определения $M_{\text{O}}^{\text{ших}}$ более подробно рассмотрена при решении задачи №2.

Количество кислорода, поступающего в металл из атмосферы печи в первом периоде плавки ($M_{\text{O}}^{\text{атм}}$), определяется из уравнения:

$$M_{\text{O}}^{\text{атм}} = 0,1 \cdot \frac{\mu}{\eta} \cdot \tau_{\text{пл}}, \quad (7)$$

где μ – среднее удельное поступление кислорода в ванну из газовой фазы печи за период заливки чугуна и плавления шихты, $\text{кг}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$;

η – удельная нагрузка на под печи, равная емкости печи, деленной на площадь пода, $\text{т}/\text{м}^2$;

$\tau_{\text{пл}}$ – продолжительность периодов заливки чугуна и плавления, зависящая от удельной нагрузки на под печи, интенсивности продувки, calorificности топлива, ч.

Среднее удельное поступление кислорода в ванну из газовой фазы печи за период заливки чугуна и плавления шихты μ обычно составляет 5-20 $\text{кг}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$.

Для определения удельной нагрузки на под печи используем данные о соотношении емкости и площади пода печей, приведенные в таблице 5.

Таблица 5 – Площадь пода печей различной вместимости

Емкость печи, т	200	250	380	500	600	900
Площадь пода, м ²	70	77	95	105	110	160

Продолжительность периодов заливки чугуна и плавления выбираем в зависимости от удельной нагрузки на под печи по данным таблицы 6.

Таблица 6 – Продолжительность периодов заливки чугуна и плавления

Удельная нагрузка на под печи, т/м ²	2,0	3,0	4,0	4,5	5,0	5,5
Продолжительность периодов заливки чугуна и плавления, ч	1,2-1,8	1,4-2,2	1,8-2,7	1,0-3,0	2,2-3,2	2,4-3,4

Содержание кислорода в руде ($O_{2,p}$, %) определяем по данным о ее химическом составе, учитывая, что $1/3$ Fe_2O_3 руды в процессе плавления диссоциирует до FeO , а выделившийся при этом кислород улетучивается, не принимая участия в окислении примесей шихты

$$O_{2,p} = \frac{2}{3} Fe_2O_3 \cdot \frac{48}{160} + FeO \cdot \frac{16}{72}, \% \quad (8)$$

где Fe_2O_3 и FeO – содержания соответствующих соединений в руде, %

Задача №3

Определить расход руды в завалку основной мартеновской плавки скрап-рудным процессом. Садка печи – 500 т. Расчет вести по условиям задачи №2 на окисление примесей 1000 кг металлошихты. Состав руды (твердого окислителя), %: Fe_2O_3 – 78,9; FeO – 1,6.

Решение:

Исходя из условий задачи и особенностей проведения первого периода мартеновской плавки можно принять следующее:

- количество кислорода, необходимое для окисления примесей металлошихты в первом периоде плавки ($M_{O^{ших}}$), из задачи №2 – 36 кг на 1000 кг металлошихты;
- для умеренной интенсивности продувки 7-10 м³/т·ч, принимаем величину $K_1 = 0,45$;
- среднее удельное поступление кислорода в ванну из газовой фазы печи за период заливки чугуна и плавления шихты μ принимаем равным 9,5 кг/м² ч;
- при садке печи 500 т удельная нагрузка на под составляет $\eta \approx 5$ т/м².
- для удельной нагрузки 5 т/м² и умеренной продувки ванны принимаем $\tau_{пл} = 2,7$ ч.

Воспользовавшись принятыми допущениями и результатами решения задачи №2, по уравнениям 6-8 определяем

- содержание кислорода в руде $O_{2,p} = \frac{2}{3} \cdot 78,9 \cdot \frac{48}{160} + 1,6 \cdot \frac{16}{72} = 16,14 \%$;

- количество кислорода, поступающего в металл из атмосферы печи

$$M_{O}^{\text{атм}} = 0,1 \cdot \frac{\mu}{\eta} \cdot \tau_{\text{пл}} = 0,1 \cdot \frac{9,5}{5} \cdot 2,7 = 0,513 \text{ кг};$$

- расход руды в завалку $M_p^{\text{зав}} = \frac{100}{16,14} \cdot 0,45 \cdot (3,6 - 0,513) = 8,6 \text{ кг на } 100 \text{ кг металлошихты.}$

Поскольку расчет ведется на 1000 кг металлошихты, расход руды в завалку составит 86 кг.

3 Определение количества и состава шлака

Шлак, является неизбежным побочным продуктом любого современного способа производства стали в открытых агрегатах. По своему химическому составу сталеплавильные шлаки состоят из большого количества оксидов различных металлов.

Присутствие шлаков в сталеплавильных процессах играет как положительную, так и отрицательную роль. Положительное значение шлаков состоит в способности поглощать фосфор (*дефосфорация*) и серу (*десульфурация*) из металла.

В подовых процессах, т. е. в процессах, осуществляемых в мартеновских, двухванных и электродуговых печах, положительная роль шлаков выражается также в защите металла от поступающих из атмосферы печи вредных примесей, главным образом газов. Отрицательное значение шлаков в основном выражается в следующем: 1) разрушающем действии на футеровку агрегата; 2) увеличении потери (угара) полезных примесей в процессе окислительного рафинирования, а также раскисления и легирования; 3) увеличении потери железа в виде оксидов и корочек, содержащихся в шлаке. Указанные отрицательные действия шлаков на ход и результаты плавки в той или иной степени проявляются в любых сталеплавильных процессах. Установление оптимального шлакового режима плавки должно означать обеспечение возможно большего проявления положительной их роли и меньшего - отрицательной.

