

Министерство образования и науки Российской Федерации
Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова

**Ю.А. Колесников
А.М. Столяров**

РАСЧЕТ ПЛАВКИ СТАЛИ В КИСЛОРОДНОМ КОНВЕРТЕРЕ С ВЕРХНЕЙ ПОДАЧЕЙ ДУТЬЯ

Утверждено Редакционно-издательским советом университета
в качестве учебного пособия

Магнитогорск
2018

УДК 669.187 (075)
ББК 34.327я7
К603

Рецензенты:

Заведующий кафедрой металлургических технологий
и оборудования Новотроицкого филиала
ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский
технологический университет „Московский институт
стали и сплавов», доцент,
кандидат технических наук
А.Н. Шаповалов

Главный специалист металлургического отдела
ОАО «Магнитогорский Гипромет»,
кандидат технических наук
А.В. Иванов

Колесников, Ю.А.

К603 **Расчет плавки стали в кислородном конвертере с
верхней подачей дутья:** учеб. пособие / Ю.А. Колесников,
А.М. Столяров. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн.
ун-та им. Г.И. Носова, 2018. 49 с.

ISBN 978-5-9967-1165-9

Приведена информация об устройстве кислородного конвертера с верхней подачей дутья и технологии выплавки металла в нем. Рассмотрена методика расчета основных технологических параметров выплавки стали по классической технологии с использованием электронных таблиц *Microsoft Excel*. Показан пример расчета плавки стали в конвертере с подачей технически чистого кислорода сверху.

Предназначено для обучающихся по направлению подготовки 22.03.02 «Металлургия», профиль «Металлургия черных металлов» при самостоятельном изучении основ сталеплавильного производства и проведения практических занятий.

УДК 669.187 (075)
ББК 34.327я7

ISBN 978-5-9967-1165-9

© Магнитогорский государственный
технический университет
им. Г.И. Носова, 2018
© Колесников Ю.А., Столяров А.М., 2018

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	4
введение	5
1. Общие положения.....	7
2. Исходные данные для расчета.....	23
3. Определение параметров плавки в конце продувки и подготовка исходных данных для расчета в электронных таблицах	24
4. Определение расхода лома на плавку.....	28
5. Расчет окисления примесей металлической шихты	29
6. Расчет расхода извести, количества и состава шлака	33
7. Расчет расхода дутья	37
8. Расчет выхода жидкой стали перед раскислением и составление материального баланса плавки	38
9. Составление теплового баланса плавки.....	40
9.1. Приход тепла.....	40
9.2. Расход тепла	41
10. Расчет раскисления стали и ее химического состава.....	44
11. Расчет расхода материалов на всю плавку и выхода продуктов плавки	46
12. Определение удельной интенсивности продувки, продолжительности плавки и производительности агрегата	47
библиографический список	49

ПРЕДИСЛОВИЕ

В учебном пособии приведена краткая информация об устройстве кислородного конвертера с верхней подачей дутья и описана технология выплавки металла в нем.

Приведена методика расчета основных технологических параметров выплавки стали по классической технологии с использованием электронных таблиц *Microsoft Excel*. Рассмотрен пример расчета выплавки стали марки 08 в кислородном конвертере вместимостью 350 т с верхней продувкой кислородом и определены значения следующих параметров:

- расход металлической шихты (жидкого чугуна, лома);
- расход неметаллической шихты (извести, доломита, окатышей);
- расход кислородного дутья;
- расход раскислителей (ферромарганца, ферросилиция, алюминия);
- масса и химический состав жидкой стали;
- температура стали;
- масса и химический состав шлака;
- объем и состав технологического газа;
- удельная интенсивность продувки кислородом;
- продолжительность технологических операций (периодов) и всего цикла конвертерной плавки;
- годовая производительность кислородного конвертера;
- годовая производительность конвертерного цеха.

ВВЕДЕНИЕ

В конвертерных цехах производится наибольшее количество стали в мире. Это связано с высокой производительностью конвертеров, относительной простотой их конструкции, высоким уровнем механизации и автоматизации процессов, качеством и широким сортаментом стали благодаря применению эффективных способов выплавки, ковшевой обработки и непрерывной разливки жидкого металла.

Первым этапом производства стали в конвертерном цехе является выплавка в кислородном конвертере полупродукта (металлического расплава) с заданными свойствами (химическим составом и температурой) из исходных (шихтовых) материалов (жидкого чугуна, твердого стального лома, скрапа и металлических железосодержащих продуктов). Этот процесс осуществляется периодически и представляет из себя сложный комплекс физических, физико-химических и тепловых процессов, протекающих в широком температурном интервале.

На этапе выплавки стали из шихтовых металлических материалов путем интенсивной продувки технически чистым кислородом в конвертере удаляют избыток химических элементов, растворенных в железе. Тепло, выделяющееся при их окислении, используется для нагрева металла до необходимого уровня, обеспечивающего процессы последующих операций ковшевой обработки и непрерывной разливки. При выпуске металла из конвертера в ковш и при дальнейшей обработке металла в него вводят необходимые добавки и очищают от посторонних включений и газов.

Совокупность различных операций, приемов и методов, выполняемых в определенной последовательности и сочетании для получения жидкого металла с заданными параметрами называют технологией производства стали. На каждом этапе технология процесса и действия персонала регламентируются технологическими инструкциями.

Задача технологического персонала заключается в реализации такого уровня процесса, при котором необходимые конечные результаты достигаются с минимальными затратами материалов, времени и труда. В производственной практике многообразие материалов, непостоянство их состава и температуры, недостаточная, а иногда и недостоверная, информация требуют систематической коррекции параметров производственного процесса. По ходу плавки возможны отклонения от прогнозируемого уровня технологических параметров. Эффективное управление таким процессом

во многом зависит от квалификации работников конвертерного цеха и смежных производств.

Технологический персонал при проведении работ по выплавке стали руководствуется технологической инструкцией и принимает решения на основе знаний о сущности процессов и взаимосвязях параметров плавки на базе их количественной оценки. Параметры процесса обычно устанавливаются расчетным путем, используя различные математические методы и средства для сбора и обработки информации.

В учебном процессе для получения знаний по дисциплинам вариативной части профессионального цикла по направлению «Металлургия» численные примеры поэтапного расчета параметров технологии выплавки стали с применением распространенных компьютерных технологий могут служить исходной базой для понимания основ сталеплавильного производства. Объем, методы и средства для выполнения расчетов определяются уровнями сложности поставленной задачи и возможностями технических средств.

Положительный опыт использования методики ручного расчета параметров классической технологии выплавки стали в конвертере с верхней подачей дутья и комбинированных процессов позволяет использовать ее на более современном уровне.

В данной работе приведена методика компьютерного расчета в среде электронных таблиц *Microsoft Excel* основных параметров наиболее распространенной технологии плавки стали в кислородном конвертере с верхней подачей дутья.

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

В середине XX века произошло революционное изменение в технологии металлургии черных металлов – появилось кислородно-конвертерное производство стали с верхней подачей дутья. Довольно скоро использование кислорода в сталеплавильном производстве стало обычной практикой, которая оказала существенное влияние на масштабы выплавки стали в мире. Если в 1952 г. в мире работал лишь один промышленный кислородный конвертер, то в 2000 г. их было уже более 650. Вместимость первых конвертеров составляла 25–35 т, а к настоящему времени она возросла до 350–400 т. Основными преимуществами кислородного дутья по сравнению с воздушным являются: улучшение теплового баланса и качества стали за счет исключения тепла на нагрев азота и его растворения в металле, расширение сортамента применяемых чугунов.

Выплавка стали в кислородном конвертере осуществляется в рабочем пространстве определенной формы и размеров (рис. 1).

