

Министерство образования и науки Российской Федерации

Федеральное государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ
Кафедра металлургических технологий

А.Н. Шаповалов

ТЕХНОЛОГИЯ И РАСЧЕТ ПЛАВКИ СТАЛИ В КИСЛОРОДНЫХ КОНВЕРТЕРАХ

Методические указания для выполнения домашнего задания и
контрольной работы по дисциплине
«Теория и технология производства стали»
Часть I «Металлургия стали»
для студентов специальности
150101 «Металлургия черных металлов»
всех форм обучения

Новотроицк - 2011

Рецензенты:

Профессор кафедры металлургии стали НИТУ МИСиС, д. т. н. Явойский А.В.

Доцент кафедры технологии машиностроения ОГТИ, филиал ОГУ, к.т.н. Веселовский А.А.

Шаповалов А.Н. Технология и расчет плавки стали в кислородных конвертерах: Методические указания для выполнения домашнего задания и контрольной работы для студентов специальности 150101. – Новотроицк: НФ МИСиС, 2011. – 40с.

Методические указания для выполнения домашнего задания и контрольной работы по дисциплине «Теория и технология производства стали», часть I - «Металлургия стали» предназначены для практического закрепления теоретических знаний студентами на начальном этапе обучения по специальностям металлургического направления.

Изложены основные положения технологии классического кислородно-конвертерного процесса (с верхней продувкой), особенности выплавки стали в конвертерах с донной кислородной и комбинированной продувкой.

Приведена методика упрощенного расчета основных параметров технологии кислородно-конвертерной плавки, на примере классического кислородно-конвертерного процесса, с верхней подачей дутья.

Указания соответствуют государственному образовательному стандарту высшего профессионального образования по направлению 150100 – МЕТАЛЛУРГИЯ.

Рекомендовано Методическим советом НФ МИСиС

© Национальный
исследовательский
технологический
университет
«МИСиС», 2011

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1 Основные положения технологии выплавки стали в кислородных конвертерах	5
1.1 Технология выплавки стали в конвертерах с верхней продувкой	5
1.2 Технология выплавки стали в конвертерах с донным дутьем	7
1.3 Технология плавки стали в конвертерах с комбинированным дутьем	8
1.4 Особенности проведения расчета кислородно-конвертерной плавки	9
2 Задание на выполнение расчета плавки стали в конвертере	10
3 Определение параметров плавки в конце продувки	11
4 Определение расхода лома на плавку	13
5 Расчет окисления примесей металлической шихты	14
6 Расчет количества и состава шлака	18
7 Расчет расхода дутья	21
8 Расчет выхода жидкой стали перед раскислением и составление материального баланса плавки	23
9 Составление теплового баланса плавки и определение температуры металла	25
9.1 Приходные статьи теплового баланса	25
9.2 Расходные статьи теплового баланса	26
10 Расчет раскисления стали и ее химического состава	28
11 Расчет расхода материалов на всю плавку и выхода продуктов плавки	32
12 Определение удельной интенсивности продувки, продолжительности плавки и производительности агрегата	33
13 Оформление пояснительной записки	34
Вопросы для самопроверки	35
Приложение А	36
Приложение Б	37
Библиографический список	39

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время выплавка стали в кислородных конвертерах является наиболее распространенным и прогрессивным способом ее производства. Это связано с высокой производительностью агрегатов, относительной простотой их конструкции, высоким уровнем автоматизации процессов, гибкостью технологии плавки, позволяющей в сочетании с внеагрегатной обработкой и непрерывной разливкой получать сталь высокого качества и широкого сортамента.

Технология плавки стали в конвертере является важным звеном производственного процесса и определяет его основные технико-экономические показатели. Она состоит из совокупности различных операций, приемов и методов, выполняемых в определенной последовательности и сочетании для получения жидкого металла высокого качества.

Классический кислородно-конвертерный процесс представляет собой выплавку стали из жидкого чугуна с добавкой лома в конвертере с основной футеровкой и продувкой кислородом сверху через водоохлаждаемую фурму.

По своей сущности выплавка стали представляет из себя сложный комплекс физико-химических и тепловых процессов. Многообразие материалов, постоянное изменение их состава и температуры, недостаточная текущая информация о параметрах плавки, требуют систематической коррекции технологии плавки стали. Это приводит к необходимости проведения как прогнозных (до начала плавки), так и оперативных расчетов по ходу процесса.

На начальном этапе профессиональной подготовки специалистов расчеты плавки стали целесообразнее выполнять вручную. В этом случае методика расчета направлена на изучение содержательной части конвертерного процесса в условиях современного металлургического производства.

При проведении расчетов сущность сталеплавильных процессов проявляется наиболее полно: прослеживаются роль и значение материалов, взаимосвязь между параметрами плавки и ее результатами.

В данной работе, на примере кислородного конвертера с верхней продувкой, приведена методика упрощенного расчета основных технологических параметров выплавки стали. Расчет плавки стали в конвертере направлен на изучение принципиальных положений сталеплавильного производства.

1 Основные положения технологии выплавки стали в кислородных конвертерах

Расчеты плавки стали базируются на теоретических представлениях о характере сталеплавильных процессов и практических данных работы современных металлургических агрегатов.

Сущность классического кислородно-конвертерного процесса получения стали заключается в следующем: в агрегате (конвертере) проводят окислительное рафинирование металла, используя в качестве основного реагента газообразные окислители, и нагрев металла без подвода тепла из внешних источников за счет физического тепла жидкого чугуна и тепла экзотермических реакций; раскисление и легирование металла осуществляется в ковше.

Известны три основных способа продувки металла кислородом в современных конвертерах: продувка сверху, снизу и комбинированная.

1.1 Технология выплавки стали в конвертерах с верхней продувкой

Отличительными признаками классического кислородно-конвертерного процесса с верхней продувкой являются:

- использование жидкого чугуна как основного материала для получения стали в количестве более 70 %;
- подача в конвертер для продувки исходных материалов технически чистого кислорода (содержание кислорода в дутье не менее 99,5 %);
- применение водоохлаждаемой фурмы, подающей кислород в конвертер сверху через горловину по направлению вертикальной оси агрегата;
- переменное положение наконечника фурмы над поверхностью конвертерной ванны;
- использование основных огнеупорных материалов для футеровки конвертера, состоящих преимущественно из MgO и CaO;
- применение кусковой извести и разжижавших добавок для формирования шлака;
- продувка без перерывов до заданных уровней параметров плавки (промежуточное удаление шлака не производится);
- использование только внутренних источников тепла (физическое тепло чугуна и химическое тепло процессов окислительного рафинирования);
- расход лома на плавку определяется условиями теплового баланса в зависимости от заданной температуры металла (использование лома в качестве основного охладителя);
- материалы, содержащие оксиды железа (твердые окислители): железная руда, агломерат, окатыши или окалина, используются в качестве дополнительной охлаждающей добавки при необходимости снижения температуры металла по ходу продувки;
- раскисление и легирование металла осуществляется в сталеразливочном ковше во время выпуска металла из конвертера.

Перед началом каждой плавки осуществляют ее шихтовку (планирование), то есть определяют оптимальные для данных условий количества (расходы) чугуна, лома, шлакообразующих материалов и кислорода, обеспечивающие по окончании продувки получение металла с заданной массой, температурой и концентрацией углерода, и основности конечного шлака.

Конвертерная плавка начинается с осмотра поверхности футеровки конвертера и принятия решения о восстановлении ее работоспособности: необходимость и вид ремонта (горячий или холодный и их объемы). Продолжительность операции зависит от объема

производимых работ (от 1 до 10 мин при горячих ремонтах футеровки и до 2 ч - при ремонте сталевыпускного отверстия).

Следующая операция - загрузка лома. Во избежание разрушения футеровки сначала через горловину конвертера загружается совок с легковесным ломом, а затем с тяжеловесным. При загрузке лома одним совком передняя часть совка загружается легковесным ломом. Продолжительность загрузки лома – 2 - 4 мин.

В зависимости от состояния днища и качества шихтовых материалов первую порцию извести (20-40 % от общего расхода).

Чугун заливается в конвертер через горловину в один прием из заливочного ковша. Продолжительность слива – 2-4 мин.

Продувку ведут технически чистым кислородом через вертикально расположенную водоохлаждаемую фурму, которую вводят в полость конвертера через горловину строго по его оси. Давление кислорода перед фурмой составляет 1,2—1,6 МПа. Высоту фурмы над ванной можно изменять по ходу плавки; обычно она увеличивается при росте емкости конвертера и находится в пределах 0,8— 3,3 м от уровня ванны в спокойном состоянии. Обычно для ускорения шлакообразования продувку начинают при повышенном положении фурмы, а через 2—4 мин ее опускают до обычного оптимального положения.

Обычно вторая и третья порции извести подаются в конвертер с интервалом в 2-3 мин с таким расчетом, чтобы присадка 70-80 % извести была закончена в первой трети продувки. Оставшаяся часть извести (20-30 %) присаживается в начале последней трети продувки.

Плавиновый шпат подается при необходимости с первой порцией извести или в период "свертывания" шлака (в середине продувки при низкой концентрации оксидов железа в шлаке), или за 2-3 мин до окончания продувки.

Продувка в зависимости от интенсивности подачи кислорода ($2,5-7 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{мин}$) и удельного расхода кислорода на процесс ($45-55 \text{ м}^3/\text{т}$) продолжается от 12 до 20 мин и должна быть закончена на заданном для выплавляемой марки стали содержании углерода. К этому моменту металл должен быть нагрет до необходимой температуры ($1580-1650 \text{ }^\circ\text{C}$), а содержание серы и фосфора в нем не должно превышать 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.

После продувки фурму поднимают, конвертер наклоняют в горизонтальное положение, отбирают пробы металла и шлака для анализа их составов, измеряют температуру металла, ожидают результаты анализа. Обычно эти операции называют «повалка конвертера», ее продолжительность – 4-6 мин. По результатам анализа и измерения температуры металл либо выпускается в ковш, с последующим раскислением и легированием, либо принимают меры по корректировке технологических параметров.

При необходимости дополнительный нагрев металла производится додувкой при обычном (если содержание углерода в металле больше требуемого для данной марки стали) или при повышенном положении фурмы. Напротив, снижение температуры металла производится путем присадки в конвертер мелко чистого лома или известняка, а также извести. Дополнительное удаление серы и фосфора проводится додувкой при повышенном положении фурмы с присадками извести или известняка.