Под шлаковым режимом принято понимать совокупность состава, свойств и количество шлака. Основные физико-химические свойства шлаков определяются содержанием в них ограниченного количества оксидов, главными из которых являются CaO, FeO, MnO, MgO (основные), SiO₂, P₂O₅ (кислотные), Al₂O₃, Fe₂O₃ (амфотерные). В зависимости от того, какие оксиды преобладают, шлаки бывают основные и кислые.

Химические свойства шлаков зависят от соотношения концентрации основных и кислотных оксидов. В кислых шлаках эти свойства определяются степенью преобладания кислотных оксидов над основными, которая называется кислотностью. В основных шлаках химические свойства определяются степенью преобладания основных оксидов над кислотными, которая называется основностью.

Чаще всего в качестве показателя основности принимают соотношение

$$B = \frac{(CaO)}{(SiO_2)}, \quad (9)$$

где (CaO) и (SiO₂) – содержания CaO и SiO₂ в шлаке, %.

С целью оптимизации шлакового режима плавки, то есть максимизации положительной роли шлака при минимальном проявлении отрицательных последствий, используют *принципы установления оптимального шлакового режима плавки*:

1 Оптимальный шлаковый режим достигается одновременным изменением и химического состава (основности), и количества шлака.

2 Если по условиям ведения плавки (высокое качество исходного сырья, умеренные требования к качеству стали и т.п.) нет необходимости в специальных мерах для удаления из металла серы или фосфора, то основность шлака должна обеспечивать предотвращение чрезмерного разрушающего действия шлака на футеровку агрегата. Для выполнения этого требования достаточно иметь основность конечного шлака 2,2-2,4.

3 Если по ходу плавки требуется принятие специальных мер для удаления серы и фосфора, то основность шлака должна обеспечивать максимальное поглощение шлаком этих

примесей. Этому требованию соответствуют конечные шлаки с основностью 2,7-3,3 в мартеновском процессе и 3,0—4,0 в кислородно-конвертерном процессе.

4 Если за счет повышения основности шлака не удастся провести рафинирование металла, прибегают к увеличению его количества, путем «скачивания» отработанный шлак и «наведения» нового шлака. Поскольку наведение дополнительного шлака удлиняет плавку и ведет к дополнительным потерям металла, стараются вести процесс в одношлаковом режиме.

Задача №4 Рассчитать состав и количество шлака ($g_{\text{шл}}$), образующегося при окислении примесей чугуна. Основность шлака (см. таблицу 2) в конце продувки $B=3$. Химический состав чугуна приведен в задаче 1 см. таблицу 2). В расчетах принять, что суммарное содержание MgO , Al_2O_3 , Fe_2O_3 и P_2O_5 составляет 20% от общего количества шлака, остальные 80% приходятся на долю CaO , SiO_2 , MnO и FeO (см. таблицу 7).

Таблица 7 – Химический состав конвертерного шлака

№ варианта	$\Sigma(SiO_2 + MnO + FeO + CaO)$, %	$\Sigma(MgO + Al_2O_3 + Fe_2O_3 + P_2O_5)$, %	№ варианта	$\Sigma(SiO_2 + MnO + FeO + CaO)$, %	$\Sigma(MgO + Al_2O_3 + Fe_2O_3 + P_2O_5)$, %
1	85,5	14,5	14	79,5	20,5
2	86	14	15	79	21
3	78,5	21,5	16	78	22
4	77,5	22,5	17	77	23
5	76,5	23,5	18	76	24
6	75,5	24,5	19	75	25
7	74,5	25,5	20	74	26
8	73,5	26,5	21	85	15
9	84,5	15,5	22	84	16
10	83,5	16,5	23	83	17
11	82,5	17,5	24	82	18
12	81,5	18,5	25	81	19
13	80,5	19,5	26	80	20

Решение:

Количество оксидов, образующихся в результате окисления примесей чугуна, и переходящих в состав шлака, определяется в соответствии с уравнениями реакций окисления примесей:



из выражения

$$g_{EO} = g_E \cdot \frac{\nu_{EO} \cdot m_{EO}}{\nu_E \cdot m_E}, \text{ кг}, \quad (11)$$

где g_E – количество удаляемой при продувке примеси, кг;

ν - количество молей реагирующих веществ в соответствии с уравнением реакции окисления, моль;

m - грамм-молекулярная масса реагирующих веществ, грамм/моль.

Используя данные о количестве окисляющихся примесей из задачи 1, определяем количество образующихся оксидов по уравнению 11:

$$g_{\text{MnO}} = 2,1 \cdot \frac{71}{55} = 2,7 \text{ кг},$$

$$g_{\text{SiO}_2} = 4,0 \cdot \frac{60}{28} = 8,6 \text{ кг},$$

$$g_{\text{FeO}} = 9,5 \cdot \frac{72}{56} = 12,2 \text{ кг}.$$

Содержание оксида кальция в шлаке можно определить, исходя из заданной основности шлака:

$$B = \frac{g_{\text{CaO}}}{g_{\text{SiO}_2}} = 3. \quad (12)$$

Откуда $g_{\text{CaO}} = 3,0 \cdot g_{\text{SiO}_2} = 3,0 \cdot 8,6 = 25,8 \text{ кг}$.