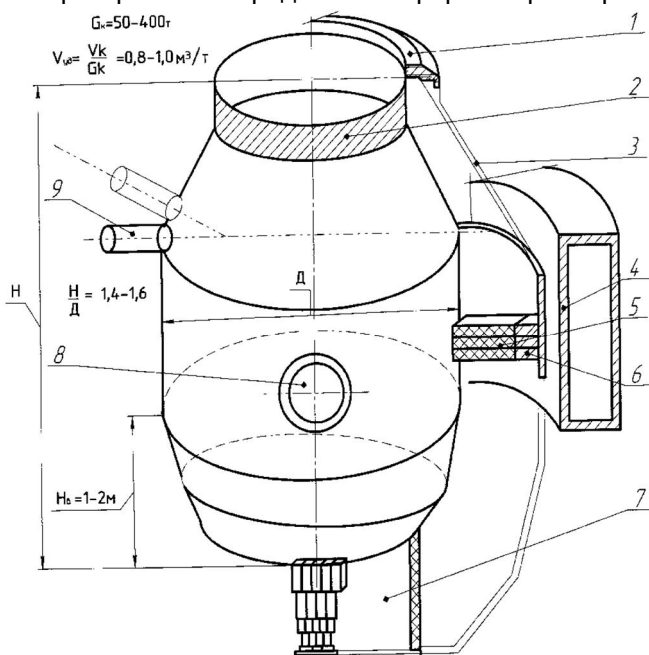


Рис. 1. Элементы конструкции современного конвертера:

- 1 – шлем; 2 – горловина; 3 – корпус; 4 – опорное кольцо;
- 5 – рабочий слой футеровки; 6 – арматурный слой; 7 – вставное днище;
- 8 – цапфа; 9 – канал сталевыпускного отверстия

Рабочее пространство конвертера состоит из простейших геометрических фигур, симметричных относительно вертикальной оси: верхнего усеченного конуса, цилиндрической части, нижнего усеченного конуса и шарового сегмента.

Конвертер – сосуд, вытянутый по вертикали; его высота всегда больше самой широкой цилиндрической части (примерно в полтора раза). В конце плавки жидкие продукты (металл и шлак) сосредоточены в нижней части рабочего пространства, которую обычно называют ванной конвертера. Глубина ванны в зависимости от вместимости конвертера изменяется в пределах 1–2 м. Геометрия рабочего пространства такова, что на каждую тонну жидкого металла в конвертере приходится 0,8–1,0 м³ свободного объема. Такая конфигурация внутреннего устройства конвертера наилучшим образом соответствует характеру движения жидких и газообразных продуктов плавки во время продувки по классической технологии.

Симметричность рабочего пространства нарушается наличием сталевыпускного отверстия в верхней части конструкции при переходе от цилиндрической к конической форме горловины. При этом ось отверстия располагается перпендикулярно либо цилиндрической, либо конической поверхности.

Рабочее пространство конвертера заданной формы выполняют (футеруют) из огнеупорных изделий определенного химического состава и размеров. Геометрические параметры кладки (футеровки) зависят от формы, линейных размеров и расположения в ней огнеупорных изделий (рис. 2).

Футеровка состоит как минимум из двух слоев: рабочего и арматурного. Работоспособность конвертера (продолжительность кампании от ремонта до ремонта) зависит от стойкости рабочего слоя футеровки.

Арматурный или постоянный слой футеровки выкладывается обожженными магнезитовыми ($\text{MgO} > 89\%$), хромомagneзитовыми ($\text{MgO} > 42\%$, $\text{Cr}_2\text{O}_3 > 15\%$) или магнезитохромитовыми ($\text{MgO} > 65\%$, $\text{Cr}_2\text{O}_3 = 5\text{--}18\%$) огнеупорами. Толщина арматурного слоя футеровки составляет 300 мм. В районе горловины толщина изменяется от 230 до 65 мм.

Для рабочего слоя футеровки конвертера используются периклазоуглеродистые изделия прямоугольной и клиновидной формы. Толщина рабочего слоя футеровки стен конвертера равняется 920 мм. Вставное днище имеет суммарную толщину футеровки, равную 1120 мм.

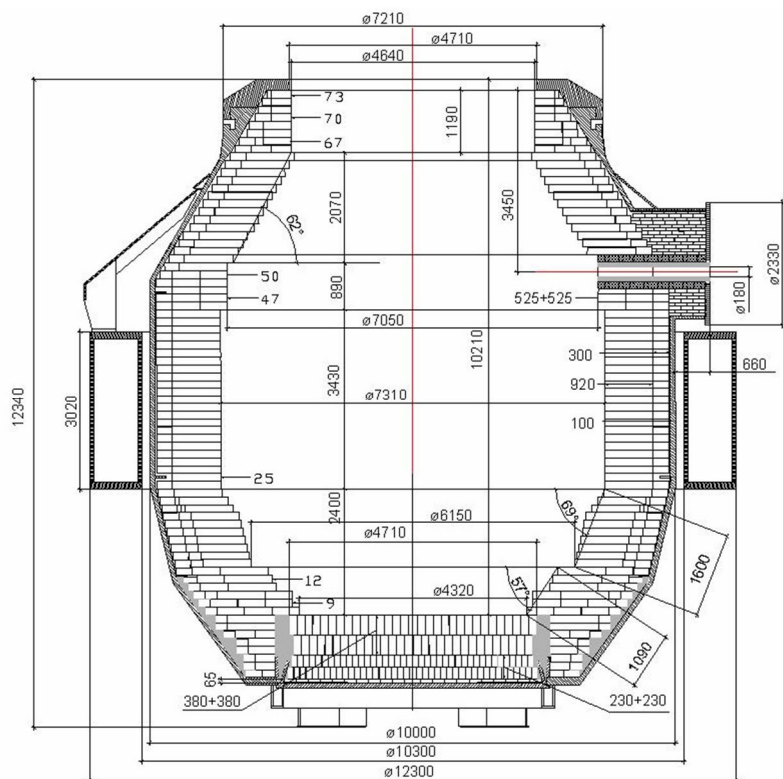


Рис. 2. Общий вид футеровки конвертера вместимостью 370 т

Общий вид конструкции конвертера представлен на рис. 3.

Кожух конвертера изготавливается из стальных гнутых или штампованных листов толщиной от 30 до 120 мм. Верх горловины укрепляется массивным шлемом, частично из съемных сегментов.

Корпус конвертера с цельносварным кожухом помещают в опорное кольцо с цапфами, которые опираются на подшипники качения, располагаемые в стальных литых или сварных станинах. Станины устанавливаются на фундаментах, не связанных с фундаментами здания конвертерного цеха. Корпус в опорном кольце крепится с помощью системы подвесок и упоров, исключающих раскачивание конвертера при продувке металла кислородом и под воздействием колебаний жидкого металла. Цапфы выполняются коваными и на большегрузных конвертерах водоохлаждаемыми. Они крепятся к опорному кольцу путем запрессовки в цапфовую плиту.

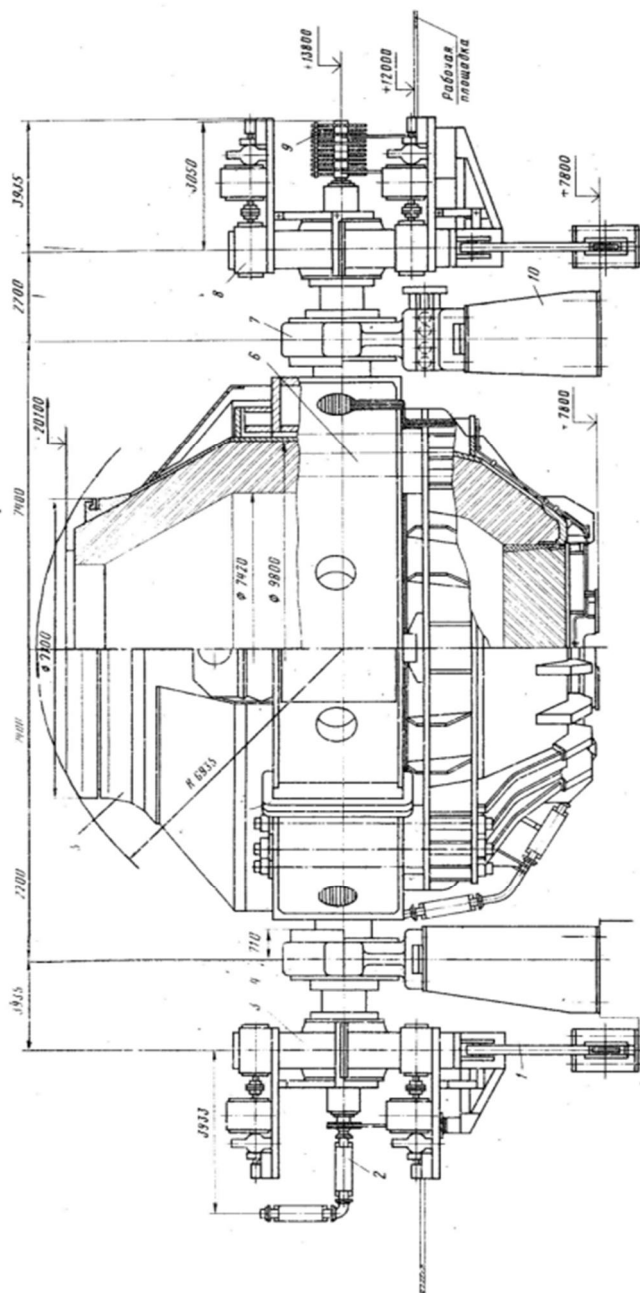


Рис. 3. Общий вид конструкции конвертера

Привод конвертера состоит из нескольких электродвигателей и механизма поворота (обычно большой тихоходный и несколько быстроходных редукторов), связывающего цапфы конвертера с электродвигателями. Привод конвертера обеспечивает возможность полного оборота конвертера вокруг оси цапф (на 360°) со скоростью поворота от 1,5 до $0,04 \text{ мин}^{-1}$. Механизм поворота может быть одно- и двусторонним. Для конвертеров вместимостью 160 т и менее выполняют односторонний механизм поворота, в котором одна из цапф соединена с приводом. Наклон большегрузных конвертеров требует приложения значительного крутящего момента, вызывающего большие нагрузки на элементы привода, поэтому для более равномерного распределения нагрузки чаще используют двусторонний механизм поворота. Этот механизм имеет два синхронно работающих привода, каждый из которых соединен с одной цапфой.