Додувки металла являются нежелательными операциями (отклонениями от нормальной технологии процесса), так как они влияют на производительность конвертера,

выход годного и качество металла, стойкость футеровки. После додувок обязательна повалка конвертера с анализом состава и температуры металла.

Получив заданные значения технологических параметров, металл выпускают в ковш через сталевыпускное отверстие, служащее для отделения металла от шлака. Длительность выпуска – 4-9 мин. Одновременно в ковш подают раскисляющие и легирующие добавки. Расчет расхода присаживаемых сплавов и науглероживателей осуществляется с учетом заданного содержания элемента в готовой стали, остаточного его содержания в металле после продувки и величины угара вводимого элемента.

После выпуска металла оставшийся в конвертере шлак полностью сливается через горловину в шлаковую чашу. Продолжительность слива 1-3 мин.

Таким образом, цикл плавки составляет 30-50 мин в зависимости от емкости агрегата, интенсивности подачи дутья и организации производства.

После выпуска из конвертера для улучшения качества, металл подвергается ковшевой обработке, в качестве которой применяют продувку металла инертным газом, вакуумирование, обработку порошками, шлаками или шлаковыми смесями. Разливка стали в современных конвертерных цехах производится на машинах непрерывного литья заготовок.

1.2 Технология выплавки стали в конвертерах с донным дутьем

В конвертерах донной продувки кислородом во вставном днище размещают 8-20 фурм типа «труба в трубе». По центральной трубе фурмы с внутренним диаметром 28-50мм подают кислород, а по кольцевой щели толщиной 0,5-2 мм – защитную среду: природный газ, пропан, или жидкое топливо. Расход кислорода на продувку составляет 45-55 м³/т (удельная интенсивность продувки 3-7 м³/т·мин), расход природного газа 6-10 % от расхода кислорода (4-5 м³/т), пропана 3,5 % (около 1,5 м³/т), жидкого топлива - 2-3 л/т. В межпродувочные периоды, для охлаждения фурм и поддержания их в работоспособном положении, через оба канала фурмы продувают азот с расходом 15-20 м³/т. После окончания продувки металла кислородом обязателен кратковременный (20-60 с) период продувки металла инертным газом (аргоном или азотом) для удаления водорода.

При донной продувке находят применение две разновидности технологии: с подачей кусковой или порошкообразной извести. В первом случае основные технологические операции остаются такие же, как и при верхней продувке. Однако следует иметь в виду, что активное формирование основного шлака происходит в конце продувки, когда наблюдается низкая концентрация углерода в металле (< 0,1 %) и возрастание в шлаке оксидов железа. Для получения стали с требуемыми низкими содержаниями фосфора и серы необходима продувка металла до весьма низких концентраций углерода (<0,05 %). В этом случае теряется одно из основных преимуществ донной продувки (снижается выход годного) и часто требуется науглероживание металла в ковше.

Выход жидкой стали, по сравнению с верхней продувкой, увеличивается на 1,5-2 % вследствие уменьшения испарения железа, содержания оксидов железа в конечном шлаке и выносов, исключения выбросов.

Плавка, с применением порошкообразной извести, начинается как обычно с подготовки конвертера, загрузки лома и заливки чугуна. В течение первых 1/2-2/3 длительности продувки вдувают порошкообразную известь, иногда с добавкой концентрата плавикового шпата. Размер частиц извести должен быть менее 0,15 мм, а расход составляет 40-70 кг/т, возрастая при увеличении содержания кремния в чугуне; расход плавикового шпата достигает 4 кг/т.

Содержание FeO в шлаке, как и при использовании кусковой извести, по ходу продувки не превышает 5-6 %, но шлак, с высоким содержанием оксида кальция, формируется уже в начале продувки. Это позволяет выплавлять средне- и высокоуглеродистые стали с достаточно низкими концентрациями вредных примесей.

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 %).

Кроме того, при донной продувке повышается и стабилизируется степень усвоения кислорода ванной, что снижает расход кислорода на 5-10 % и облегчает прекращение продувки при заданных значениях содержания углерода и температуры.

Тепловой баланс плавки при донной подаче дутья, несмотря на введение некоторого количества топлива, ухудшается. Вследствие этого доля лома в шихте при донной подаче дутья снижается на 2-5 % по сравнению с верхней подачей.

1.3 Технология плавки стали в конвертерах с комбинированным дутьем

В конвертерах с комбинированной продувкой стремятся сочетать достоинства верхней и донной продувок, устраняя или ограничивая их недостатки.

При продувке кислородом металла сверху и снизу плавка состоит из периодов, выполняемых в той же последовательности, что и при обычной продувке сверху. Подача кислорода снизу составляет 12-25 % от его общего расхода на продувку, а расход защитного природного газа – 9-12 % от расхода кислорода через донные фурмы. Кислородную фурму в начале продувки устанавливают в повышенном положении и удерживают заметно дольше, чем при продувке сверху. Это повышает долю дожигания CO до CO₂, что способствует увеличению доли лома в шихте. Окисленность шлака по ходу продувки и в конце ее занимает промежуточное положение между верхней и донной продувками, приближаясь к одному или другому уровню в зависимости от интенсивности донной продувки.

Наиболее распространенным вариантом комбинированной продувки является продувка металла кислородом сверху и нейтральными газами снизу. В качестве нейтральных газов используются N₂, Ar и реже CO₂, часто применяют смесь газов. Удельная интенсивность донной продувки составляет от 0,01 до 3 м³/т·мин.

Как показал опыт, подача снизу даже сравнительно небольших количеств газа (например, 0,01—0,3 м³/т·мин) аргона или азота) позволяет существенно повысить интенсивность перемешивания ванны и сохранить практически все преимущества донной продувки.

На отечественных заводах продувку кислородом сверху ведут через обычные или двухъярусные фурмы, а нейтральные газы N₂, Ar снизу подают через одиночные фурмы, число которых изменяется от 4 до 10, через многоканальные или щелевые огнеупорные блоки. Плавка состоит из тех же периодов, что и при продувке сверху.

При применении двухъярусной фурмы нижний ярус служит для прямого окисления примесей металла, а верхний - для дожигания CO до CO₂. Тепло этой реакции обеспечивает дополнительный нагрев ванны, чему способствует хорошее ее перемешивание газами, вдуваемыми через дно. Эти меры позволяют увеличить расход лома обычно до 35% и редко выше.

При производстве сталей с особо низким содержанием углерода или азота после остановки продувки, взятия проб и замера температуры проводится продувка металла аргоном при вертикальном положении конвертера в течение 2-6 мин без подачи кислорода.

При повалках конвертера через донные фурмы подается азот или аргон с минимальным расходом $0,02-0,08 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{мин})$, а в период межплавочных простоев конвертер устанавливается горловиной вниз с расходом азота $0,02-0,04 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{мин})$.

1.4 Особенности проведения расчета кислородно-конвертерной плавки

В производственной деятельности задача технологического персонала заключается в расчете условий, при соблюдении которых, необходимые конечные результаты достигаются с минимальными затратами.

Целью расчета плавки в этих условиях является определение минимально необходимой массы материалов, компоненты которых распределяются между металлической, шлаковой и газовой фазами кислородного конвертера. Расчет плавки стали в кислородном конвертере представляет собой решение систем уравнений материального и теплового балансов, участвующих в процессе химических элементов и эмпирических зависимостей и соотношений. Критерием оценки качества расчета служит получение химического состава, температуры и массы стали с заданной точностью.

Для упрощения расчетов составляют формулы, в которых искомая величина (параметр) является единственной неизвестной величиной, а значениями других задаются, исходя из практических данных. При этом расчеты ведутся в определенной последовательности, когда в начале определяется такой параметр, на величину которого влияние других, еще неизвестных параметров меньше, чем этого параметра на остальные. Сопоставление рассчитанных и принятых величин с заданной точностью свидетельствует о степени приближенности расчетов. Реализуемый таким образом метод последовательного приближения позволяет выделить существенные стороны процессов, опуская малозначимые факторы и явления.

Все расчеты целесообразно вести относительно суммы расходов чугуна и лома на плавку, причем в относительных единицах, то есть независимо от вместимости и конструкции агрегата считать, что сумма расходов чугуна и лома на плавку (сумма металлошихты) составляет 100 % или 100 кг. Расходы других материалов и выход продуктов плавки определяются в процентах от этой суммы, что равнозначно массе материалов в килограммах относительно 100 кг металлошихты.

Тепловой баланс плавки удобно составлять относительно температуры, близкой к 0°C ($0 \pm 25^\circ\text{C}$). Это позволяет пренебречь величинами физического тепла материалов, поступающих в конвертер с температурой окружающей среды, а при химических реакциях учитывать стандартные тепловые эффекты.

Ниже приведена методика упрощенного расчета конвертерной плавки, содержащая все необходимые пояснения.

2 Задание на выполнение расчета плавки стали в конвертере

Для выполнения расчета плавки стали в любом сталеплавильном агрегате необходимо располагать определенным минимумом исходных данных, которые студент получает из приложений А и Б в соответствии с номером своего варианта. Вариант задания, марку выплавляемой стали и способ кислородной продувки указывает преподаватель.

В приложении А приведены данные по вариантам о вместимости конвертера, химическом составе и температуре чугуна, интенсивности продувки, а также сведения о материалах плавки и способе разливки металла. В приложении Б представлены данные о химическом составе выплавляемых сталей.

Остальные, необходимые для расчета данные, выбираются самостоятельно, руководствуясь справочной литературой или практикой работы современных кислородно-конвертерных цехов.

В результате расчета должны быть определены расходы материалов, необходимые для выплавки стали заданного количества и химического состава, температура металла, продолжительность плавки и производительность агрегата.

Расчет рекомендуется проводить в следующей последовательности:

- определение параметров плавки в конце продувки;
- определение расхода лома на плавку;
- расчет окисления примесей металлической шихты;
- расчет количества и состава шлака;
- расчет расхода дутья;
- расчет выхода жидкой стали перед раскислением и составление материального баланса плавки;
- составление теплового баланса плавки и определение температуры металла;
- расчет раскисления стали и ее химического состава;
- расчет расхода материалов на всю плавку и выхода продуктов плавки;
- определение удельной интенсивности продувки, продолжительности плавки и производительности агрегата.