Суммарное количество оксидов, образующихся при окислении примесей чугуна и растворении извести, составляет

$$\Sigma(g_{\text{MnO}} + g_{\text{SiO}_2} + g_{\text{FeO}} + g_{\text{CaO}}) = 2,7 + 8,6 + 12,2 + 25,8 = 49,3 \text{ кг}.$$

На долю указанного выше количества оксидов по условию задачи приходится 80% общей массы шлака. Тогда общее количество шлака будет составлять

$$g_{\text{шл}} = \frac{49,3 \cdot 100}{80} = 61,62 \text{ кг}.$$

Определяем процентное содержание в шлаке диоксида кремния, оксидов марганца, кальция и железа.

$$(\text{SiO}_2) = \frac{8,6 \cdot 100}{61,62} = 13,96 \% ; \quad (\text{MnO}) = \frac{2,7 \cdot 100}{61,62} = 4,38 \% ;$$

$$(\text{FeO}) = \frac{12,2 \cdot 100}{61,62} = 19,80 \% ; \quad (\text{CaO}) = \frac{25,8 \cdot 100}{61,62} = 41,86 \% .$$

Подтверждением правильности работы является выполнение условия задачи, в котором

$$\Sigma(\text{SiO}_2 + \text{MnO} + \text{FeO} + \text{CaO}) = 13,96 + 4,38 + 19,8 + 41,86 = 80,0 \% .$$

Остальные 20% приходятся на долю оксидов MgO , Al_2O_3 , Fe_2O_3 и P_2O_5 , определение каждого из которых по условию задачи не требовалось.

4 Определение расхода извести при кислородно-конвертерной плавке

Для обеспечения необходимой основности шлака в качестве флюса в шихте кислородно-конвертерной плавки используется свежееобожженная известь.

Основность шлака регулируется в соответствии с температурой. В конце плавки она должна быть не менее 2,5 (во избежание повышенного износа футеровки), а в начале плавки может быть значительно ниже (1,0 и менее). Для обеспечения глубокой степени дефосфорации и десульфурации основность шлака в конце плавки должна быть 3,5-4,0.

Известь присаживают в виде кусков или вдувают в металл в порошкообразном состоянии. Общий расход извести составляет 5-8 % от массы плавки; его определяют расчетом так, чтобы обеспечивалась требуемая основность шлака. Обычные пределы колебания основности: 2,5-3,0 при переделе низкофосфористых и малосернистых чугунов в рядовые марки стали; 3,2-4,0 при переделе обычных чугунов в качественную сталь, а также высокофосфористых и высокосернистых чугунов в рядовую сталь. При возрастании основности значительно выше 4,0 шлаки становятся гетерогенными, их химическая активность снижается и возникает необходимость увеличения расхода плавикового шпата, являющегося основным разжижителем шлака в конвертерах. Расход плавикового шпата обычно составляет 0,15-0,3 % и иногда достигает 1 %.

Расход извести определяют по формуле

$$g_{\text{изв}} = \frac{100 \cdot (B \cdot g_{\text{SiO}_2} - g_{\text{CaO}})}{\Phi_{\text{изв}}}, \quad (13)$$

где $g_{\text{изв}}$ – расход извести, кг;

B – основность шлака по отношению CaO/SiO_2 ;

g_{SiO_2} – поступление в шлак SiO_2 из всех источников, кроме извести, кг;

g_{CaO} – то же для CaO металлошихты, кг;

$\Phi_{\text{изв}}$ – флюсующая способность извести, %.

Флюсующая способность извести, то есть содержание в извести свободного CaO , способного участвовать в ошлаковании SiO_2 от окисления кремния металлошихты, зависит от состава флюса и определяется из выражения

$$\Phi_{\text{изв}} = (\text{CaO})_{\text{изв}} - B \cdot (\text{SiO}_2)_{\text{изв}}, \quad (14)$$

где $(\text{CaO})_{\text{изв}}$ и $(\text{SiO}_2)_{\text{изв}}$ – содержание соответствующих соединений в извести, %.

Задача №5 Определить расход извести ($g_{\text{изв}}$) для ведения плавки в основном кислородном конвертере, используя условия задач № 1 и 4. Химический состав извести: $\text{CaO}=85\%$, $\text{MgO}=3\%$, $\text{SiO}_2=4\%$, остальные примеси – 8%.

Решение:

Известно, что основность шлака в конце продувки $B=3,0$, а количество образующихся при окислении 1000 кг чугуна оксидов составляет: $g_{\text{SiO}_2} = 8,6$ кг, $g_{\text{CaO}} = 0$ кг/1000 кг чугуна.

По известному составу извести находим его флюсующую способность по уравнению (14)

$$\Phi_{\text{изв}} = 85 - 3,0 \cdot 4,0 = 73 \%$$

Тогда, количество необходимой для наведения шлака основностью $B=3,0$ извести будет равно

$$g_{\text{изв}} = \frac{100 \cdot (3,0 \cdot 8,6 - 0)}{73} = 35,25 \text{ кг.}$$

Однако, приведенный расчет не учитывает участие в шлакообразовании неметаллических материалов. Данные о количестве и составе неметаллических материалов, обычно наблюдаемые в производственной практике, приведены в таблице 8.