При подаче кислорода сверху применяемые в современных кислородных конвертерах многосопловые фурмы выполняются из трех concentrically расположенных стальных труб, снабженных внизу медной головкой с соплами. Длина фурм изменяется в пределах от 16 до 28 м. Известны две разновидности конструкции фурм: с центральной подачей кислорода и с центральной подачей воды (рис. 4, 5).

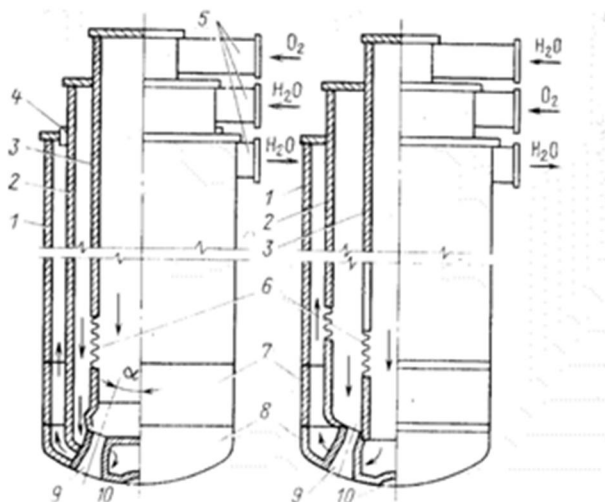


Рис. 4. Многосопловые фурмы:

1–3 – стальные трубы; 4 – сальниковое уплотнение; 5 – патрубки;
6 – компенсатор; 7 – сменная часть; 8 – головка фурмы; 9 – сопло; 10 – выемка

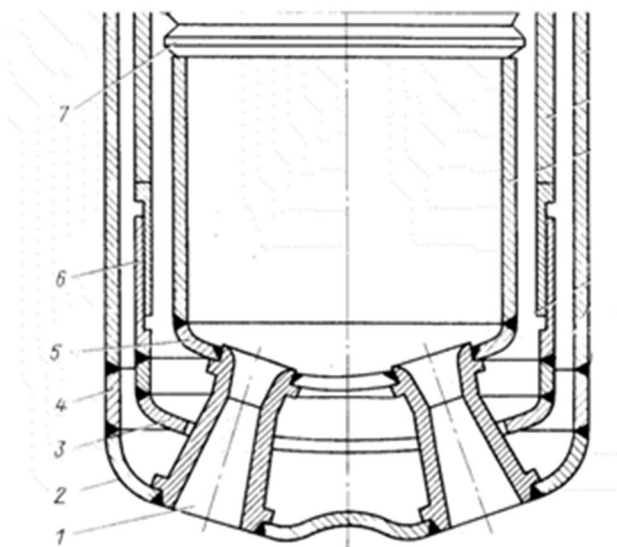


Рис. 5. Головка фурмы:

- 1 – сопло Лавалья; 2 – наружная тарелка; 3 – распределитель воды;
4 – стальной патрубок; 5 – внутренняя тарелка;
6 – телескопическое соединение; 7 – компенсатор

Современные фурмы имеют в головке от четырех до шести выходных сопел Лавалья, которые преобразуют энергию давления кислорода в кинетическую и обеспечивают сверхзвуковую скорость дутья (до 500 м/с) на выходе из сопла. Сопла располагают в головке тангенциально и под определенным углом наклона оси сопел к вертикали, чтобы избежать наложения струй до внедрения их в продувочную среду.

Для ведения технологического процесса выплавки стали в конвертер и ковш необходимо подавать в заданное время определенное количество сыпучих шихтовых материалов (извести, доломита, окатышей, ферросплавов и т.д.). Для хранения, транспортирования, взвешивания и дозирования сыпучих материалов в конвертерном цехе предусмотрено специальное оборудование, показанное на рис. 6.

В конвертерном цехе для очистки технологических газов, как правило, используется «мокрая» очистка в скруббере и прямоугольной трубе Вентури (рис. 7). Газ из конвертера 1 с помощью юбки 2 поступает в нижнюю часть 3 радиационного котла-охладителя 4. Отвод газа осуществляется с частичным дожиганием

СО при поддержании давления под юбкой 4–9 Па. После котла газ с температурой 800–1000°С поступает в узел 5 предварительного охлаждения, в который впрыскивают воду. Затем газ поступает в полый форсуночный скруббер 6, проходит первую ступень очистки и с температурой менее 100°С попадает в ступень тонкой очистки – прямоугольную регулируемую трубу Вентури 7 с бункером-шламонакопителем 8 и в каплеуловитель 9 с завихрителем. После эксгаустера 10 газы через трехходовый клапан 11 направляются на выброс в атмосферу через свечу 12 с дожигающим устройством 13.

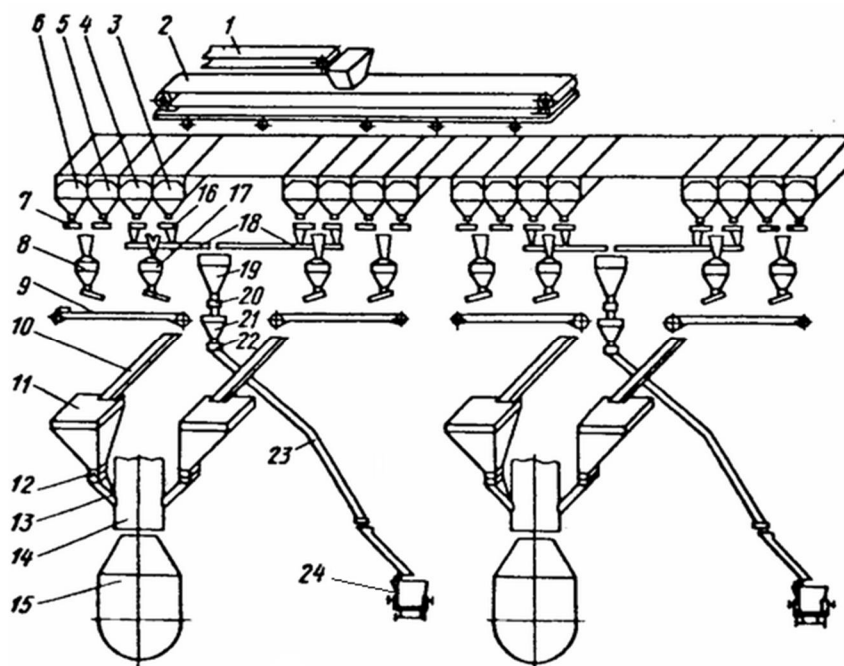


Рис. 6. Схема оборудования для подачи сыпучих материалов в конвертер и ковш:

- 1 – наклонный ленточный конвейер; 2 – разгрузочная тележка;
- 3–6 – расходные бункера; 7 – электровибропитатель; 8 – весы-дозаторы;
- 9 – передаточный конвейер; 10 – течка; 11 – промежуточный бункер; 12 – затвор;
- 13 – течка; 14 – нижняя часть газохода; 15 – конвертер;
- 16 – электровибрационный грохот; 17 – весы-дозаторы; 18 – конвейер для отсева извести;
- 19 – сборочный бункер для отсева; 20 – питатель; 21 – весовой бункер;
- 22 – затвор; 23 – трубчатая течка; 24 – сталеразливочный ковш