В ходе проведения расчетов студентам необходимо самостоятельно выбирать и принимать данные, не оговоренные в задании, в приведенных в указаниях пределах (но отличающихся от данных примера) или в соответствии с данными справочной литературы. В последнем случае необходимо дать ссылку на источник.

3 Определение параметров плавки в конце продувки

В начале расчета необходимо определить параметры, характеризующие состояние ванны жидкого металла в конце продувки: массу металла, его химический состав и температуру.

Масса металла в конце продувки соответствует вместимости конвертера, указанной в задании (Приложение А). Так как при продувке происходит окисление элементов металла и неизбежны потери железа, то исходная масса металлических материалов, из которых получают сталь (масса чугуна и лома), должна быть больше массы жидкой стали. Определение массы каждого из металлических материалов, загружаемых в конвертер, является одной из задач расчета плавки.

Химический состав стали любой марки регламентируется стандартами или оговаривается с заказчиком и должен соответствовать установленным требованиям. Марка стали указывается в задании и выбирается из Приложения Б [1].

Кроме того, следует учесть, что для осуществления безаварийной разливки стали на машинах непрерывного литья заготовок, содержание серы и фосфора в разливаемом металле не должно превышать 0,025 и 0,015 % соответственно.

Известно, что в классическом кислородно-конвертерном процессе количество лома, загружаемого на плавку, не превышает 30 % от суммы металлошихты (обычно 22-28 %). В противном случае значительно снижается приход тепла с жидким чугуном и тепла будет недостаточно для нормального ведения плавки. Исходная концентрация элементов в металлошихте существенно превышает их содержание в марочном составе выплавляемой стали. Поэтому удаление избытка элементов (в основном углерода) является главной задачей окислительного рафинирования в процессе продувки металла кислородом.

Продувку желательнее прекратить тогда, когда достигнуто требуемое содержание углерода в металле ($[C]_M$) – любое значение для заданной марки стали из марочного интервала (см. Приложение Б). *Однако целесообразно ориентироваться на среднее значение из интервала: нижний предел – середина марочного интервала.* Это связано с возможностью поступления углерода в металл при раскислении ферросплавами (особенно углеродистым ферромарганцем).

Однако следует иметь в виду, что получение стали с содержанием углерода ближе к верхнему пределу предпочтительнее с точки зрения расхода кислорода и раскислителей, массы жидкого металла, времени продувки и других технико-экономических показателей.

Таким образом, продувка металла в конвертере может быть закончена, когда в металле останется такая концентрация углерода, при которой последующий ввод материалов (раскислителей и легирующих) не приведет к выходу ее за указанные маркой стали пределы. Учитывая вышеизложенное, студент осуществляет выбор содержания углерода в металле в конце продувки - $[C]_M, \%$.

При продувке невозможно избежать практически полного окисления кремния и большей части марганца (окисляется на 75-85 %). Это значит, что остаточные содержания кремния и марганца окажутся в большинстве случаев меньше необходимых и потребуются вводить их в металл в виде специальных материалов, как правило, ферросплавов. При этом необходимо учитывать поступление в металл сопутствующих элементов (в том числе и углерода). Например, ферромарганец марки ФМн78 содержит 7,0 % углерода.

В производственных условиях, если после продувки реальная концентрация углерода не соответствует расчетным значениям, проводится коррекция: при высокой концентрации углерода металл додувают, при низкой – в металл на выпуске вводят углеродсодержащий

материал (кокс, графит и др.). Однако любая коррекция является нежелательной, так как связана с дополнительными затратами материалов, энергии, времени и труда.

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 ($t_{ПЕР}$):

$$t_M = t_{ПЛ} + t_{ПЕР}. \quad (1)$$

В этом случае температуру начала затвердевания металла можно определить по формуле [2]:

$$t_{ПЛ} = 1539 - 80 \cdot [C]_M, \quad (2)$$

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 1 в соответствии с указанием по разливке, приведенном в задании (Приложение А). Целесообразно принимать среднее значение величины перегрева из диапазона, указанного для каждого способа и условия разливки.

Таблица 1 – Величина необходимого перегрева металла в конвертере в зависимости от способа и условий разливки [3]

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

По результатам данного раздела студент должен определиться с массой жидкого металла в конце продувки, содержанием в нем углерода и температурой.

4 Определение расхода лома на плавку

Металлический лом является важнейшим (после жидкого чугуна) исходным железосодержащим материалом конвертерной плавки. Он выполняет роль основного охладителя процесса окислительного рафинирования, благодаря которому обеспечивается необходимая температура металла. Масса лома должна определяться из условий баланса тепла конвертерной плавки. Избыток тепла процесса расходуется на переработку эквивалентной массы лома.

Однако лом вносит с собой химические элементы, участвующие в окислительном рафинировании, как и элементы чугуна. Поэтому величина массы лома используется в начале расчета в уравнениях баланса элементов, а правильность выбора ее может быть установлена только в конце расчета, при составлении теплового баланса плавки. Критерием оценки служит рассчитанное значение температуры металла.

Для начала расчета можно выбрать расход лома произвольно из обычно наблюдаемого на практике интервала значений (22-28%), провести все расчеты до определения температуры металла, сравнить ее с требуемой и вернуться к началу расчета, скорректировать величину расхода лома и расчет повторить.

Для быстрого приближения используют эмпирические соотношения между массой лома и различными известными параметрами плавки [2]. Их эффективность зависит от того, насколько условия конкретной плавки соответствуют условиям, при которых получены расчетные зависимости. Для рассматриваемого случая можно использовать упрощенную формулу, полученную для условий, когда лом является единственным охладителем:

$$G_{\text{л}}' = 17,4 + 4,1 \cdot ([C]_{\text{ч}} - 4,0) + 9,5 \cdot ([Si]_{\text{ч}} - 0,5) + 0,034 \cdot (t_{\text{ч}} - 1330) + 3,2 \cdot ([Mn]_{\text{ч}} - 0,2) + 11 \cdot (0,2 - [C]_{\text{м}}) + 0,05 \cdot (1650 - t_{\text{м}}), \quad (3)$$

где $G_{\text{л}}'$ – расход лома на плавку (предварительный), % (кг/100кг металлошихты);
[C]_ч, [Si]_ч, [Mn]_ч – соответственно содержание углерода, кремния и марганца в чугуне, %;
 $t_{\text{ч}}$, $t_{\text{м}}$ – соответственно температура чугуна и металла, °С.

Поскольку все величины, входящие в формулу (3), известны из задания на работу (Приложение А) и результатов расчета п.3, студент определяет предварительный расход лома по уравнению (3).

При определении уточненного расхода лома на плавку необходимо учесть, что в соответствии с выданным заданием (Приложение А) в плавке, в качестве твердого окислителя, играющего роль дополнительного охладителя, используются окатыши

Для корректировки расхода лома, необходимо предварительно оценить охлаждающую способность окатышей, используя формулу:

$$S_{\text{ТО}} = 0,062 \cdot Fe_{\text{ТО}} - 0,014 \cdot (FeO)_{\text{ТО}} - 0,633, \quad (4)$$

где $S_{\text{ТО}}$ – коэффициент эквивалентности твердого окислителя как охладителя по отношению к лому, кг/кг;

$Fe_{\text{ТО}}$ – содержание железа в твердом окислителе, %;

$(FeO)_{\text{ТО}}$ – содержание FeO в твердом окислителе, %.

По данным о составе окатышей (Приложение А) определяется коэффициент эквивалентности твердого окислителя как охладителя по отношению к лому - $S_{ТО}$, который показывает сколько лома (кг) заменяет по охлаждающему эффекту 1 кг окатышей.

Далее, по данным о расходе окатышей на плавку ($P_{ТО}$), указанных в Приложении А в процентах (соответствуют кг на 100 кг металлошихты), определяют количество лома, замененное окатышами в соответствии с охлаждающим эффектом по формуле:

$$\Delta G_{Л} = P_{ТО} \cdot S_{ТО}, \text{ кг.} \quad (5)$$

Далее определяют уточненный расход лома на плавку, используемый в дальнейших расчетах

$$G_{Л} = G'_{Л} - \Delta G_{Л}, \text{ кг.} \quad (6)$$

5 Расчет окисления примесей металлической шихты

Для решения этой задачи необходимо определить средний химический состав металлической шихты и остаточные содержания примесей в металле в конце продувки.

Средний химический состав металлической шихты определяется в соответствии с расходами чугуна и лома на плавку и их химическим составом. По известному расходу лома, определяется расход чугуна ($G_{ч}$):

$$G_{ч} = 100 - G_{Л}, \text{ кг.} \quad (7)$$

Химический состав чугуна указан в задании (Приложение А). Химический состав металлического лома зависит от того, отходы каких марок сталей составляют лом. Часто сведения об этом носят приблизительный характер. Можно считать, что лом имеет химический состав, близкий к среднему составу сталей, выплавляемых отечественной металлургией в наибольшем количестве – низкоуглеродистых обыкновенного качества. В этом случае лом может содержать 0,1-0,2 % С; 0,20-0,25 % Si; 0,4-0,5 % Mn; менее 0,04 % P и S. Учитывая вышеизложенное, следует самостоятельно принять состав лома: $[C]_{Л}$; $[Si]_{Л}$; $[Mn]_{Л}$; $[P]_{Л}$; $[S]_{Л}$, %, а данные о химическом составе чугуна и лома свести в таблицу 2.

Таблица 2 – Химический состав металлошихты

Материал	Химический состав, %				
	C	Mn	Si	P	S
Чугун жидкий					
Лом металлический					

Следует иметь в виду, что в производственных условиях вместе с жидким чугуном в конвертер попадает шлак, называемый миксерным шлаком. Миксерный шлак составляют часть доменного шлака на поверхности чугуна, материал футеровки миксеров (передвижных или стационарных), продукты окисления примесей чугуна и др. Миксерный шлак обычно содержит много кислотных оксидов и серы, поэтому является нежелательным материалом при производстве стали.