Таблица 8 - Количество и состав неметаллических материалов, используемых в классической технологии конвертерной плавки

Материал	Расход на плавку, %	Содержится в материале, %						
		CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	П.п.п.	Проч.	Итог
Известь	4,0-11,0	80-92	1-5	-	-	5-10 ^{*1}	5-15	100
Плавиновый шпат	0,1-0,4	0-5	3-20	-	-	-	75-95 ^{*2}	100
Твердый окислитель	0,0-1,5	1-14	4-12	58-90	1-18	-	5-10	100
Футеровка конвертера	0,2-1,0	15-65	1-5	1-2	-	2-20 ^{*3}	40-80	100
Миксерный шлак	0,2-2,0	25-35	30-40	0-1,5	5-7	-	10-25	100

^{*1} – потери при прокаливании (П.п.п.) извести состоят в основном из CO₂, образующегося при разложении недообожженного известняка.
^{*2} – основным компонентом плавинового шпата является CaF₂.
^{*3} – содержание углерода в огнеупорном материале.

5 Определение расхода раскислителей и легирующих

Заключительной операцией процесса выплавки стали является ее раскисление и легирование.

Раскислением называют снижение содержания кислорода в металле или перевод его в менее вредное состояние. Эта операция является обязательной при выплавке всех марок сталей.

Легирование является не обязательной операцией и применяется при выплавке специальных (легированных) марок сталей с целью придания им определенных свойств.

Для раскисления и легирования применяют сплавы, состоящие из железа и элемента-раскислителя (ферросплавы), а также некоторые металлы в технически чистом виде и углеродсодержащие материалы.

Целью раскисления является снижение содержания кислорода, растворенного в металле, до уровня, обеспечивающего определенную структуру слитка. По степени раскисленности различают спокойную, полуспокойную и кипящую сталь, причем судят о ней в производственных условиях по содержанию элементов-раскислителей в готовой стали, которое задается стандартами для каждой марки стали.

Раскисление кипящей стали проводится самым слабым раскислителем – марганцем, который обычно вводят в металл в виде ферромарганца в количестве, обеспечивающем получение требуемого содержания марганца в металле.

Раскисление полуспокойной стали проводят двумя элементами – марганцем и кремнием, причем оптимальная степень раскисленности металла, при которой слиток имеет наилучшую структуру, обеспечивается при содержании в металле 0,07-0,12% Si. Для раскисления в полуспокойную сталь при выпуске вводят ферромарганец и ферросилиций, а также силикомарганец.

Раскисление спокойной стали проводят наиболее полно, что достигается введением в металл трех элементов – марганца, кремния и алюминия. Расход марганца и кремния выбирается так, чтобы остаточное содержание этих элементов в металле после раскисления находилось в пределах, установленных для выплавляемой стали. Расход алюминия следует выбирать по данным таблицы 9.

Таблица 9 - Расход алюминия на раскисление стали

Показатель	Содержание углерода перед раскислением, %		
	0,05-0,10	0,11-0,20	более 0,20
Расход алюминия, г/т	350	300	250

Таким образом, самым распространенным раскислителем, применяемым при производстве всех марок сталей, является марганец. Вторым по распространенности раскислителем, применяемым при выплавке полуспокойных и спокойных сталей, является кремний. Одним из лучших раскислителей является алюминий.

Из других раскислителей следует отметить ванадий, титан, кальций, цирконий, редкоземельные металлы и др. Эти раскислители являются дорогими и дефицитными материалами, поэтому их используют при производстве сталей специального назначения.

В качестве легирующих элементов используют названные выше, а также хром, никель, молибден, медь, вольфрам и др., которые вводят в металл также или в виде ферросплавов или в технически чистом виде.

Практикой выработался определенный режим введения раскислителей в ковш, обеспечивающий наиболее полное их усвоение. Требования к введению раскислителей в ковш сводятся к следующим основным положениям:

1. Наиболее полное растворение раскисляющих добавок в металл происходит в том случае, если они вводятся в металл равномерно или небольшими порциями в период, когда количество металла в ковше возрастает от 20 до 50%.

2. Сначала в металл вводится марганец, имеющий относительно невысокое сродство к кислороду, затем кремний и в последнюю очередь алюминий, являющийся наиболее сильным раскислителем.

3. При расчете расхода ферросплавов для раскисления и легирования необходимо учитывать остаточное содержание в металле после продувки тех элементов, которые вносятся ферросплавами, а также учитывать их угар.

Расход ферросплавов определяется по формуле

$$g_{\Phi} = \frac{100 \cdot g_M \cdot ([E]_C - [E]_M)}{[E]_{\Phi} \cdot (100 - U_e)}, \quad (15)$$

где g_{Φ} – расход ферросплава, кг;

g_M – масса металла перед выпуском, кг;

$[E]_C$ – среднее содержание элемента в заданной марке стали, %;

$[E]_M$ – остаточное содержание элемента в металле в конце продувки, %;

$[E]_{\Phi}$ – содержание элемента в ферросплаве, %;

U_e – угар элемента при раскислении, %.

Угары ведущих элементов ферросплавов при раскислении и легировании следует выбирать по данным таблицы 10.

Таблица 10 - Угар ведущего элемента при раскислении стали в ковше

Ведущий элемент ферросплава	Угар элемента ферросплава при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Марганец	25-35	20-30	15-20
Кремний	30-40	25-35	20-25
Хром*	15-20	10-15	8-10
Ванадий*	20-25	15-20	10-15
Фосфор, сера*	20-35		
Углерод*	30-50		
Никель, медь*	0		
Алюминий*	100 / 10-20**		
* угар легирующего элемента после предварительного раскисления марганцем и кремнием;			
** в числителе - при раскислении, в знаменателе – легировании.			

При введении раскислителей в металл масса жидкой стали увеличивается. Это увеличение необходимо учитывать при расчете расхода последующих раскислителей и легирующих добавок. После расчета расхода каждого из ферросплавов и легирующих доба-

вок, определяется количество внесенных данным материалом элементов в металл и количество продуктов раскисления.