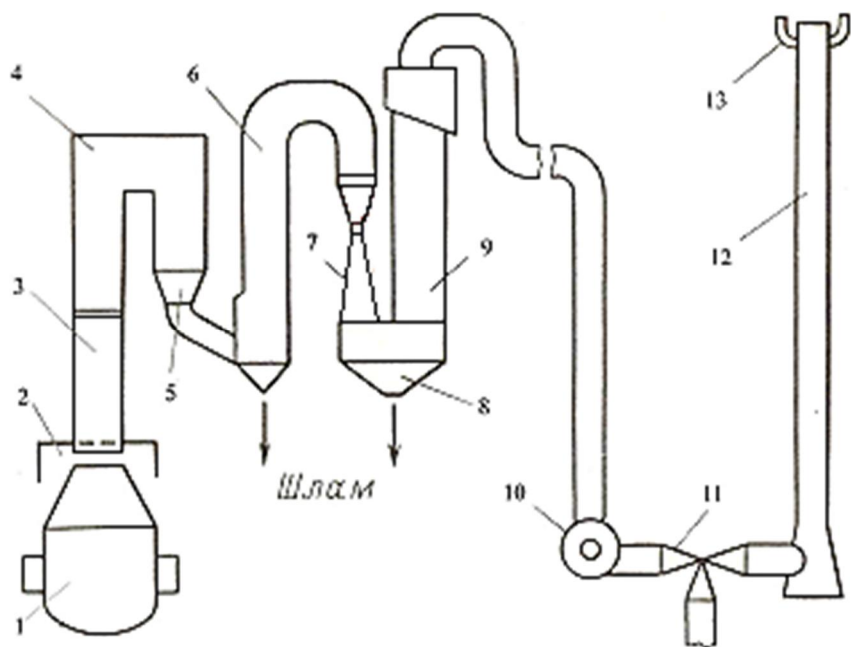


Рис. 7. Компоновка газоотводящего тракта «мокрой» газоочистки

Применение донного дутья в конвертере могло бы иметь дополнительные преимущества: улучшение перемешивания металла и шлака во всем объеме способствует ускорению физико-химических и тепловых процессов, уменьшению выносов и выбросов, снижению окисленности металла и шлака, приближению реакций к равновесию и др. Основное препятствие донного кислородного дутья – низкая стойкость фурм.

Опыты по поиску надежных конструкций донных устройств проводились в разных странах, и в 1967–68 гг., сначала в Германии, затем во Франции, США и других странах, появились варианты фурм, в которых струя кислорода подается в ванну через днище в защитной среде из углеводородов: газообразных или жидких. Каждая фурма обычно состоит из двух concentrically расположенных труб (труба в трубе): по внутренней трубе подается кислород, а в щель внутренней и внешней – защитный газ или жидкое топливо.

В Германии метод называли OBM, где в качестве защитной среды использовали пропан, во Франции – LWS (защитная среда – жидкое топливо), в США – Q-BOP (метан). В 1980 г. в конвертерах с донной кислородной продувкой было произведено почти 40 млн т

стали. Бурное развитие этих процессов было обусловлено заменой томасовских конвертеров и устаревших мартеновских печей.

Однако в процессе эксплуатации конвертеров с донной кислородной продувкой были выявлены существенные недостатки. Из-за низкой окисленности шлака возникли проблемы шлакообразования и управления ходом продувки. Потребовалось использование порошкообразной извести и инертных газов, что усложнило конструкцию и стойкость донных устройств. Заметно возрастала доля жидкого чугуна в металлической шихте. Стали выплавлялись с низким содержанием углерода.

Вторая половина XX века и начало нового тысячелетия для сталеплавильного производства мировой черной металлургии ознаменовалось нарастающим темпом совершенствования технологического процесса производства, выразившемся в многократном увеличении производительности и достижении высочайшего уровня качества продукции массового потребления. В 1977–78 гг. появились и начали широко распространяться конвертерные процессы с комбинированным дутьем.

При создании технологии выплавки стали в конвертерах комбинированного дутья стремились сохранить преимущества как верхней продувки (возможность регулирования процесса распределения кислорода между металлом и шлаком путем изменения параметров дутьевого режима, дожигание части образующегося газа, быстрое формирование шлака), так и продувки снизу (интенсивное и равномерное перемешивание ванны, уменьшение ее окисленности, снижение потерь металла). Преимущественное развитие получили комбинированные процессы, в которых основное количество кислорода подают в конвертер сверху, а снизу – различные реагенты: газообразные, твердые, жидкие в различных сочетаниях. В качестве донных устройств используют фурмы или пористые блоки.

Существует три основных способа продувки металла кислородом в современных конвертерах: продувка сверху, снизу и комбинированная. В представленной работе рассмотрен классический вариант технологии выплавки стали – с подачей дутья сверху, элементы которой присутствуют во всех современных технологиях. Такой вариант технологии предусматривает соблюдение следующих условий:

- использование жидкого чугуна как основного материала для получения стали в количестве более 70% от суммы расходов чугуна и металлического лома;

- подача в конвертер дутья, содержащего не менее 99,5% кислорода;

- применение водоохлаждаемой фурмы, подающей кислород в конвертер сверху через горловину по направлению вертикальной оси агрегата;

- переменное положение наконечника фурмы над поверхностью конвертерной ванны во время продувки;

- использование основных огнеупорных материалов для футеровки конвертера, состоящих преимущественно из MgO и CaO ;

- применение кусковой извести и разжижающих 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 из теплового баланса плавки в зависимости от заданной температуры металла (лом используется в качестве основного охладителя);

- материалы, содержащие оксиды железа (твердые окислители): железная руда, агломерат, окатыши или окалина, используются в небольших количествах в качестве дополнительной охлаждающей добавки при необходимости снижения температуры металла по ходу продувки;

- предварительное раскисление и легирование металла в сталеразливочном ковше во время выпуска металла из конвертера.

После выплавки металл подвергается ковшевой обработке для улучшения его качества путем удаления газов и неметаллических включений (как правило, применяют продувку металла инертным газом, но может быть и вакуумирование, и обработка порошками, шлаками или шлаковыми смесями).

Разливка стали в современных конвертерных цехах производится на машинах непрерывного литья слябовых заготовок.

Выплавка стали в конвертере по классической технологии включает в себя следующие основные технологические операции:

1. Завалка лома (рис. 8) осуществляется в наклонном положении конвертера при помощи емкостей (обычно совков), вместимость которых выбирают так, чтобы весь лом был подан в одном устройстве (совке), то есть загрузка производится в один прием. Подача лома несколькими порциями увеличивает продолжительность завалки и плавки в целом, следовательно, снижает производительность конвертера. Масса загружаемого лома определяется из условий получения заданной температуры металла в конце продувки.

После завалки лома, как правило, загружают на него (рис. 9) порцию извести (30–60% от общего расхода на плавку). Для этого конвертер устанавливают в вертикальное положение, поскольку сыпучие подаются сверху, через автоматизированную систему, включающую в себя расходные бункера, весодозирующие устройства и трубчатые каналы (течки).

Продолжительность завалки лома составляет 2–4 мин.

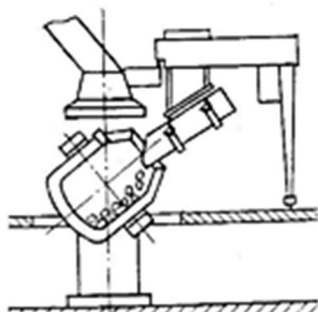


Рис. 8. Завалка лома

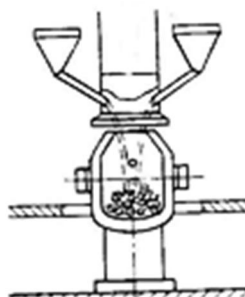


Рис. 9. Загрузка сыпучих

2. Заливка чугуна (рис. 10) осуществляется в один прием при помощи ковшей соответствующей вместимости.

Предварительно с поверхности чугуна в ковше скачивают миксерный шлак, содержащий кислотные оксиды и серу. Химический состав, температура и масса заливаемого чугуна должны быть известны. Для классической технологии необходимо, чтобы чугун содержал более 4,0% углерода, 0,5–0,8% кремния, 0,8–1,2% марганца, не более 0,2% фосфора и менее 0,04% серы. Температура чугуна не менее 1350 °С.

Продолжительность заливки чугуна равна 2–4 мин.

3. Продувка (рис. 11) является основной технологической операцией, призванной обеспечить окислительное рафинирование и нагрев металла до необходимой температуры. Продолжительность продувки зависит от количества вводимого кислорода и интенсивности его подачи в конвертер. Обычно удельная интенсивность продувки составляет 2–4 м³/(т·мин).