Технологией выплавки стали предусматривается удаление миксерного шлака с поверхности чугуна перед заливкой его в конвертер. Тем не менее, часть этого шлака

попадает в конвертер, что необходимо учитывать при расчете плавки. Количество миксерного шлака оценивают в процентах к массе чугуна. До удаления шлака из заливочного ковша это количество составляет 0,5-2,0 %, а после скачивания – 0,2-1,0 % к массе чугуна. Из приведенных данных следует самостоятельно принять количество миксерного шлака, принимающего участие в формировании конвертерного шлака $G_{М.Ш}$, %. В дальнейшем расчете можно учитывать наличие миксерного шлака только при формировании конвертерного шлака, пренебрегая его влиянием на средний состав металлошихты.

Подобное замечание относится и к качеству металлического лома. Лом всегда частично окислен с поверхности и поступает в конвертер с некоторым количеством мусора: песком (основной компонент – 95 % - SiO_2) и глиной (Al_2O_3). Окисленность и замусоренность лома оценивают в процентах к массе лома. Их величина обычно составляет 0,5-2,0 % для каждой из этих характеристик качества металлического лома. Относительно небольшой расход лома на плавку позволяет пренебречь влиянием окалины и мусора в ломе при упрощенных расчетах.

С учетом вышеприведенных замечаний проводится расчет вносимых в конвертер с ломом и чугуном элементов:

$$\text{- вносится с ломом } G_{[E]} = G_{Л} \cdot \frac{[\%E]_{Л}}{100\%}, \text{ кг/100кг металлошихты;} \quad (8)$$

$$\text{- вносится с чугуном } G_{[E]} = G_{Ч} \cdot \frac{[\%E]_{Ч}}{100\%}, \text{ кг/100кг металлошихты,} \quad (9)$$

где $G_{[E]}$ – количество вносимого элемента с компонентами металлошихты, кг/100 кг;
 $[\%E]$ – содержание элемента в компоненте металлошихты, %.

По полученным данным определяется общее поступление элементов с компонентами металлошихты - $[E]_{Ш}$ (химический состав металлошихты). Полученные данные сводятся в таблицу 3.

Таблица 3 – Определение среднего химического состава металлошихты

Компоненты металлошихты	Расход, кг	Внесено в шихту, кг				
		C	Si	Mn	P	S
Чугун	$G_{Ч}$					
Лом	$G_{Л}$					
Всего в шихте	100	$[C]_{Ш}$	$[Si]_{Ш}$	$[Mn]_{Ш}$	$[P]_{Ш}$	$[S]_{Ш}$

Для определения остаточных содержаний примесей в металле в конце продувки используются данные о содержании углерода в конце продувки (см. п.3) $[C]_{М}$, а также практические сведения о поведении примесей в основных сталеплавильных процессах.

Кремний при выплавке стали в конвертере с основной футеровкой окисляется практически полностью, поэтому $[Si]_{М} = 0 \%$.

Марганец, фосфор и сера во время продувки частично удаляются из металла. Степень их удаления зависит от условий ведения плавки (состава шлака и металла, их температуры) и момента окончания продувки. Обычно наблюдаемые значения степени удаления элементов приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Степень удаления некоторых элементов из металла при кислородно-конвертерной плавке с верхней продувкой, % [3]

Химический элемент	Степень удаления элемента при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Марганец	80-95	75-80	70-75
Фосфор	90-95	85-90	80-85
Сера	35-40	40-45	45-50

По содержанию углерода в конце продувки $[C]_M$, % и данным таблицы 4 принимаются значения степени удаления марганца – $\Delta[Mn]$, %, фосфора – $\Delta[P]$, % и серы – $\Delta[S]$, %.

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

По принятым степеням удаления элементов в процессе продувки, определяются остаточные концентрации марганца фосфора и серы в металле в конце продувки:

$$\begin{aligned}
 [Mn]_M &= [Mn]_{ш} \cdot (100 - \Delta[Mn]) \cdot 0,01, \text{ кг}; \\
 [P]_M &= [P]_{ш} \cdot (100 - \Delta[P]) \cdot 0,01, \text{ кг}; \\
 [S]_M &= [S]_{ш} \cdot (100 - \Delta[S]) \cdot 0,01, \text{ кг}.
 \end{aligned}
 \tag{10}$$

Полученные данные по составу металлошихты и остаточным содержаниям компонентов в конце продувки заносятся в таблицу 5, после чего в таблице 5 проводится расчет окисления примесей шихты.

Количество примесей, удаляемых при продувке (g_E), определяют по разнице между исходным их содержанием в металлошихте и остаточным в конце продувки. При определении количества окисляющегося углерода по реакциям неполного и полного горения, учитывают, что 85-90 % углерода, удаляемого при продувке, окисляется до CO , а 10-15% - до CO_2 .

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



Таблица 5 – Расчет окисления примесей шихты*

Расчетные показатели	C ^{*1}			Si	Mn	P	S ^{*2}	Всего
	Всего	Окисляется до CO	Окисляется до CO ₂					
Содержится в шихте, кг (заполняется по данным таблицы 3)	[C] _Ш	-	-	[Si] _Ш	[Mn] _Ш	[P] _Ш	[S] _Ш	-
Остается после продувки, кг	[C] _М	-	-	[Si] _М	[Mn] _М	[P] _М	[S] _М	-
Удаляется при продувке g _Е , кг (комментарии в тексте)								
Требуется кислорода,	кг						-	
	м ³						-	
Образуется оксидов, кг	-							

* – ячейки, в которых проставлен знак «-» - не заполняются

из выражения

$$g_{O_2}^E = g_E \cdot \frac{\nu_{O_2} \cdot m_{O_2}}{\nu_E \cdot m_E}, \text{ кг}, \quad (12)$$

где g_Е – 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.

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

$$V_{O_2} = g_{O_2}^E \cdot \frac{22,4}{32}. \quad (13)$$

Поскольку более 90 % удаляемой серы в сталеплавильных процессах переходит в шлак по реакции $[FeS] + (CaO) = (CaS) + (FeO)$, в данном расчете рекомендуется принять, что вся удаляемая из металла сера переходит в шлак в виде CaS, пренебрегая малым количеством ее окисления до газообразных продуктов. Тогда потребность в кислороде на окисление серы не определяется, а рассчитывается количество образующегося сульфида кальция по методике, применяемой для определения количества образующихся в результате окисления оксидов (см. ниже).

Количество образующихся оксидов (EO) в результате удаления (окисления) примесей (E) находят по уравнениям реакций (11) из выражения:

$$g_{EO}^E = g_E \cdot \frac{\nu_{EO} \cdot m_{EO}}{\nu_E \cdot m_E}, \text{ кг}. \quad (14)$$

6 Расчет количества и состава шлака

Шлак образуется в результате окисления примесей металлической шихты и растворения неметаллических материалов. Данные о количестве и составе неметаллических материалов, обычно наблюдаемые в производственной практике, приведены в таблице 6 [4].

Таблица 6 – 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.	Итого
Известь	4,0-11,0	80-92	1-5	-	-	0-10 ^{*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	-	0-20 ^{*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.

Для определения количества и состава образующегося шлака, необходимо по данным таблицы 6 выбрать конкретные значения с использованием заданных величин так, чтобы содержание компонентов в материале в сумме составляло 100 %. При определении состава твердых окислителей (окатышей) необходимо кроме данных таблицы 6 использовать исходные данные (Приложение А) о содержании в окатышах Fe и FeO, по которым можно определить Fe₂O₃ в твердых окислителях (окатышах):

$$\text{Fe}_2\text{O}_{3(\text{ОК})} = (\text{Fe}_{\%}^{\text{ОК}} - \text{FeO}_{\%}^{\text{ОК}} \cdot \frac{56}{72}) \cdot \frac{160}{112}, \% \quad (15)$$

Данные о расходе плавинового шпата и твердого окислителя приведены в задании (Приложение А). Расход миксерного шлака к массе чугуна G_{М.Ш.}, % был принят в п.5. Для его пересчета в кг следует использовать выражение - G_ц · G_{М.Ш.}, % / 100%, кг.

В шлакообразовании принимает участие футеровка кислородного конвертера. Рабочий слой футеровки обычно выполняют из смолодоломита (MgO = 35-50 %; CaO = 45-65 %), смоломгнезитодоломита (MgO = 50-75 %; CaO = 15-45 %), периклазографита (MgO не менее 72 % и углерода 6-20 % или MgO не менее 84 % и углерода 6-14 %).

Для продолжения расчета следует выбрать один из вариантов футеровки и принять значение ее износа. В зависимости от качества огнеупорных материалов износ рабочего слоя футеровки за плавку составляет 0,3-0,7 кг/100кг металлошихты.

Расход извести следует определять расчетом по балансу оксидов CaO и SiO₂.

Количество и состав неметаллических материалов, необходимых для проведения дальнейших расчетов, необходимо свести в таблицу 7.

Таблица 7 – Количество и состав неметаллических материалов, используемых в расчете конвертерной плавки*

Материал	Расход на плавку, % (кг/100кг)	Содержится в материале, %						
		CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	П.п.п.	Проч.	Итого
Известь	Находится расчетом			-	-			100
Плавиновый шпат				-	-	-		100
Твердый окислитель						-		100
Футеровка конвертера					-	-		100
Миксерный шлак						-		100

* – ячейки, в которых проставлен знак «-» - не заполняются

Для расчета расхода извести, количества и состава шлака, удобно составить таблицу 8. Сначала заполняются все первые колонки таблицы 8, включая колонку «Итого»:
 - колонка «вносится металлической шихтой» заполняется по данным таблицы 5;
 - колонки «вносится окатышами, футеровкой, миксерным шлаком и плавиновым шпатом» заполняются по данным таблицы 7 исходя из расхода шлакообразующего материала (кг/100 кг металлошихты) и содержания в нем соответствующей примеси (%).

После заполнения колонки «Итого» определяют расход извести по формуле

$$G_{\text{из}} = \frac{100 \cdot (B \cdot (\text{SiO}_2)_{\text{об}} - (\text{CaO})_{\text{об}})}{(\text{CaO})_{\text{из}} - B \cdot (\text{SiO}_2)_{\text{из}}}, \quad (16)$$

где $G_{\text{из}}$ – расход извести, кг/100кг металлошихты;
 B – основность шлака по отношению CaO/SiO₂;
 $(\text{SiO}_2)_{\text{об}}$ – поступление в шлак SiO₂ из всех источников, кроме извести (колонка «Итого», кг;
 $(\text{CaO})_{\text{об}}$ – то же для CaO металлошихты, кг;
 $(\text{CaO})_{\text{из}}$ – содержание CaO в извести (по данным таблицы 7), %;
 $(\text{SiO}_2)_{\text{из}}$ – то же SiO₂, %.