Задача №6 Определить расход ферросплавов (ферромарганца и ферросилиция) при выплавке стали 10 в основном кислородном конвертере, используя данные задачи №1.

Решение:

Химический состав раскислителей, наиболее широко применяемых в промышленности, приведен в таблице 11.

Для раскисления стали в ковше используем ферромарганец ФМн75 с содержанием марганца 75% и ферросилиций ФС75 с содержанием кремния 77%

Известно (см. задачу 1), что в результате продувки 1000 кг чугуна количество окислившихся примесей составило:

$$\begin{aligned}g_{[C]} &= 41 \text{ кг;} \\g_{[Fe]} &= 9,5 \text{ кг;} \\g_{[Mn]} &= 2,1 \text{ кг;} \\g_{[Si]} &= 4,0 \text{ кг.}\end{aligned}$$

Тогда из 1000 кг чугуна после продувки осталось 943,4 кг металла, содержащего, приблизительно, 0,09% марганца, 0,10% углерода, кремний отсутствует, так как полностью окислился, остальное железо.

Для получения в заданной марке стали среднего по химическому составу содержания кремния (0,27%) и марганца (0,50%) в нее необходимо ввести кремний и марганец из ферросплавов.

Приняв по таблице 10 угар марганца при раскислении 30%, а угар кремния 25%, определяем расход ферромарганца по уравнению 15

$$g_{\text{ФМн}} = \frac{100 \cdot 943,4 \cdot (0,50 - 0,09)}{75 \cdot (100 - 30)} = 7,37 \text{ кг.}$$

Угар марганца из ферромарганца составит

$$g_{\text{Мн}}^{\text{ОК}} = 7,37 \cdot \frac{75}{100} \cdot \frac{30}{100} = 1,66 \text{ кг.}$$

Таблица 11 - Химический состав раскислителей

Ферросплав	C, %	Mn, %	Si, %	Cr, %	Al, %	S, %	P, %	Ni, %	Cu, %	V, %
A5	0	0,03	0,3	0,03	99,5	0	0	0,03	0,02	0
A6	0	0,03	0,4	0,03	99,6	0	0	0,03	0,01	0
AB86	0	0,03	5	0	86	0	0	0,03	4	0
AB88	0	0,03	4	0	88	0	0	0,03	4	0
AB92	0	0,03	1	0	92	0	0	0,03	3	0
AB97	0	0,03	1	0	97	0	0	0,03	0,1	0
CMH14	2,5	65	15,5	0	0	0,03	0,2	0	0	0
CMH17	1,7	65	18,5	0	0	0,03	0,1	0	0	0
CMH26	1,0	65	26,0	0	0	0,03	0,1	0	0	0
ΦC25	0,8	0,9	25,0	0,6	1	0,03	0,06	0	0	0
ΦC45	0,2	0,6	45,0	0,5	2	0,03	0,05	0	0	0
ΦC65	0,10	0,4	65,5	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ΦC75	0,05	0,3	74-80	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ΦC90	0	0,2	90,0	0,3	3,0	0,02	0,03	0	0	0
MP1	0,08	97	0,7	0	0	0	0,05	0	0	0
MP2	0,18	96	1,7	0	0	0	0,05	0	0	0
MH7	7	70	0,9	0	0	0,03	0,35	0	0	0
MH6	7	72,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
MH5	7	75,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
ΦMH0,5	0,5	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ΦMH1	1	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ΦMH1,5	1,5	90	2,5	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ΦMH75	7	75	2	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ΦMH75K	7	76	1	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ΦMH78K	7	80	1	0	0	0,03	0,35	0	0	0

Если считать, что остальные компоненты ферромарганца полностью усваиваются металлом, то в результате введения в металл 7,37 кг ферромарганца, количество металла увеличится на $7,37 - 1,66 = 5,71$ кг, и составит $943,4 + 5,71 = 949,11$ кг.

Расход ферросилиция составит

$$g_{\Phi C} = \frac{100 \cdot 949,11 \cdot (0,27 - 0,0)}{77 \cdot (100 - 25)} = 4,44 \text{ кг.}$$

Угар кремния из ферросилиция составит

$$g_{Si}^{OK} = 4,44 \cdot \frac{77}{100} \cdot \frac{25}{100} = 0,85 \text{ кг.}$$

Если считать, что остальные компоненты ферросилиция полностью усваиваются металлом, то в результате введения в металл 4,44 кг ферросилиция, количество металла увеличится на $4,44 - 0,85 = 3,59$ кг, и составит $949,11 + 3,59 = 952,7$ кг.

Всего в результате раскисления и легирования в металл переходит примесей ферромарганца и ферросилиция в количестве

$$\Sigma g_{\text{фер}}^{\text{пр.}} = 5,71 + 3,59 = 9,3 \text{ кг.}$$

6 Определение выхода годного металла после продувки и выхода годной стали после раскисления

В процессе продувки металла в конвертере происходят неизбежные его потери, которые состоят из угара элементов металлической части шихты при их окислении (см. п.1), потерь металла при выбросах из конвертера (2-3%), потерь при испарении железа (0,8-1,2%) и в виде корольков железа в шлаке (3-5%).