Фурма в течение продувки находится на высоте 4,8–0,8 м от уровня ванны в спокойном состоянии, причем для ускорения шлакообразования продувку начинают при повышенном положении фурмы, а через 3–4 мин ее опускают до оптимального положения. По ходу продувки, обычно в ее первой трети, подают сыпучие материалы – известь, плавиковый шпат, железорудные или

комплексные, предварительно подготовленные шлакообразующие материалы. Эти материалы вводят порциями в количестве 1,0–1,5% от массы металлической шихты, чтобы не вызвать переохлаждения ванны и нарушения нормального хода плавки (избежать выбросов).

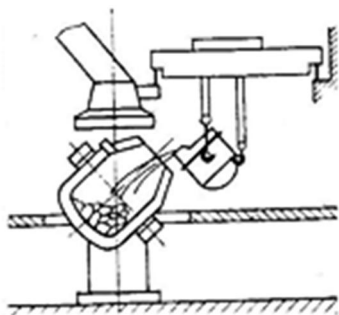


Рис. 10. Заливка чугуна

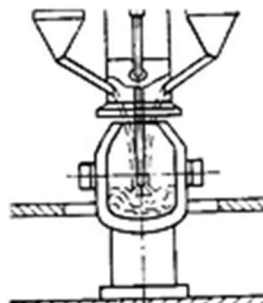


Рис. 11. Продувка

В процессе продувки протекают следующие процессы:

- окисление избыточного углерода, а также кремния, марганца, фосфора и небольшого количества железа вдуваемым кислородом;

- шлакообразование;
- десульфурация металла;
- нагрев металла до требуемой температуры;
- растворение и расплавление металлического лома;
- удаление части водорода и азота, растворенных в жидком металле;

- вынос отходящими из конвертера газами дисперсных частиц железа и его оксидов, испаряющихся в высокотемпературных реакционных зонах.

Характер изменения содержания в металле химических элементов металла и его температуры, а также основных компонентов шлака в процессе продувки по классической технологии показан на рис. 12 и 13.

Момент окончания продувки определяется по рекомендациям автоматизированной системы управления, количеству израсходованного кислорода или длительности продувки.

Продолжительность продувки может быть 12–20 мин.

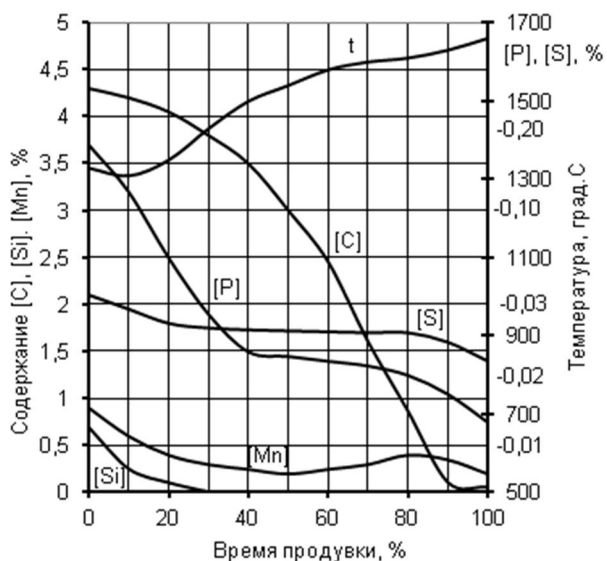


Рис. 12. Изменение содержания химических элементов и температуры металла (t) в процессе продувки по классической технологии

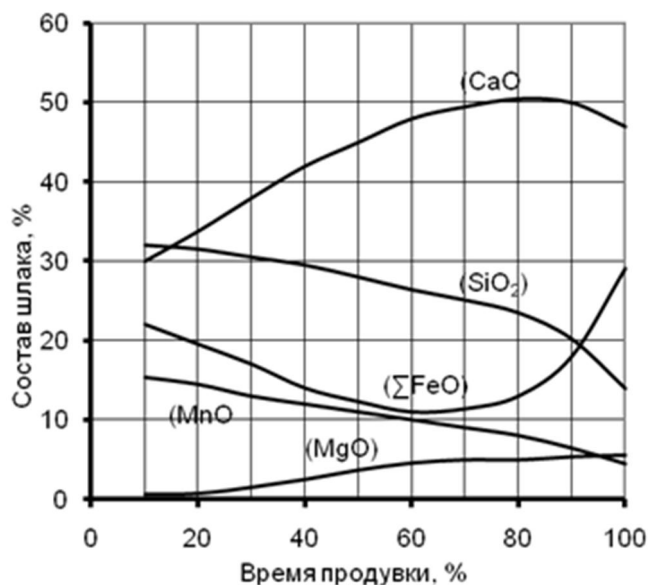


Рис. 13. Динамика основных компонентов шлага в процессе продувки по классической технологии

4. Повалка конвертера, отбор проб металла и шлака, замер температуры (рис. 14). Отбор проб на химический анализ, а также измерение температуры металла обычно производят в конце продувки с помощью специального зонда или, повернув («повалив») конвертер в горизонтальное положение, с помощью ручных пробоотборников и термопар. Основная цель этой операции – определение химического состава и температуры металла.

Продолжительность операции составляет 4–6 мин.

Если по результатам анализа проб и замера температуры параметры металла соответствуют заданным, его выпускают (рис. 15).

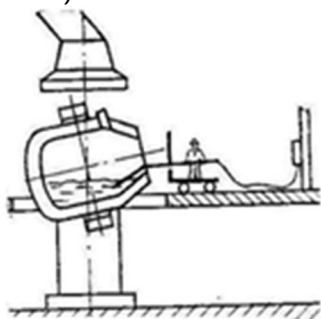


Рис. 14. Повалка

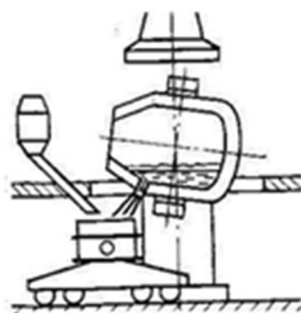


Рис. 15. Выпуск стали

В случае несоответствия параметров металла заданным проводятся необходимые корректирующие операции:

- додувка при рабочем положении фурмы для окисления избыточного углерода;
- додувка при повышенном положении фурмы с предварительной загрузкой извести для дополнительного удаления фосфора и серы;
- додувка при повышенном положении фурмы, иногда с предварительной загрузкой в конвертер ферромарганца или силикомарганца, для повышения температуры металла;
- охлаждение металла присадкой в конвертер стального лома, извести или известняка.

Такие корректирующие операции являются отклонением от нормальной технологии, так как приводят к снижению качества стали, увеличению продолжительности и ресурсоемкости плавки.

Продолжительность додувки равна 1–2 мин.

5. Выпуск металла (см. рис. 15) осуществляется в сталеразливочный ковш через сталевыпускное отверстие (летку). Выпуск металла совмещается с его раскислением-легированием, поэтому

продолжительность этой операции должна быть достаточной для полного расплавления и равномерного распределения в объеме металла вводимых присадок. Конвертерный шлак отсекается поворотом конвертера, забрасывая специальные шары внутрь конвертера в конце выпуска, подавая инертный газ в сталевыпускное отверстие снаружи, применяя более сложные системы отсечки шлака.

Продолжительность выпуска металла составляет 4–9 мин.

6. Нанесение гарнисажа (рис. 16) производится раздувкой оставленного в конвертере шлака азотом через кислородную фурму с предварительной подачей на шлак сыпучих материалов с высоким содержанием оксида магния.

Продолжительность операции – 3–7 мин.

7. Слив шлака (рис. 17) производится через горловину, наклоняя конвертер в противоположную от летки сторону.

Продолжительность слива шлака равна 2–3 мин.

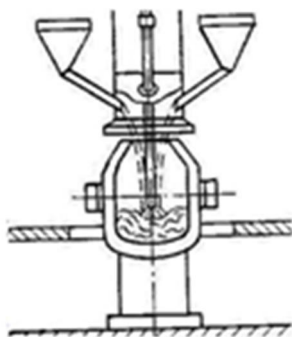


Рис. 16. Нанесение гарнисажа



Рис. 17. Слив шлака

8. Осмотр и подготовка конвертера к очередной плавке сводятся к осмотру и восстановлению футеровки, устранению обнаруженных повреждений. К обычным повреждениям относятся неизбежный износ (более или менее равномерное разрушение) футеровки и образование настылей. Иногда наблюдаются местные разрушения при механическом воздействии кусков лома при его загрузке. Неизбежный износ футеровки восстанавливают торкретированием или нанесением шлакового гарнисажа. Местные разрушения устраняются подваркой остатками кирпичей.