Основность шлака (B) в конвертерной плавке обычно изменяется в пределах 2,5-4,0 (чаще всего 3,0-3,5). Для более глубокого удаления серы и фосфора стремятся иметь максимальную основность, но не приводящую к ухудшению жидкоподвижности шлака.

Приняв значение основности шлака, определяют расход извести на плавку (кг/100 кг металлошихты) и, используя данные о составе извести из таблицы 7, заполняют колонку «Вносится известью» в таблице 8.

Для заполнения оставшихся двух колонок таблицы 8 необходимо определить уровень концентрации оксидов железа в шлаке в конце продувки. Содержание оксидов железа в шлаке не имеет прямой связи с их количеством в шихтовых материалах, а зависит, в первом приближении, от содержания углерода в металле (таблица 9).

Таблица 8 – Расчет количества и состава шлака*¹

Компоненты шлака	Вносится, кг							Состав шлака, %
	металличес- кой шихтой	окапышами	Футовой конвертера	миксерным шлаком	плавиковым шлаком	Итого	Известью* ³	
CaO	-							
SiO ₂								
Прочие	* ²							
Итого							G _{ЕО}	
FeO	-		-				-	
Fe ₂ O ₃	-						-	
Итого	-						-	
Всего							G _{ШЛ}	100,0

*¹ – ячейки, в которых проставлен знак «-» - не заполняются.

*² – в статью «Прочие» входят MnO, P₂O₅ и CaS, образующиеся при переходе марганца, фосфора и серы металлошихты в шлак.

*³ – потери при прокаливании в состав шлака не входят, а учитываются при расчете состава газа (таблица 10)

Таблица 9 – Содержание оксидов железа в шлаке при верхней продувке*

Оксид железа	Содержание оксидов железа при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
FeO	20-30	15-20	10-15
Fe ₂ O ₃	6-12	4-6	3-5

* - содержание оксидов железа при донной продувке в 2-2,5 раза ниже.

В процессе продувки оксиды железа поступают в шлак при окислении железа металлического расплава кислородом дутья и при растворении неметаллических материалов. Часть оксидов железа участвует в процессах окислительного рафинирования. Содержание оксидов железа в шлаке в конце продувки зависит от соотношения процессов их образования и расходования. В свою очередь эти процессы зависят от конкретных параметров плавки.

Для упрощения расчетов можно считать, что все оксиды железа, поступающие в конвертерную ванну с неметаллическими материалами, полностью разлагаются на железо, переходящее в жидкий металл, и кислород, участвующий в окислении примесей. В тоже время оксиды железа шлака образуются за счет окисления железа металлического расплава кислородом дутья.

Тогда для продолжения расчета следует исходя из данных таблицы 9 и содержания углерода в конце продувки (см. п.3), принять содержания (FeO) и (Fe₂O₃) в конечном шлаке. Эти данные заносятся в последнюю колонку таблицы 8, а также частично заполняется колонка «Всего», для определения количества оксидов, образующихся в процессе плавки и внесенных известью (кроме оксидов железа) - G_{ЕО}.

Зная процентное содержание оксидов железа в шлаке и количество образующихся в процессе плавки оксидов (кроме оксидов железа) из колонки «Всего», можно определить общее количество шлака (G_{шл}, кг)

$$G_{\text{шл}} = G_{\text{ЕО}} \cdot \frac{100}{(100 - (\text{FeO}) - (\text{Fe}_2\text{O}_3))}, \text{ кг.} \quad (17)$$

и заполнить все оставшиеся колонки и строки таблицы 8.

7 Расчет расхода дутья

В качестве дутья в кислородно-конвертерной плавке используют технически чистый кислород с содержанием 99,5 % кислорода. Расход дутья следует определять по балансу кислорода. Кроме дутья, кислород поступает в ванну при разложении оксидов железа неметаллических материалов, а расходуется не только на окисление примесей металла, но и на дожигание части СО до СО₂, окисление железа, а также частично растворяется в металле и теряется в газовую фазу в начале продувки.

Расходные статьи баланса кислорода:

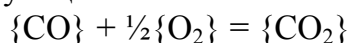
1. Потребность в кислороде для окисления примесей металла ($g_{\text{O}_2}^{\text{Е}}$) определяется по данным таблицы 5.

2. Расход кислорода на окисление железа определяют по количеству образующихся в конце продувки оксидов железа FeO ($g_{\text{FeO}}^{\text{ШЛ}}$) и Fe_2O_3 ($g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ШЛ}}$) – колонка «Всего» таблицы 8. Потребность в кислороде на образование оксидов железа составляет:

$$g_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} = g_{\text{FeO}}^{\text{ШЛ}} \cdot \frac{16}{72} + g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ШЛ}} \cdot \frac{48}{160}, \text{ кг} \quad \text{или}; \quad (18)$$

$$V_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} = g_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (19)$$

3. Расход кислорода на дожигание CO. В зависимости от положения фурмы относительно поверхности металла 5-15% образующийся CO окисляется до CO_2 . По реакции



на каждые 28 кг CO требуется 16 кг или $11,2 \text{ м}^3 \text{ O}_2$.

Зная количество образующегося при окислении углерода CO (g_{CO}) из таблицы 5 и приняв степень дожигания CO в полости конвертера (η_{CO} , %), определяют расход кислорода на дожигание CO из выражения:

$$g_{\text{O}_2}^{\text{CO}} = g_{\text{CO}} \cdot \frac{\eta_{\text{CO}}}{100} \cdot \frac{16}{28}, \text{ кг} \quad \text{или}; \quad (20)$$

$$V_{\text{O}_2}^{\text{CO}} = g_{\text{O}_2}^{\text{CO}} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (21)$$

Приходными статьями баланса кислорода, кроме собственно кислородного дутья, является поступление кислорода от разложения оксидов железа неметаллических материалов FeO ($g_{\text{FeO}}^{\text{НМ}}$) и Fe_2O_3 ($g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{НМ}}$). Количество оксидов железа, поступающих с неметаллическими материалами было рассчитано в таблице 8 – колонка «Итого». При их полном усвоении образуется кислорода:

$$g_{\text{O}_2}^{\text{НМ}} = g_{\text{FeO}}^{\text{НМ}} \cdot \frac{16}{72} + g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{НМ}} \cdot \frac{48}{160}, \text{ кг} \quad \text{или}; \quad (22)$$

$$V_{\text{O}_2}^{\text{НМ}} = g_{\text{O}_2}^{\text{НМ}} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (23)$$

В итоге можно определить общую потребность в кислороде дутья для окислительного рафинирования ($V_{\text{к}}$):

$$V_{\text{к}} = g_{\text{O}_2}^{\text{Е}} + g_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} + g_{\text{O}_2}^{\text{CO}} - g_{\text{O}_2}^{\text{НМ}}, \text{ кг}. \quad (24)$$

Обычно 5-10 % от этого количества приходится на потери кислорода в газовую фазу и растворение его в металле (Π_{O_2} , %). С учетом содержания кислорода в дутье (99,5 %) определяется общий расход дутья ($V_{\text{д}}$)

$$V_{\text{Д}} = (V_{\text{К}} + V_{\text{К}} \cdot \frac{\text{П}_{\text{O}_2}}{100}) \cdot \frac{100}{99,5}, \text{ кг} \quad \text{или} \quad (25)$$

$$V_{\text{O}_2}^{\text{М}^3} = V_{\text{Д}} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ М}^3. \quad (26)$$

Избыток дутья при этом находится из уравнения

$$V_{\text{Д}}^{\text{Изб}} = V_{\text{Д}} \cdot \frac{\text{П}_{\text{O}_2}}{100}, \text{ кг}. \quad (27)$$

8 Расчет выхода жидкой стали перед раскислением и составление материального баланса плавки

Для расчета выхода жидкой стали перед раскислением необходимо составить баланс металла за период окислительного рафинирования.

Приходная часть баланса металла.

Приход металла состоит из 100 кг металлошихты (чугуна и лома) и железа, восстановленного из неметаллических материалов. Согласно проведенных в п.7 расчетов, количество железа, восстановленного из неметаллических материалов, можно найти из выражения:

$$g_{\text{Fe}}^{\text{НМ}} = g_{\text{FeO}}^{\text{НМ}} + g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{НМ}} - g_{\text{O}_2}^{\text{НМ}}, \text{ кг}. \quad (28)$$

Расходная часть баланса металла.

1. Масса окислившихся примесей (Σg_{E}) определяется по данным таблицы 5.
2. Масса железа, окисляющегося до FeO и Fe_2O_3 , переходящих в шлак. Согласно проведенных в п.7 расчетов, количество железа, участвующего в образовании оксидов шлака, можно найти из выражения:

$$g_{\text{Fe}}^{\text{ШЛ}} = g_{\text{FeO}}^{\text{ШЛ}} + g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ШЛ}} - g_{\text{O}_2}^{\text{Fe}}, \text{ кг}. \quad (29)$$

3. Потери металла с выносами и выбросами ($G_{\text{В}}$), которые обычно составляют 1-2 % (кг/100 кг металлошихты). Принимаются самостоятельно.
4. Количество миксерного шлака ($g_{\text{МШ}}$, см. таблицу 7).
5. Потери железа с пылью ($G_{\text{П}}$). Массу железа, теряемого с пылью определяют по формуле:

$$G_{\text{П}} = 0,00001 \cdot V_{\text{Г}} \cdot K_{\text{П}} \cdot \text{Fe}_{\text{П}}, \quad (30)$$

где $G_{\text{П}}$ – масса железа, теряемого с пылью во время продувки, кг;

$V_{\text{Г}}$ – объем образующихся газов, М^3 ;

$K_{\text{П}}$ – концентрация пыли в газе, $\text{г}/\text{М}^3$ (обычно 150-250 $\text{г}/\text{М}^3$);

$\text{Fe}_{\text{П}}$ – содержание железа в пыли (обычно 60-80 %).

В процессе продувки газы образуются в результате окисления углерода и поступления потерь при прокаливании из неметаллических материалов (поступлением азота из дутья пренебрегаем). Масса, объем и состав образующихся газов определяются в таблице 10.