Для определения массы годного жидкого металла (g_M) после продувки необходимо из общего количества загружаемой в конвертер металлической шихты ($g_{ших}$) вычесть суммарное количество всех потерь при продувке ($g_{пот}$):

$$g_M = g_{ших} - g_{пот}. \quad (16)$$

Выход годного жидкого металла после продувки (G_M) определяется как отношение массы годного жидкого металла (g_M) к общему количеству загружаемой в конвертер металлической шихты (чугуна и скрапа):

$$G_M = \frac{g_M}{g_{ших}} \cdot 100\%. \quad (17)$$

При раскислении металла масса готовой стали увеличивается за счет количества примесей, вносимых в нее ферросплавами. В связи с этим увеличивается выход годной жидкой стали после ее раскисления ($G_{ст}$).

Задача №7 Определить выход годного жидкого металла после продувки в конвертере 1000 кг жидкого чугуна и выход годной стали после раскисления в ковше при получении стали 10, используя данные задачи №1 и 6.

Решение:

Известно (см. задачу 1), что в результате продувки 1000 кг чугуна окисляется 41 кг углерода, 9,5 кг железа, 2,1 кг марганца и 4,0 кг кремния.

Принимаем, что при выбросах из конвертера во время продувки теряется 2% металла (20 кг), испаряется 1% железа (9,5 кг) и теряются в виде корольков 3 % металла (30кг).

Общие потери при продувке составляют:

$$g_{пот} = 41 + 2,1 + 4 + 9,5 + 20 + 9,5 + 30 = 116,1 \text{ кг.}$$

Остается в конвертере жидкого металла:

$$g_M = g_{ших} - g_{пот} = 1000 - 116,1 = 883,9 \text{ кг.}$$

Выход годного жидкого металла после продувки 1000 кг чугуна составляет:

$$G_M = \frac{883,9}{1000} \cdot 100\% = 88,39 \text{ \%}.$$

Известно, что при раскислении (см. задачу №6) в металл переходит из ферросплавов 9,3 кг примесей. Тогда масса готовой жидкой стали составит:

$$g_{\text{СТ}} = g_{\text{М}} + \Sigma g_{\text{фер}}^{\text{пр.}} = 883,9 + 9,3 = 893,2 \text{ кг.}$$

Выход годной жидкой стали 10 после раскисления равен:

$$G_{\text{СТ}} = \frac{893,2}{1000} \cdot 100\% = 89,32 \%$$

7 Определение температуры металла в конце продувки и массы охлаждающей присадки стального скрапа

Конечной целью плавки является не только получение стали заданного химического состава, но и определенной температуры.

Требуемая температура металла в конце продувки зависит от содержания углерода в металле, способа ковшевой обработки и типа разливки, так как это определяет необходимый запас тепла металла для сохранения его в жидком состоянии вплоть до разливки последних порций металла. Данная температура (t_M) равна сумме температуры начала затвердевания металла – температуры плавления ($t_{ПЛ}$) и величины перегрева металла, учитывающего потери тепла от момента выпуска металла до окончания разливки ($t_{ПЕР}$):

$$t_M = t_{ПЛ} + t_{ПЕР}. \quad (18)$$

Температуру начала затвердевания металла можно определить по формуле:

$$t_{ПЛ} = 1539 - 80 \cdot [C]_M, \quad (19)$$

где 1539 – температура плавления чистого железа, °С;

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

Величину перегрева металла следует выбрать в пределах, указанных в таблице 12 в соответствии с указанием по разливке. Целесообразно принимать среднее значение величины перегрева из диапазона, указанного для каждого способа и условия разливки.

Таблица 12 - Величина необходимого перегрева металла в конвертере в зависимости от способа и условий разливки

Способ и условия разливки	Величина перегрева металла ($t_{ПЕР}$), °С
1. Разливка в изложницы сверху	75 – 85
2. Разливка в изложницы сифоном	90 – 110
3. Непрерывная разливка с предварительной продувкой металла в ковше инертным газом	100 – 120
4. Непрерывная разливка с предварительным вакуумированием металла в ковше	110 – 130
5. Непрерывная разливка с комбинированными способами ковшевой обработки металла	120 – 150

Тепло на нагрев продуктов плавки (металла, шлака и газов) образуется в результате окисления примесей чугуна и вносится физическим теплом жидкого чугуна. Эти две статьи составляют приход тепла и их легко можно определить по исходным данным.

Количество выделяющегося тепла от окисления примесей металлошихты (чугуна) определяется по известным количествам окисляющихся примесей из выражения:

$$Q_X = 16000 \times g_{[C]} + 29000 \times g_{[Si]} + 7500 \times g_{[Mn]} + 4000 \times g_{[Fe]}, \quad (20)$$

где Q_X – тепло от окисления примесей металлошихты, кДж;

$g_{[C]}$ – количество окислившегося углерода, кг;

$g_{[Si]}$ – то же кремния, кг;

$g_{[Mn]}$ – то же марганца, кг;

$g_{[Fe]}$ – то же железа, кг.

Физическое тепло жидкого чугуна определяется по известным значениям температуры чугуна ($t_{\text{ч}}$) и его расходу ($g_{\text{ч}}$) из выражения

$$Q_{\text{ч}} = g_{\text{ч}} \times c_{\text{ч}} \times t_{\text{ч}}, \quad (21)$$

где $Q_{\text{ч}}$ – физическое тепло жидкого чугуна, кДж;

$c_{\text{ч}}$ – удельная теплоемкость жидкого чугуна, кДж/(кг·град);

$t_{\text{ч}}$ – температура жидкого чугуна, °С.