Продолжительность осмотра и подготовки конвертера к работе без горячих ремонтов составляет 1–2 мин, с нанесением гарнисажа – 5–7 мин, с подваркой – до 30 мин, с торкретированием – до 20 мин, с ремонтом сталевыпускного отверстия – 2–3 ч.

Продолжительность плавки в целом может быть 30–50 мин.

В условиях действующего производства выплавка стали в конвертерах регламентируется технологической инструкцией. Эта инструкция устанавливает основные положения технологии выплавки стали в реальных условиях и является непосредственным руководством для всего технологического персонала: старших мастеров и мастеров конвертеров и подготовки производства, машинистов дистрибутора, сталеваров и их подручных, миксеровых, шлаковщиков, рабочих тракта подачи сыпучих материалов и ферросплавов, отделения подготовки шихты, старших мастеров, мастеров и контролеров отдела качества продукции (ОКП).

Контроль за соблюдением и правильным применением инструкции возлагается на главного специалиста, начальника конвертерного цеха, его заместителей и помощников, начальников участков и смен, старшего мастера, мастеров и контролеров ОКП.

Особенности выбранного варианта технологии определяют и схему расчета плавки стали в конвертере. Целью расчета плавки является определение минимально необходимого количества материалов для получения заданных массы жидкой стали, ее химического состава и температуры.

Представленная ниже методика расчета параметров технологии направлена не на строгое решение задачи моделирования конкретного процесса, а на его содержательную часть. Вычислительный процесс при этом имеет вспомогательный характер, он необходим в той мере, в какой способствует выяснению сущности изучаемой технологии. В этом случае удобно использовать электронные таблицы персональных компьютеров Microsoft Excel.

Для составления расчетных уравнений используются балансовые соотношения между компонентами материалов, участвующих в процессе плавки стали, и продуктами плавки (на основе закона сохранения массы и энергии взаимодействующих веществ). В принципе расчет плавки можно осуществить путем составления и одновременного решения системы таких уравнений. Получение химического состава, температуры и массы стали с заданной точностью служит критерием оценки качества расчета. Однако это связано с высокой степенью формализации процесса и может быть использовано для других целей на конечных этапах профессиональной подготовки.

В данной работе используется метод последовательного приближения, часто применяемый в инженерных расчетах. При этом в начале расчета задается соотношение между расходами основных шихтовых материалов: чугуна и лома. После этого опре-

деляются расходы всех необходимых материалов и рассчитываются массы металла, шлака и газов. Затем на основе теплового баланса плавки вычисляется температура металла и сравнивается с заданной. При отклонении расчетной температуры от заданной на величину, превышающую принятую погрешность, расчет повторяется при новом соотношении исходных шихтовых материалов.

Многолетний опыт проведения расчетов показывает, что их проще всего вести относительно суммы расходов чугуна и лома на плавку в относительных единицах. Это позволяет, независимо от вместимости и конструкции агрегата, считать, что сумма расходов чугуна и лома на плавку (масса металлической шихты) 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 металлической шихты.

Кроме того, 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 для химических реакций учитывать стандартные тепловые эффекты. При этом проще классифицировать любую статью теплового баланса, то есть относить ее к приходной или расходной его части.

Если материал поступает в конвертер с температурой, существенно превышающей 0°C , то он вносит тепло, и физическое тепло этого материала является приходной статьей теплового баланса (например, жидкий чугун). И наоборот, если продукт плавки нагрет до высоких температур сталеплавильного процесса, то его физическое тепло – расходная статья теплового баланса (например, жидкая сталь).

При расчетах количества физического тепла материала разность температур может быть приравнена к температуре материала, так как отсчитывается от 0°C .

Ниже приведен пример расчета конвертерной плавки с использованием электронных таблиц *Microsoft Excel* со всеми необходимыми пояснениями.

2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА

Для выполнения расчета плавки стали в любом сталеплавильном агрегате необходимо располагать определенным минимумом исходных данных, которые обычно указываются в задании на расчет. Недостающие данные выбираются самостоятельно,

руководствуясь справочной литературой или практикой работы современных кислородно-конвертерных цехов.

Как правило, в задании указываются вместимость конвертера, марка выплавляемой стали, химический состав и температура жидкого чугуна, интенсивность продувки кислородом, некоторые сведения о материалах плавки.

Например, необходимо произвести расчет плавки стали марки 08 в кислородном конвертере вместимостью 350 т при следующих условиях: чугун имеет температуру 1390°C и содержит 4,5% С, 0,7% Si, 0,2% Mn, 0,10% Р и 0,020% S; продувка производится кислородом сверху с интенсивностью 1200 м³/мин. В результате расчета должны быть определены масса материалов, необходимых для выплавки стали заданного количества, температура и химический состав металла, а также продолжительность технологических операций и цикла плавки.

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 и продолжительности плавки.

3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПЛАВКИ В КОНЦЕ ПРОДУВКИ И ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ РАСЧЕТА В ЭЛЕКТРОННЫХ ТАБЛИЦАХ

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

В соответствии с заданием вместимость конвертера составляет 350 т, а это значит, что в конце продувки в конвертере масса жидкого металла должна быть равна 350 т. Так как при продувке происходит окисление элементов металла и неизбежны потери

железа со шлаком и газами, 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 нормативной документацией (стандартами или техническими условиями по договоренности с заказчиком) и должен соответствовать установленным требованиям. В примере расчета выплавляется сталь марки 08, состав которой регламентируется ГОСТ 1050–60 (табл. 1).

Кроме того, следует учесть, что для осуществления безаварийной разливки 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 массы металлической шихты (обычно 22–28%). Это обусловлено тепловым балансом плавки, когда расход лома как охладителя плавки определяется разностью приходной и расходной частей теплового баланса.

Таблица 1

Химический состав выплавляемой стали

Марка стали	ГОСТ	Массовая доля элементов, %				
		C	Si	Mn	P	S
					не более	
08	1050-60	0,05-0,12	0,17-0,37	0,35-0,65	0,035	0,040
08	1577-70	0,05-0,12	0,17-0,37	0,35-0,65	0,020	0,030

В этих условиях исходная концентрация элементов в металлической шихте (C, Si, Mn, P, S) 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 желательно прекратить тогда, когда достигнуто требуемое содержание углерода в металле $[C]_м$. Для стали марки 08 – это любое значение из марочного интервала 0,05–0,12%.

Однако целесообразно ориентироваться на среднее значение из интервала: нижний предел – середина марочного интервала (0,05–0,085%). Это связано с возможностью поступления углерода в металл при раскислении ферросплавами (особенно углеродистым ферромарганцем).

При этом следует иметь ввиду, 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 кислородом 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 все вышеизложенное, выбираем $[C]_m = 0,07\%$.

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 надо 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 кислородом, при низкой – в металл на выпуск 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 плавки 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. Эта температура t_m численно равна сумме температуры начала затвердевания металла – температуры плавления $t_{пл}$ и величины перегрева металла, учитывающего потери тепла от момента выпуска металла до окончания разливки $t_{пер}$:

$$t_m = t_{пл} + t_{пер}.$$

В свою очередь, температура плавления металла определяется по формуле

$$t_{пл} = 1539 - 80 \cdot [C]_м,$$

где 1539 – температура плавления чистого железа, °C;

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

Величину перегрева металла в конвертере можно выбирать в зависимости от условий последующей ковшевой обработки и разливки заданной марки стали (табл. 2).

Для условий примера расчета $[C]_м = 0,07\%$.

Тогда $t_{пл} = 1539 - 80 \cdot 0,07 = 1533$, или 1535°C (определять точнее, чем $\pm 1^\circ\text{C}$ не имеет смысла, так как точность измерения температуры в производственных условиях находится в этих пределах). Принимаем среднее значение перегрева металла для непрерывной разливки с предварительной продувкой металла в ковше инертным газом, равным 115°C (см. табл. 2). В результате требуемая температура металла в конвертере в конце продувки должна быть

$$t_m = 1535 + 115 = 1650^\circ\text{C} (\pm 5^\circ\text{C}).$$

Таким образом, в конце продувки в конвертере необходимо получить 350 т жидкого металла, содержащего 0,07% углерода и имеющего температуру 1650°C .