Таблица 10 – Расчет образования газообразных продуктов плавки

Источник поступления	Количество, кг		
	СО	СО ₂	Всего
Окисление углерода (из таблицы 5)			
Известь (из таблицы 7 с учетом G _{из})* ¹	-		
Дожигание части СО (согласно п.7)			
Итого	кг		
	м ^{3*2}		
Состав газа, %			100,0

*¹ – СО₂, выделяющийся при диссоциации недоразложившегося известняка в извести (недопал) – определяется по потерям при прокаливании в составе извести (см. таблицу 7).
 *² – пересчет в м³ из кг выполняется с учетом закона Авогадо, согласно которому 1 моль любого газа занимает объем 22,4 л.

После заполнения таблицы 10, необходимо принять значения концентрации пыли в газе (K_п, г/м³) и содержания железа в пыли (Fe_п, %), и определить потери железа с пылью (G_п) по уравнению (30).

После расчета расходных и приходных частей баланса, определяют выход жидкого металла (G_М) перед раскислением:

$$G_M = G_{\text{ч}} + G_{\text{л}} + g_{\text{Fe}}^{\text{HM}} - \sum g_{\text{E}} - g_{\text{Fe}}^{\text{ШЛ}} - G_{\text{В}} - g_{\text{МШ}} - G_{\text{П}}, \text{ кг.} \quad (31)$$

Полученные данные материального баланса кислородно-конвертерной плавки сводятся в таблицу 11. Разница между «Задано» и «Получено» в таблице 11, относят на статью «Невязка».

Таблица 11 – Материальный баланс плавки

Задано		Получено	
Наименование	кг	Наименование	кг
Чугун жидкий		Металл жидкий	
Лом металлический		Шлак	
Окатыши		Газ	
Известь		Избыток дутья	
Плавиновый шпат		Выносы и выбросы	
Дутье		Потери железа с пылью	
Футеровка конвертера		Невязка	
Итого		Итого	

Расчет считается верным, если невязка не превышает 0,2 %.

9 Составление теплового баланса плавки и определение температуры металла

9.1 Приходные статьи теплового баланса

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

$$Q_{\text{ч}} = G_{\text{ч}} \cdot (61,9 + 0,88 \cdot t_{\text{ч}}), \quad (32)$$

где $Q_{\text{ч}}$ – физическое тепло жидкого чугуна, кДж;
 $t_{\text{ч}}$ – температура жидкого чугуна, °С (см. Приложение А).

2) Тепловой эффект реакций окисления примесей шихты определяется по известным количествам окисляющихся примесей (см. таблицу 5) из выражения

$$Q_{\text{X}} = 14770 \cdot g_{[\text{C}]} + 26970 \cdot g_{[\text{Si}]} + 7000 \cdot g_{[\text{Mn}]} + 21730 \cdot g_{[\text{P}]}, \quad (33)$$

где Q_{X} – тепло от окисления примесей металлошихты, кДж;
 $g_{[\text{C}]}$ – количество окислившегося углерода, кг;
 $g_{[\text{Si}]}$ – то же кремния, кг;
 $g_{[\text{Mn}]}$ – то же марганца, кг;
 $g_{[\text{P}]}$ – то же фосфора, кг.

3) Химическое тепло от образования оксидов железа шлака, определяется по данным о количестве оксидов железа в шлаке (см. таблицу 8) по уравнению

$$Q_{\text{FeO}} = 3707 \cdot g_{\text{FeO}}^{\text{ШЛ}} + 5278 \cdot g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ШЛ}}, \quad (34)$$

где Q_{FeO} – тепловой эффект от окисления железа, кДж;
 $g_{\text{FeO}}^{\text{ШЛ}}$ – количество FeO в шлаке, кг;
 $g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ШЛ}}$ – то же Fe₂O₃, кг.

4) Тепловой эффект реакций шлакообразования определяется по данным о количестве шлакообразующих (CaO и SiO₂ из таблицы 8) из уравнения

$$Q_{\text{ШО}} = 628 \cdot g_{\text{CaO}} + 1464 \cdot g_{\text{SiO}_2}, \quad (35)$$

где $Q_{\text{ШО}}$ – тепло образования соединений в шлаке, кДж;
 g_{CaO} – количество CaO в шлаке, кг;
 g_{SiO_2} – то же SiO₂, кг.

5) Тепло от дожигания СО определяется из выражения

$$Q_{\text{СО}} = 101 \cdot g_{\text{СО}} \cdot \eta_{\text{СО}} \cdot Z, \quad (36)$$

где $Q_{\text{СО}}$ – химическое тепло окисления СО, кДж;

g_{CO} – количество CO, образующегося при окислении углерода, кг;

η_{CO} – степень дожигания CO в полости конвертера, %;

Z – доля тепла, передаваемого конвертерной ванне (обычно $Z = 0,1-0,3$).

Зная количество образующегося при окислении углерода CO (g_{CO}) из таблицы 5 и степень дожигания CO в полости конвертера (η_{CO} , %) – из п.7, определяют приход тепла от дожигания CO по уравнению (36).

Общий приход тепла определяется из выражения

$$Q_{\text{приход}} = Q_{\text{ч}} + Q_{\text{X}} + Q_{\text{FeO}} + Q_{\text{ШО}} + Q_{\text{CO}}, \text{ кДж.} \quad (37)$$

9.2 Расходные статьи теплового баланса

1) Физическое тепло жидкого металла определяется из выражения

$$Q_{\text{M}} = (54,8 + 0,84 \cdot t_{\text{M}}) \cdot G_{\text{M}}, \quad (38)$$

где Q_{M} – теплосодержание жидкого металла, кДж;

t_{M} – расчетная температура металла, °C;

G_{M} – выход жидкого металла (см. п.8), кг.

2) Физическое тепло шлака находится по уравнению

$$Q_{\text{ШЛ}} = (2,09 \cdot t_{\text{M}} - 1379) \cdot G_{\text{ШЛ}}, \quad (39)$$

где $Q_{\text{ШЛ}}$ – теплосодержание жидкого шлака, кДж;

$G_{\text{ШЛ}}$ – количество образующегося шлака (см. таблицу 8), кг.

3) Физическое тепло отходящих газов определяется по уравнению

$$Q_{\text{Г}} = (1,32 \cdot t_{\text{Г}} - 220) \cdot (G_{\text{CO}} + G_{\text{CO}_2}), \quad (40)$$

где $Q_{\text{Г}}$ – теплосодержание образующихся газов, кДж;

$t_{\text{Г}}$ – температура отходящих газов, °C (принимается из диапазона 1900-2100 °C);

G_{CO} – количество образующегося CO (см. таблицу 10), кг;

G_{CO_2} – то же CO₂ (см. таблицу 10), кг.

4) Затраты тепла на разложение оксидов железа, поступающих в конвертер с неметаллическими материалами, определяются из выражения:

$$Q_{\text{Fe}} = 3707 \cdot g_{\text{FeO}}^{\text{HM}} + 5278 \cdot g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}}, \quad (41)$$

где Q_{Fe} – тепловой эффект от разложения оксидов железа неметаллических материалов, кДж;

$g_{\text{FeO}}^{\text{HM}}$ – количество FeO, поступившее в конвертер с неметаллическими материалами (см. таблицу 8, колонка «Итого»), кг;

$g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}}$ – то же Fe_2O_3 , кг.

5) Потери тепла с выносами и выбросам определяются по уравнению

$$Q_{\text{В}} = (54,8 + 0,84 \cdot t_{\text{МС}}) \cdot G_{\text{В}}, \quad (42)$$

где $Q_{\text{В}}$ – потери тепла с выносами и выбросами, кДж;

$t_{\text{МС}}$ – средняя температура выбросов металла, °С (обычно наибольшие выносы и выбросы наблюдаются в период максимальной скорости окисления углерода, когда температура металла находится в интервале 1500-1600 °С. В расчете следует самостоятельно принять температуру выбросов);

$G_{\text{В}}$ – общее количество выносов и выбросов (см. п.8), кг.

6) Затраты тепла на пылеобразование определяются по уравнению

$$Q_{\text{Д}} = (54,8 + 0,84 \cdot t_{\text{Г}}) \cdot G_{\text{П}}, \quad (43)$$

где $Q_{\text{Д}}$ – затраты тепла на пылеобразование, кДж;

$G_{\text{П}}$ – общее количество пыли (см. п.8), кг.

7) Тепло на разложение карбонатов определяется из соотношения

$$Q_{\text{К}} = 4038 \cdot G_{\text{ИК}}, \quad (44)$$

где $Q_{\text{К}}$ – тепло, затрачиваемое на разложение карбонатов (на обжиг недоразложившегося известняка в извести - недопала), кДж;

$G_{\text{ИК}}$ – количество CO_2 в извести (от разложения CaCO_3 из таблицы 10), кг.

8) Тепловые потери. В эту статью ($Q_{\text{П}}$) включают все виды тепловых потерь и неучтенные статьи расхода тепла. Обычно они составляют 2-4 % от общего прихода тепла. Тогда тепловые потери определяются из выражения

$$Q_{\text{П}} = Q_{\text{приход}} \cdot \delta / 100, \quad (45)$$

где $Q_{\text{П}}$ – тепловые потери, кДж;

δ – потери тепла в % общего прихода тепла.

Общий расход тепла находят из выражения

$$Q_{\text{расход}} = Q_{\text{М}} + Q_{\text{ШЛ}} + Q_{\text{Г}} + Q_{\text{Fe}} + Q_{\text{В}} + Q_{\text{Д}} + Q_{\text{К}} + Q_{\text{П}}. \quad (46)$$

Приравняв приходную и расходную части теплового баланса, определяют температуру жидкого металла в конце продувки $t_{\text{М}}$.

После расчета температуры жидкого металла в конце продувки, определяют величину перегрева металла над температурой начала затвердевания (см. п.3)

$$T_{\text{ПЕР}} = t_{\text{М}} - t_{\text{ПЛ}}. \quad (47)$$

Полученная величина перегрева должна находиться в рекомендованном интервале температур для заданного способа и условий разлива. Для упрощенного расчета, допустимыми отклонениями от границы этого интервала могут быть $\pm 5^{\circ}\text{C}$. При больших отклонениях необходимо скорректировать расход металлического лома из расчета: 1% лома снижает температуру металла на $15\text{-}20^{\circ}\text{C}$. После этого расчет нужно повторить до получения значения температуры в области допустимых отклонений.