Теплосодержание конечных продуктов плавки – металла, шлака, газов (расход тепла) можно определить по соответствующим формулам:

$$Q_{\text{М}} = g_{\text{М}} \times c_{\text{М}} \times t_{\text{М}}, \quad (22)$$

$$Q_{\text{ШЛ}} = g_{\text{ШЛ}} \times c_{\text{ШЛ}} \times t_{\text{М}}, \quad (23)$$

$$Q_{\text{ГАЗ}} = g_{\text{ГАЗ}} \times c_{\text{ГАЗ}} \times t_{\text{ГАЗ}}, \quad (24)$$

где Q_i – теплосодержание соответствующих продуктов плавки, кДж;

c_i – удельная теплоемкость соответствующих продуктов плавки, кДж/(кг·град);

t_i – фактическая температура соответствующих продуктов плавки, °С.

При расчете теплосодержания металла и шлака (формулы 22 и 23) в качестве температуры удобно использовать температуру металла в конце продувки, которая отвечает, как температуре металла, так и шлака.

При расчете теплосодержания газа (формула 24) необходимо учитывать, что в процессе продувки газы отводятся из конвертера с различной по времени температурой. Для приближенных расчетов температуру металла в начале продувки можно принять равной температуре чугуна ($t_{\text{ч}}$), а в конце продувки – равной температуре металла и шлака ($t_{\text{М}}$). Тогда средняя температура газов за весь период продувки будет равной:

$$t_{\text{ГАЗ}} = \frac{t_{\text{ч}} + t_{\text{М}}}{2}. \quad (25)$$

Подставляя выражение для определения температуры газа (25) в уравнение для расчета теплосодержания газа (24), получим:

$$Q_{\text{ГАЗ}} = g_{\text{ГАЗ}} \cdot c_{\text{ГАЗ}} \cdot \frac{t_{\text{ч}} + t_{\text{М}}}{2}. \quad (26)$$

При определении количества выделяющихся газов можно принять, что они представлены лишь оксидом углерода CO, образующимся в результате окисления углерода по реакции $[C] + \frac{1}{2}\{O_2\} = \{CO\}$. Пользуясь уравнением этой реакции, можно определить количество образующегося за всю продувку оксида углерода по уравнению (11).

Зная приход тепла и его расход, можно составить уравнение теплового баланса и определить из него фактическую температуру металла в конце продувки ($t_{\text{М}}$):

$$Q_{\text{X}} + Q_{\text{ч}} = Q_{\text{М}} + Q_{\text{ШЛ}} + Q_{\text{ГАЗ}}. \quad (27)$$

Сравнивая требуемое значение температуры металла в конце продувки (t'_M) с ее действительным значением (t_M), можно определить величину избыточной температуры ($t_{ИЗБ}$) и избыточное теплосодержание металла ($Q_{ИЗБ}$) в конце продувки по соответствующим формулам:

$$t_{ИЗБ} = t'_M - t_M; \quad (28)$$

$$Q_{ИЗБ} = g_M \times c_M \times t_{ИЗБ}. \quad (29)$$

Избыточное тепло ($Q_{ИЗБ}$) необходимо расходовать на расплавление и нагрев до требуемой температуры (t'_M) определенного количества скрапа, которое можно определить по формуле:

$$g_{СКР} = \frac{Q_{ИЗБ}}{c_{СКР} \cdot t'_M}. \quad (30)$$

Задача №8 Определить температуру металла в конце продувки и массу охлаждающей присадки стального лома, обеспечивающей получение необходимой температуры металла по условиям задачи №1. Температура чугуна в начале продувки $t_{ч} = 1350^\circ\text{C}$. Удельная теплоемкость жидкого чугуна и металла $c_{ч} = c_M = 0,9$ кДж/(кг·град), жидкого шлака $c_{ШЛ} = 1,2$ кДж/(кг·град), газов $c_{ГАЗ} = 1,3$ кДж/(кг·град).

Решение:

Тепло, выделяющееся при окислении углерода, марганца, кремния и железа, вычисляем по формуле (20). Известно (см. задачу 1), что в результате продувки 1000 кг чугуна окисляется 41 кг углерода, 9,5 кг железа, 2,1 кг марганца и 4,0 кг кремния. Тогда:

$$Q_X = 16000 \times 41 + 29000 \times 4,0 + 7500 \times 2,1 + 4000 \times 9,5 = 825750 \text{ кДж/1000 кг чугуна.}$$

Физическое тепло, вносимое жидким чугуном в количестве 1000 кг, составляет

$$Q_{ч} = 1000 \times 0,9 \times 1350 = 1215000 \text{ кДж.}$$

В итоге сумма приходных статей теплового баланса конвертерной плавки составит:

$$Q_{ПРИХОД} = Q_X + Q_{ч} = 825750 + 1215000 = 2040750 \text{ кДж.}$$

Это тепло расходуется на нагрев металла, шлака и газов. Известно, что количество жидкого металла после продувки $g_M = 883,9$ кг (см. задачу 7), а количество образующегося шлака $g_{ШЛ} = 61,62$ кг (см. задачу 4). Количество образующихся газов по реакции $[C] + \frac{1}{2}\{O_2\} = \{CO\}$ определим по уравнению (11):

$$g_{CO} = g_{ГАЗ} = 41 \cdot \frac{28}{12} = 95,7 \text{ кг.}$$

Теплосодержание металла, шлака и газов в конце продувки составляет:

$$Q_M = 883,9 \times 0,9 \times t_M = 795,51 \cdot t_M,$$

$$Q_{\text{ШЛ}} = 61,62 \times 1,2 \times t_M = 73,94 \cdot t_M,$$

$$Q_{\text{ГАЗ}} = 95,7 \cdot 1,3 \cdot \frac{1350 + t_M}{2} = 83977 + 62,2 \cdot t_M.$$