Таблица 2

Величина необходимого перегрева металла в конвертере в зависимости от условий ковшевой обработки и разливки

Условия ковшевой обработки и разливки	Величина перегрева металла $t_{пер}$, °C
1. Непрерывная разливка с предварительной продувкой металла в ковше инертным газом	100–120
2. Непрерывная разливка с предварительным вакуумированием металла в ковше	110–130
3. Непрерывная разливка с предварительной обработкой металла на агрегате «ковш-печь»	90–110
4. Непрерывная разливка с комбинированными способами ковшевой обработки металла	120–150

Для выполнения расчетных работ поместим исходные данные на лист электронных таблиц Microsoft Excel. Например:

	A	B	C	D	E	F	G
1	Расчет конвертерной плавки стали марки 08						
2	Задано						
3	Вместимость конвертера, т				350		
4	Температура чугуна, °C				1390		
5	Состав металлических материалов						
6	Материал	[C], %	[Si], %	[Mn], %	[P], %	[S], %	
7	Чугун	4,5	0,7	0,2	0,1	0,02	
8	Сталь	0,07	0,17-0,37	0,35-0,65	н.б. 0,015	н.б. 0,025	
9	Температура металла в конце продувки, °C				1650		

Сделать это можно в произвольной привычной для каждого форме. Удобно создавать отдельные блоки для однотипных материалов: металлических, неметаллических, дополнительных и др. Численные значения величин, расположенные в ячейках таблицы, желательно сопровождать подробными комментариями.

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДА ЛОМА НА ПЛАВКУ

Металлический лом (твердый стальной лом, скрап, металлические железосодержащие отходы и продукты) 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 содержит 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 может служить рассчитанное значение температуры металла.

Для начала расчета можно было бы выбрать расход лома произвольно из обычно наблюдаемого на практике интервала значений (20–30%), провести все расчеты до определения температуры металла, сравнить расчетную и заданную температуры, вернуться к началу расчета, скорректировать величину расхода лома и расчет повторить. Успех расчета (кратность повторения) зависит от удачного первоначального выбора.

Для быстрого приближения используют эмпирические соотношения между массой лома и различными известными параметрами плавки. Их эффективность будет зависеть от того, на сколько условия конкретной плавки соответствуют условиям, при которых получены расчетные зависимости. Можно рекомендовать следующую упрощенную формулу, полученную по усредненным параметрам для условий одного из периодов работы конвертерного цеха Магнитогорского металлургического комбината, когда лом является единственным охладителем:

$$G_{\text{л}} = 17,85 + 4,2 \cdot ([C]_{\text{ч}} - 4,0) + 7,6 \cdot ([Si]_{\text{ч}} - 0,5) + 0,034 \cdot (t_{\text{ч}} - 1330) + 17,0 \cdot (0,12 - [C]_{\text{м}}) + 0,049 \cdot (1650 - t_{\text{м}}),$$

где $G_{\text{л}}$ – расход лома на плавку, % (кг/100 кг металлической шихты);

$[C]_{\text{ч}}$, $[Si]_{\text{ч}}$ – соответственно содержание углерода и кремния в чугуне, %;

$t_{\text{ч}}$, $t_{\text{м}}$ – соответственно температура чугуна и металла, °C.

Все величины, входящие в эту формулу, известны. Поэтому в одной из ячеек Excel по этой формуле, используя адреса ячеек, в которых находятся необходимые для расчета параметры плавки, получим $G_{\text{л}} = 24,36\%$.

5. РАСЧЕТ ОКИСЛЕНИЯ ПРИМЕСЕЙ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ ШИХТЫ

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

Средний химический состав металлической шихты определяем в соответствии с расходами чугуна и лома на плавку и их химическим составом. Так как расход лома был определен ранее, то расход чугуна $G_{\text{ч}}$, %, составит:

$$G_{\text{ч}} = 100 - G_{\text{л}}.$$

Химический состав чугуна указан в исходных данных. Оценим состав металлического лома. Очевидно, он 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, выплаваемых отечественной металлургией в наибольшем количестве – низкоуглеродистых обыкновенного качества.

В этом случае лом может содержать 0,1–0,2 % C; 0,20–0,25% Si; 0,4–0,5% Mn; менее 0,04% P и S. Принимаем: $[C]_{\text{л}} = 0,1\%$; $[Si]_{\text{л}} = 0,2\%$; $[Mn]_{\text{л}} = 0,5\%$; $[P]_{\text{л}} = 0,04\%$; $[S]_{\text{л}} = 0,04\%$. Внесем эти значения в ячейки Excel в таблицу состава металлических материалов.

Следует иметь в виду, что в производственных условиях вместе с жидким чугуном в конвертер попадает шлак, так называемый миксерный шлак. Это и часть доменного шлака на поверхности чугуна, и материал футеровки миксеров (передвижных или стационарных), и продукты окисления примесей чугуна, и др. Миксерный шлак обычно содержит много кислотных оксидов (SiO_2 более 30%) и серы (0,5% и более), а 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 шлака остается и принимает участие в формировании конвертерного шлака. Необходимо учитывать количество и состав миксерного шлака при расчетах плавки. Обычно бывает известна суммарная масса чугуна и шлака, так как их взвешивают в заливочном ковше общей массой. Поэтому 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. Для расчета принимаем $G_{\text{м.ш}} = 0,5\%$.

Расход чугуна был определен ранее, тогда расход чистого чугуна $G_{\text{чч}}$ составит:

$$G_{\text{чч}} = G_{\text{ч}} - G_{\text{ч}} \cdot G_{\text{м.ш}} / 100.$$

Отсюда $G_{\text{чч}} = 75,262$ кг.

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 – SiO_2) и глиной (Al_2O_3 и др.). Окисленность и замусоренность лома оценивают в процентах к массе лома, что состав-

ляет в пределах 0,5–2,0 % для каждого. Принимаем долю этих сопутствующих лому материалов по 1%.

Расход лома был определен ранее (24,36 кг), тогда расход «чистого» лома без окалины $G_{ок.}$ и мусора $G_{мус.}$ составит:

$$G_{чл} = G_{л} - G_{л} \cdot (G_{ок.} + G_{мус.})/100.$$

Отсюда $G_{чл} = 23,873$ кг.

В окалине содержится 70% FeO и 30% Fe_2O_3 , а в мусоре – 50% SiO_2 и 50 % прочие. Вносим эти данные в ячейки Excel.

С учетом этих замечаний производим в Excel расчет среднего химического состава металлической шихты (табл. 3).

Таблица 3

Расчет среднего химического состава металлической шихты

Материал	Расход, кг	Внесено в шихту, кг				
		C	Si	Mn	P	S
Чугун	75,262	$75,262 \cdot 4,5/100 = 3,387$				
Лом	23,873	$23,873 \cdot 0,1/100 = 0,024$				
Всего в шихте	99,135	3,411				

Определим остаточное содержание примесей в металле в конце продувки. Содержание углерода было установлено ранее (см. разд. 3): $[C]_м = 0,07\%$.

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 табл. 4.

Таблица 4

Степень удаления элементов из металла за время продувки в кислородном конвертере при подаче дутья сверху, %

Химический элемент	Содержание углерода в металле в конце продувки, %		
	< 0,10	0,10–0,25	> 0,25
Марганец	80–85	75–80	70–75
Фосфор	90–95	85–90	80–85
Сера	10–15	15–20	25–30

Для условий примера расчета при $[C]_m = 0,07\%$ в соответствии с данными табл. 4 принимаем степень удаления марганца 82%, фосфора 92% и серы 12%.

Для определения количества каждого элемента металла необходимо знать, какая масса металла образуется из 100 кг металлической шихты (выход жидкого металла). Этот выход металла зависит от способа продувки конвертерной ванны: кислородом сверху, снизу или комбинированно (кислородом сверху и различными реагентами снизу).

Интервал значений находится в пределах 88–94%. При этом минимальные значения относятся к продувке только кислородом сверху и тем меньше, чем при более низком содержании углерода заканчивается продувка. Максимальные значения относятся к продувке металла кислородом снизу и тем больше, чем выше интенсивность продувки. Комбинированные процессы занимают промежуточное место в зависимости от вида реагентов, подаваемых снизу, и интенсивности их подачи.

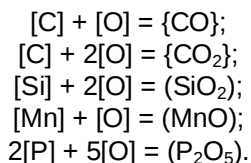
В начале расчета плавки выход жидкого металла выбирается ориентировочно и уточняется по конечным результатам методом последовательного приближения. Можно считать допустимой разность между принятой и расчетной величиной 0,05 кг.

Принимаем выход жидкого металла равным 90 % (кг/100 кг металлической шихты).

Тогда в конце продувки останется: $[C]_m = 0,063$ кг; $[Si]_m = 0,0$ кг; $[Mn]_m = 0,043$ кг; $[P]_m = 0,006$ кг; $[S]_m = 0,013$ кг.