После получения температуры металла на выпуске в соответствии с требованиями задания, составляется тепловой баланс плавки в конвертере (таблица 12).

Таблица 12 – Тепловой баланс плавки в конвертере с верхней продувкой

Приход тепла			Расход тепла		
Статьи прихода	Количество		Статьи расхода	Количество	
	кДж	%		кДж	%
Физическое тепло жидкого чугуна			Физическое тепло жидкого металла		
Тепловой эффект реакций окисления			Физическое тепло шлака		
Химическое тепло образования оксидов железа шлака			Затраты тепла на разложение оксидов железа неметаллических материалов		
Тепловой эффект реакций шлакообразования			Физическое тепло отходящих газов		
Тепло дожигания CO			Потери тепла с выносами и выбросами		
			Затраты тепла на пылеобразование		
			Тепло на разложение карбонатов		
			Тепловые потери		
Итого		100	Итого		100

10 Расчет раскисления стали и ее химического состава

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. Химический состав раскислителей, наиболее широко применяемых в промышленности, приведен в таблице 13.

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.

Таблица 13 – Химический состав раскислителей [5]

Ферросплав	C, %	Mn, %	Si, %	Cr, %	Al, %	S, %	P, %	Ni, %	Cu, %	V, %
Кокс	87	0	0	0	0	0,5	0,02	0	0	0
Коксик	96	0	0	0	0	0,4	0,02	0	0	0
Лом меди	0	1	1	0	0	0	0	1	90	0
Н3	0,1	0	0	0	0	0,03	0	98	0,6	0
Н4	0,15	0	0	0	0	0,04	0	98	1	0
ФН4	0,15	0	0	0	0	0,03	0	6	1	0
ФН3	0,16	0	0	0	0	0,03	0	15	1	0
ФН2	0,17	0	0	0	0	0,03	0	20	1	0
ФН1	0,18	0	0	0	0	0,03	0	25	1	0
ФСХ18	4,5	0	30	40	0	0,02	0,03	0	0	0
ФСХ30	0,9	0	30	40	0	0,02	0,03	0	0	0
ФСХ40	0,2	0	41	35	0	0,02	0,03	0	0	0
ВД1	0,75	2	2	0	1	0,1	0,1	0	0	38
ВД2	0,75	2	3	0	1,5	0,1	0,2	0	0	38
ВД3	1	2	3,5	0	2	0,15	0,25	0	0	38
ФВД75	0,1	2,7	0,8	2	0	0,1	0,1	0	0	75
ФВД50	0,3	5	2	1	0	0,1	0,1	0	0	50
ФВД35	0,75	2	3	1	0	0,1	0,1	0	0	35
А5	0	0,03	0,3	0,03	99,5	0	0	0,03	0,02	0
А6	0	0,03	0,4	0,03	99,6	0	0	0,03	0,01	0
АВ86	0	0,03	5	0	86	0	0	0,03	4	0
АВ88	0	0,03	4	0	88	0	0	0,03	4	0
АВ92	0	0,03	1	0	92	0	0	0,03	3	0
АВ97	0	0,03	1	0	97	0	0	0,03	0,1	0
ФХ650	6,5	0	2	65	0	0,06	0,04	0	0	0
ФХ800	8,0	0	2	65	0	0,06	0,04	0	0	0
ФХ100	1	0	2	65	0	0,04	0,04	0	0	0
ФХ200	2	0	2	65	0	0,04	0,04	0	0	0
ФХ010	0,10	0	1,5	65	0	0,03	0,03	0	0	0
ФХ015	0,15	0	1,5	65	0	0,03	0,03	0	0	0
ФХ025	0,25	0	2,0	65	0	0,03	0,03	0	0	0
СМн14	2,5	65	15,5	0	0	0,03	0,2	0	0	0
СМн17	1,7	65	18,5	0	0	0,03	0,1	0	0	0
СМн26	1,0	65	26,0	0	0	0,03	0,1	0	0	0
ФС25	0,8	0,9	25,0	0,6	1	0,03	0,06	0	0	0
ФС45	0,2	0,6	45,0	0,5	2	0,03	0,05	0	0	0
ФС65	0,10	0,4	65,5	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС75	0,05	0,3	75,0	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС90	0	0,2	90,0	0,3	3,0	0,02	0,03	0	0	0
МР1	0,08	97	0,7	0	0	0	0,05	0	0	0
МР2	0,18	96	1,7	0	0	0	0,05	0	0	0
МН7	7	70	0,9	0	0	0,03	0,35	0	0	0
МН6	7	72,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
МН5	7	75,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
ФМн0,5	0,5	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн1	1	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн1,5	1,5	90	2,5	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн75	7	75	2	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ФМн75К	7	76	1	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ФМн78К	7	80	1	0	0	0,03	0,35	0	0	0

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 14.

Таблица 14 – 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

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

$$G_{\Phi} = \frac{100 \cdot G_M \cdot ([E]_C - [E]_M)}{[E]_{\Phi} \cdot (100 - U_e)}, \quad (48)$$

где G_{Φ} – расход ферросплава, кг;

$[E]_C$ – среднее содержание элемента (марганца или кремния) 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, % (выбирается из таблицы 15).

Угары элементов ферросплавов при раскислении и легировании следует выбирать по данным таблицы 15.

Таблица 15 - 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 добавок, определяется количество внесенных данным материалом элементов в металл и количество продуктов раскисления.

Результаты расчета массы и химического состава стали по ходу раскисления и легирования, а также массы продуктов раскисления, заносятся в таблицу 16.

Таблица 16 - Баланс элементов при раскислении стали

Расчетные показатели	C		Si		Mn		P	S	Fe	Все-го
	оста-ется	окис-ляется до CO	оста-ется	окис-ляется до SiO ₂	оста-ется	окис-ляется до MnO				
Содержится перед раскислением, кг* ¹		-		-		-				
Вносится с ферросплавом I, кг* ²										
.....										
Содержится после раскисления, кг* ³		-		-		-				
Образуется оксида, кг* ⁴	-		-		-		-	-	Образуется после раскисления, кг	
Состав металла, %									газа	шлак

*¹ – по данным таблицы 5.
 *² – определяется исходя из расхода ферросплава, его состава и распределения элемента ферросплава между металлом и шлаком. В зависимости от заданной марки стали, количество и вид применяемых ферросплавов и легирующих принимается студентом самостоятельно.
 *³ – определяется по сумме усвоенных металлов элементов.
 *⁴ – определяется по уравнению 14.

Расход алюминия на раскисление выбирают с учетом практических данных в зависимости от содержания углерода перед раскислением $[C]_M$ по данным таблицы 14. При этом поступлением кремния, марганца и других элементов в металл при введении алюминия можно пренебречь из-за незначительного содержания этих элементов.

После введения требуемых раскислителей и легирующих элементов проверяют полученный состав металла на соответствие заданному.

11 Расчет расхода материалов на всю плавку и выхода продуктов плавки

По данным о выходе годного металла из таблицы 11 (G_M) и заданной садке конвертера – G (Приложение А) определяют расход металлошихты на плавку ($G_{MШ}$)

$$G_{MШ} = G \cdot 100 / G_M, \text{ т.} \quad (49)$$

Зная состав металлошихты, а именно содержание в ней чугуна ($G_{ч}$, %) и лома ($G_{л}$, %), определяют расходы чугуна и лома на плавку:

$$\Sigma G_{ч} = G_{MШ} \cdot G_{ч} / 100, \text{ т;} \quad (50)$$

$$\Sigma G_{л} = G_{MШ} - \Sigma G_{ч}, \text{ т.}$$

Расход других твердых материалов или выход жидких продуктов плавки определяют по формуле

$$G_i = G_{MШ} \cdot \frac{g_i}{100}, \quad (51)$$

где G_i – расход любого твердого материала (выход жидкого продукта плавки), т;
 g_i – то же, кг/100кг металлошихты или %.

Для газообразных материалов эта формула имеет вид

$$G_{Г} = 10 \cdot G_{MШ} \cdot g_{Г}, \quad (52)$$

где $G_{Г}$ – расход (выход) газа, м³;
 $g_{Г}$ – то же, м³/100кг металлошихты.

По уравнениям 49-52 определяют расход металлошихты, извести, окатышей, плавикового шпата, дутья, ферросплавов, легирующих и алюминия, а также выход продуктов плавки: жидкой стали, шлака, газа, пыли, выносов и выбросов. Полученные данные заносятся в заключение по работе.

12 Определение удельной интенсивности продувки, продолжительности плавки и производительности агрегата

Удельная интенсивность продувки $i_{уд}$, $м^3/(т·мин)$ определяется как отношение заданной интенсивности продувки (i , $м^3/мин$, см. Приложение А) к массе выплавленной стали ($G_{СТ}$, по результатам п.11)

$$i_{уд} = i/G_{СТ}. \quad (53)$$

Обычно удельная интенсивность продувки изменяется в пределах 3,0-7,0 $м^3/(т·мин)$.

Продолжительность основного технологического периода плавки – продувки, определяют как время, необходимое для вдувания в конвертер расчетного количества кислорода. Зная потребность в дутье на плавку ($G_{дутья}$, $м^3$, по результатам п.11) и заданную интенсивность продувки (i , $м^3/мин$, см. Приложение А) определяют продолжительность продувки

$$\tau_{прод} = G_{дутья}/i, \text{ мин.} \quad (54)$$

Продолжительность других периодов плавки выбирают из обычно наблюдаемых на практике значений (таблица 17).

Таблица 17 – Технологические операции конвертерной плавки и их продолжительность

Технологическая операция (период) конвертерной плавки	Время периода, мин	
	Наблюдаемое	Выбор
1. Осмотр и подготовка конвертера к работе	1-10	
2. Загрузка лома	2-6	
3. Подача первой порции сыпучих материалов	0-2	
4. Заливка чугуна	2-6	
5. Продувка	расчет	
6. Повалка конвертера, отбор проб металла, шлака, измерение температуры	3-6	
7. Выпуск металла, раскисление, легирование	4-9	
8. Слив шлака	2-4	
9. Неучтенные операции и задержки	0-5	
Итого	30-50	

Годовую производительность конвертера определяют по формуле

$$P_{Г} = \frac{1440 \cdot N \cdot G_{СТ}}{T_{пл}}, \quad (55)$$

где $P_{Г}$ – годовая производительность конвертера, т;

1440 – число минут в сутках;

N – число рабочих дней в году;

$G_{СТ}$ – выход жидкой стали после раскисления, т;

$T_{пл}$ – продолжительность плавки, мин (по данным таблицы 17).