Тогда общее теплосодержание системы (расход тепла) составляет:

$$\begin{aligned} Q_{\text{РАСХОД}} &= Q_M + Q_{\text{ШЛ}} + Q_{\text{ГАЗ}} = 795,51 \cdot t_M + 73,94 \cdot t_M + 83977 + 62,2 \cdot t_M = \\ &= 83977 + 931,65 \cdot t_M. \end{aligned}$$

Составляем уравнение теплового баланса и определяем температуру металла в конце продувки:

$$Q_{\text{ПРИХОД}} = Q_{\text{РАСХОД}};$$

$$2040750 = 83977 + 931,65 \cdot t_M;$$

$$t_M = \frac{2040750 - 83977}{931,65} = 2100 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Температура плавления (температура ликвидус) для стали 10 с содержанием углерода 0,10% составляет:

$$t_{\text{ПЛ}} = 1539 - 80 \cdot 0,1 = 1531 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Принимаем перегрев металла ($t_{\text{ПЕР}}$) над температурой плавления ($t_{\text{ПЛ}}$) для разливки металла в изложницы сверху равным 85 °С. Тогда, требуемая температура металла в конце продувки (t'_M) должна быть равной:

$$t'_M = 1531 + 85 = 1616 \text{ }^\circ\text{C}.$$

В действительности же в конце продувки металл имеет температуру, равную 2100 °С. Избыточна температура ($t_{\text{ИЗБ}}$) составляет:

$$t_{\text{ИЗБ}} = 2100 - 1616 = 484 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Избыточное теплосодержание металла ($Q_{\text{ИЗБ}}$) при его перегреве на 484 °С составляет:

$$Q_{\text{ИЗБ}} = 883,9 \times 0,9 \times 484 = 385027 \text{ кДж}.$$

Это количество тепла необходимо израсходовать на расплавление и нагрев скрапа до температуры 1616 °С.

Количество присаживаемого скрапа определяем по формуле (30):

$$g_{\text{СКР}} = \frac{385027}{0,9 \cdot 1616} = 264,73 \text{ кг.}$$

Таким образом, для того, чтобы температура металла после продувки была равной 1616 °С, шихта, загружаемая в конвертер, должна состоять из 1000 кг жидкого чугуна с температурой 1350°С и 265 кг стального скрапа.

Процентное содержание в шихте жидкого чугуна и скрапа составляет соответственно:

$$g'_{\text{ч}} = \frac{1000 \cdot 100}{1265} = 79\%; \quad g'_{\text{СКР}} = \frac{265 \cdot 100}{1265} = 21\%.$$

Контрольные вопросы

- 1 В чем заключается конечная цель плавки в любом сталеплавильном агрегате?
- 2 Задача рафинирования металла?
- 3 Особенности кислородно-конвертерного процесса.
- 4 Задача раскисления и легирования металла.
- 5 От чего зависит расход кислорода на продувку?
- 6 Основные источники тепла кислородно-конвертерной плавки.
- 7 От чего зависят химические свойства шлаков?
- 8 Что такое основные и кислотные шлаки, и чем они характеризуются?
- 9 Для чего необходима известь в кислородно-конвертерной плавке?
- 10 Какие значения имеет основность шлака в начале и конце плавки?
- 11 От чего зависит расход извести на плавку?
- 12 Что такое ферросплавы?
- 13 Чем определяется расход раскислителей на плавку?
- 14 Что такое выход годной жидкой стали?
- 15 Какие бывают потери металла при его продувке в конвертере?
- 16 Что такое температура ликвидус и от чего она зависит?
- 17 Приход и расход тепла в кислородно-конвертерной плавке.
- 18 Для чего необходима присадка стального скрапа?
- 19 Как определить расход стального скрапа?

Рекомендуемая литература

1. Марочник сталей и сплавов / Под ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1989. – 638с.
2. Металлургия стали / Под ред. В.И. Явойского и Ю.В. Кряковского – М.: Metallургия, 1984. – С.125-187.
3. Баптизманский В.И. Теория кислородно-конвертерного процесса. – М.: Metallургия, 1975. – С.14-47.
4. Кудрин В.А. Metallургия стали. – М.: Metallургия, 1989. – 240 с.
5. Технология производства стали в современных конвертерных цехах / Колпаков, С.Ф., Старов, Р.В., Смоктий, В.В. и др. – М.: Metallургия, 1991. – 464с.
6. Бигеев А.М. Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. – М.: Metallургия, 1982. – 156с.
7. Бигеев А.М., Колесников Ю.А. Основы математического описания и расчеты кислородно-конвертерных процессов. – М.: Metallургия, 1970. – 229 с.

ШАПОВАЛОВ АЛЕКСЕЙ НИКОЛАЕВИЧ

ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ

Методические указания для проведения практических занятий
и самостоятельной работы студентов
по дисциплинам «Теория и технология производства стали»,
«Основы сталеплавильного производства»
Направление подготовки: 22.03.02 Metallurgy
Квалификация (степень) выпускника: бакалавр
Форма обучения: очная, заочная

Подписано в печать 16.09.2020 г.		
Формат 60x90 $\frac{1}{16}$ Рег. № 150	Печать цифровая Тираж 10 экз.	Уч.-изд.л. 2,2

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
Новотроицкий филиал
462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.
E-mail: nfmisis@yandex.ru
Контактный тел. 8 (3537) 679729.