Чтобы обеспечить стабильную производительность цеха, равную максимальной производительности одного конвертера, в цехе необходимо иметь два конвертера: один работает, а другой находится в ремонте или резерве.

Часто в цехе устанавливают три конвертера, что дает возможность непрерывной работы двух конвертеров. В этом случае производительность цеха равна удвоенной производительности одного непрерывно работающего конвертера.

13 Оформление пояснительной записки

Пояснительная записка оформляется на листах формата А4 с отступами сверху, слева и снизу – 20 мм, справа – 10 мм. Оформление заголовков, библиографического списка и таблиц показано в тексте данных методических указаний. Пояснительная записка должна состоять из следующих частей:

1. Титульный лист;
2. Задание (исходные данные);
3. Содержание;
4. Введение;
5. Расчет плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья;
6. Заключение;
7. Список использованных источников.

В разделе «Введение» формулируются основные задачи, решаемые при выполнении работы. Здесь следует указать основные технологические параметры, которые необходимо определить, а также их влияние на показатели кислородно-конвертерной плавки.

Раздел «Расчет плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья» выполняется в соответствии с пунктами 3-12 данных методических указаний.

В разделе «Заключение» приводятся наиболее важные технологические параметры, характеризующие процесс плавки стали в кислородном конвертере.

Вопросы для самопроверки

1. Что понимают под названием: «Классический кислородно-конверторный процесс»?
2. Какие требования предъявляют к жидкому чугуна?
3. Каким требованиям должен отвечать металлический лом?
4. С какой целью используют металлический лом на плавку?
5. От каких факторов зависит расход лома на плавку?
6. Какие мероприятия позволяют повысить долю лома на плавку?
7. Назначение твердых окислителей при выплавке конвертерной стали?
8. С какой целью используется известь на плавку?
9. В каких случаях применяют известняк?
10. Какова роль плавикового шпата?
11. Как ведут продувку металла в конвертере (режим подачи дутья и ввода неметаллических материалов)?
12. Зачем применяют додувки металла?
13. Каким образом осуществляют раскисление и легирование стали?
14. Какие технологические операции составляют цикл плавки?
15. Какие газы использует в конвертерах донной продувки кислородом?
16. Почему в конвертерах донного дутья с применением кусковой извести необходима продувка металла до низких концентраций углерода?
17. Какие преимущества имеет использование порошкообразной извести?
18. Какое соотношение расходов кислорода при комбинированной продувке металла через верхнюю и донные фурмы?
19. Какие особенности имеет технология выплавки стали в конвертерах комбинированной продувки металла кислородом сверху и нейтральными газами снизу?
20. На чем основан расчет плавки стали?
21. В какой мере зависит поведение составляющих чугуна от вида продувки и чем это объясняется?
22. От каких факторов зависит выход годного жидкой стали?

Приложение А

Варианты заданий для выполнения домашней работы

Номер варианта	Садка конвертера, т	$t_{\text{чугуна}}, ^\circ\text{C}$	Состав чугуна, %					$i, \text{ м}^3/\text{мин}$	Твердый окислитель – окатыши			Расход плав. шпата, %	Способ разливки – таблица 1
			C	Si	Mn	P	S		расход, %	Fe, %	FeO, %		
1	30	1350	4,6	0,5	0,2	0,05	0,02	200	1	59	0,1	0,1	1
2	50	1360	4,5	0,55	1,5	0,15	0,04	250	1,2	60	0,2	0,2	2
3	100	1370	4,5	0,6	0,3	0,06	0,017	500	1,4	61	1,5	0,3	3
4	150	1380	4,4	0,65	1,6	0,14	0,039	700	1,6	62	0,3	0,4	4
5	200	1390	4,4	0,7	0,4	0,07	0,016	850	1,8	63	1,4	0,1	5
6	250	1400	4,3	0,8	1,4	0,13	0,036	1000	2	64	0,4	0,2	1
7	300	1410	4,3	0,9	0,5	0,08	0,015	1200	2,2	60	1,3	0,3	2
8	350	1420	4,2	1	1,3	0,12	0,035	1400	2,5	61	0,5	0,4	3
9	375	1430	4,1	1,1	0,6	0,09	0,022	1600	0,5	62	1,2	0,1	4
10	130	1440	4	1,2	1,2	0,11	0,033	600	0,7	63	0,6	0,2	5
11	160	1450	3,9	1,3	0,7	0,1	0,024	750	0,9	64	1,1	0,3	1
12	75	1420	4	1,1	1,1	0,09	0,031	400	1,1	61	0,7	0,4	2
13	275	1400	4,4	0,75	0,8	0,08	0,026	1000	1,3	62	1	0,1	3
14	325	1380	4,4	0,7	1	0,07	0,029	1100	1,5	63	0,8	0,2	4
15	400	1360	4,5	0,6	0,9	0,04	0,027	1800	1,7	64	0,9	0,3	5
16	60	1370	4,6	0,8	0,2	0,02	0,015	300	1,9	60	0,1	0,4	1
17	80	1390	4,5	0,9	0,3	0,03	0,02	450	2,1	62	0,3	0,1	2
18	120	1410	4,4	0,7	0,4	0,05	0,026	550	2,3	64	0,6	0,2	3
19	175	1430	4,3	1,1	0,6	0,07	0,018	750	2,5	61	0,8	0,3	4
20	220	1450	4,4	0,5	0,7	0,09	0,032	900	1	63	1	0,4	5
21	280	1480	4,5	1,3	0,5	0,12	0,022	1150	1,5	65	1,2	0,1	1
22	340	1370	4,4	0,8	0,3	0,15	0,025	1350	2	60	1,4	0,2	2

Приложение Б
Химический состав сталей

Марка стали	Содержание, %							
	C	Mn	Si	Cr	S	P	Cu	Ni
Сталь 05	до 0,06	до 0,4	до 0,03	0,1	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 08	0,05-0,12	0,35-0,65	0,17-0,37	0,1	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 08 кп	0,05-0,11	0,25-0,50	до 0,03	0,1	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 08 пс	0,05-0,11	0,35-0,65	0,05-0,17	0,1	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 10	0,07-0,14	0,35-0,65	0,17-0,37	0,15	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 10 кп	0,07-0,14	0,25-0,50	до 0,07	0,15	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 10 пс	0,07-0,14	0,35-0,65	0,05-0,17	0,15	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 15	0,12-0,19	0,35-0,65	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 20 кп	0,17-0,24	0,25-0,50	до 0,07	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 20 пс	0,17-0,24	0,35-0,65	0,05-0,17	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 25	0,22-0,30	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 30	0,27-0,35	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 35	0,32-0,40	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 40	0,37-0,45	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 45	0,42-0,50	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 50	0,47-0,55	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 20X	0,17-0,23	0,50-0,80	0,17-0,37	0,70-1,0	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 30X	0,24-0,32	0,50-0,80	0,17-0,37	0,80-1,1	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 40X	0,36-0,44	0,50-0,80	0,17-0,37	0,80-1,1	0,035	0,035	0,3	0,3

продолжение приложения Б

Марка стали	Содержание, %							
	C	Mn	Si	Cr	S	P	Cu	Ni
Сталь 09Г2	До 0,12	1,4-1,8	0,17-0,37	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 14Г2	0,12-0,18	1,2-1,6	0,17-0,37	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 12ГС	0,09-0,15	0,8-1,2	0,5-0,8	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 16ГС	0,12-0,18	0,44-0,7	0,9-1,2	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 17ГС	0,14-0,20	1,0-1,4	0,4-0,6	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 17Г1С	0,15-0,20	1,15-1,6	0,4-0,6	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 09Г2С	до 0,12	1,3-1,7	0,5-0,8	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 10Г2С1	До 0,12	1,3-1,65	0,8-1,1	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 35ГС	0,30-0,37	0,80-1,20	0,60-0,90	0,3	0,045	0,04	0,3	0,3
Сталь 25Г2С	0,20-0,29	1,20-1,60	0,60-0,90	0,3	0,045	0,04	0,3	0,3
Сталь 15Г	0,12-0,19	0,70-1,0	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 20Г	0,17-0,24	0,70-1,00	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 30Г	0,27-0,35	0,70-1,00	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 40Г	0,37-0,45	0,70-1,00	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 33ХС	0,29-0,37	0,30-0,60	1,00-1,40	1,30-1,60	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 40ХС	0,37-0,45	0,30-0,60	1,20-1,60	1,30-1,60	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 20ХГСА	0,17-0,23	0,80-1,10	0,90-1,20	0,80-1,10	0,025	0,025	0,3	0,3
Сталь 25ХГСА	0,22-0,28	0,80-1,10	0,90-1,20	0,80-1,10	0,025	0,025	0,3	0,3
Сталь 30ХГСА	0,28-0,34	0,80-1,10	0,90-1,20	0,80-1,10	0,025	0,025	0,3	0,3
Сталь 35ХГСА	0,32-0,39	0,80-1,10	1,10-1,40	1,10-1,40	0,025	0,025	0,3	0,3

Библиографический список

1. Марочник сталей и сплавов / Под ред. В.Г. Сорокина. М.: Машиностроение, 1989. – 638с.
2. Бигеев А.М. Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. – М.: Metallurgy, 1982. – 156с.
3. Бигеев А.М., Колесников Ю.А. Основы математического описания и расчеты кислородно-конвертерных процессов. М.: Metallurgy, 1970. – 229 с.
4. Определение основных параметров технологии плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья: Метод. указ. для выполнения курсовой работы. – Магнитогорск: МГМА, 1994. – 38с.
5. Теплофизические свойства топлив и шихтовых материалов черной металлургии. Справочник / В.М. Бабошин, Е.А. Кричевцов, В.М. Абзалов, Я.М. Щелоков. – М.: Metallurgy, 1982. – 152с.
6. Емелин Б.И., Гасик М.И. Справочник по электрометаллургическим процессам. – М.: Metallurgy, 1978. 287с.