Расчет окисления примесей шихты выполняется в Excel и представлен в табл. 5.

При этом количество кислорода, необходимого для окисления каждого элемента, определяется по реакциям с учетом их атомных масс, кг/моль ($C = 12$, $Si = 28$, $Mn = 55$, $P = 31$):



Атомная масса кислорода в расчетах по этим реакциям принята равной 16 кг/моль.

Таблица 5

Расчет окисления примесей шихты

Расчетный показатель	C*			Si	Mn	P	S**	Всего
	Всего	Окисляется до CO	Окисляется до CO ₂					
Содержится в шихте, кг	3,411			0,575	0,270	0,085	0,025	4,365
Остается после продувки, кг	0,063			0,000	0,049	0,007	0,022	0,140
Удаляется при продувке, кг	3,348	$3,348 \cdot 0,9 = 3,013$	$3,348 \cdot 0,1 = 0,335$	0,575	0,221	0,078	0,003	4,225
Требуется кислорода, кг		$3,013 \cdot 16/12 = 4,017$	$0,335 \cdot 2 \cdot 16/12 = 0,893$	$0,575 \cdot 2 \cdot 16/28 = 0,657$	$0,226 \cdot 16/55 = 0,064$	$0,079 \cdot 5 \cdot 16/(2 \cdot 31) = 0,101$		5,732
М ^{3***}		2,812	0,625	0,460	0,045	0,070		4,012
Образуется оксидов, кг		7,030	1,227	1,231	0,286	0,179	0,000	9,953

*) Принимаем, что 90% удаляемого углерода окисляется до CO, а 10% – до CO₂.

**) Вся удаляемая из металла сера переходит в шлак, пренебрегая малым ее количеством окисления (менее 10%) до газообразных продуктов.

***) Пересчет в м³ производится из условия, что 32 кг/моль кислорода занимает объем 22,4 м³.

6. РАСЧЕТ РАСХОДА ИЗВЕСТИ, КОЛИЧЕСТВА И СОСТАВА ШЛАКА

Шлак образуется в результате окисления примесей металлической шихты и растворения неметаллических материалов, как задаваемых на плавку, так и содержащихся в рабочем пространстве конвертера во время продувки. В табл. 6 приведены количество и состав этих материалов.

Для расчета расхода извести, а в дальнейшем для определения количества и состав шлака необходимо знать количество дополнительных шлакообразующих материалов и их конкретный состав так, чтобы содержание их компонентов в сумме составляло 100%.

Таблица 6

Количество и состав неметаллических материалов,
используемых в конвертерной плавке

Материал	Расход на плавку, %	Содержится в материале, %						
		CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	П.п.п.*	Прочие	Итого
Известь	3,0–11,0	80–92	1–5	–	–	5–10	5–15	100
Доломит	2,0–6,0	50–60	1–3	4–8	–	–	30–40	100
Твердый окислитель	0,0–1,5	1–14	4 – 12	58–90	1–18	–	5–10	100
Футеровка конвертера	0,1–1,0	1–3	0–2	–	–	2–20**	80–90	100
Гарнисаж	2,0–4,0	45–55	10–20	4–8	15 –20	–	10–20	100
Миксерный шлак	0,2–2,0	25–35	30–40	0–1,5	5–7	–	10–25	100
Окалина	0,5–2,0	–	–	30–35	65–70	–	–	100
Мусор	0,5–3,0	–	40–50	–	–	–	60–50	100

*) П.п.п. – потери при прокаливании извести, состоят в основном из CO₂, выделяющегося при разложении карбоната, оставшегося в извести после обжига известняка.

**) Содержание углерода в огнеупорном материале.

Обычно рабочий слой футеровки выполняют из периклазо-углеродистых огнеупорных изделий (MgO не менее 72% и углерода 6–20% или MgO не менее 84 % и углерода 6–14%). Для повышения стойкости футеровки на нее наносится гарнисаж (раздувкой азотом шлака, содержащего 12–15% MgO) в количестве 2–4% к массе металлической шихты. Это позволяет повысить стойкость футеровки до 7000 плавов и уменьшить расход футеровки до величины, равной 0,1 кг/100 кг.

Количество и состав неметаллических материалов, необходимых в Excel для дальнейших расчетов, сведены в табл. 7.

Для расчета расхода извести, а в дальнейшем для определения количества и состав шлака, удобно составить табл. 8. Сначала заполним все первые графы, включая графу «Итого».

Таблица 7

Количество и состав неметаллических материалов,
используемых в расчете конвертерной плавки

Материал	Расход на плавку, %	Содержится в материале, %						
		CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	П.п.п.	Прочие	Итого
Известь	Определяется расчетом	90,0	1,0		–	5,0	4,0	100
Доломит	4,0	55,0	2,0	6,0	–	–	37,0	100
Окатыши	0,5	2,0	4,0	88,5	2,5	–	3,0	100
Футеровка конвертера	0,1	1,0	1,0	–	–	–	98,0	100
Гарнисаж	3,0	45	12	3	20	–	20	100
Миксерный шлак	0,378	35,0	40,0	–	1,0	–	24,0	100
Окалина	0,244	–	–	30,0	70,0	–	–	100
Мусор	0,244	–	50,0	–	–	–	50,0	100

Таблица 8

Расчет количества и состава шлака

Компоненты шлака	Вносится, кг											Состав шлака, %
	металлической шихтой	доломитом	футеровкой	миксерным шлаком	гарнисажем	окатышами	мусором лома	окалиной лома	Итого	известью	Всего	
CaO	0,000	2,200	0,001	0,132	1,350	0,010	0,000	0,000	3,693	3,315	7,008	42,53
SiO ₂	1,231	0,080	0,001	0,151	0,360	0,020	0,122	0,000	1,965	0,037	2,002	12,15
Прочие	0,464	1,480	0,098	0,091	0,600	0,015	0,122	0,000	2,870	0,147	3,017	18,31
Итого	1,696	3,760	0,100	0,374	2,310	0,045	0,244	0,000	8,529	3,499	12,028	73
FeO	0,000	0,000	0,000	0,004	0,600	0,013	0,000	0,171	0,787		3,625	22
Fe ₂ O ₃	0,000	0,240	0,000	0,000	0,090	0,443	0,000	0,073	0,846		0,824	5
Итого	0,000	0,240	0,000	0,004	0,690	0,455	0,000	0,244	1,633		4,449	27
Всего	1,696	4,000	0,100	0,378	3,000	0,500	0,244	0,244	10,162	3,499	16,476	100,00

Расход извести будем определять расчетом по балансу оксидов CaO и SiO₂:

$$G_{\text{из}} = \frac{100 \cdot [B \cdot (\Sigma \text{SiO}_2) - (\Sigma \text{CaO})]}{(\text{CaO})_{\text{из}} - B \cdot (\text{SiO}_2)_{\text{из}}},$$

где $G_{\text{из}}$ – расход извести, кг/100 кг металлической шихты;

B – основность шлака;

(ΣSiO_2) – поступление в шлак SiO₂ из всех источников, кроме извести, кг;

(ΣCaO) – то же CaO, кг;

$(\text{CaO})_{\text{из}}$ – содержание CaO в извести, %;

$(\text{SiO}_2)_{\text{из}}$ – то же SiO₂, %.

Основность шлака 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. Принимаем $B = 3,5$.

Определим в Excel (ΣSiO_2) и (ΣCaO) по формулам:

$$(\Sigma \text{SiO}_2) = \Sigma g_i \cdot (\text{SiO}_2)_i / 100 \quad \text{и} \quad (\Sigma \text{CaO}) = \Sigma g_i \cdot (\text{CaO})_i / 100,$$

где g_i – расход шлакообразующего материала, кг/100 кг (%);

$(\text{SiO}_2)_i, (\text{CaO})_i$ – содержание соответствующего оксида в материале, %.

Заполним соответствующие строки, результаты занесем в графу «Итого» (см. табл. 8).

Определим расход извести $G_{\text{из}}$ по приведенной выше формуле. В результате получим $G_{\text{из}} = 3,683$ кг.

Теперь можно заполнить графу «Вносится известью».

Для заполнения оставшихся двух граф (количества и состава шлака) необходимо оценить уровень концентрации в нем оксидов железа. Содержание оксидов железа в шлаке не имеет прямой связи с их количеством в шихтовых материалах, а зависит, в первую очередь, от содержания углерода в металле (табл. 9).

Таблица 9

Содержание оксидов железа в шлаке, %

Содержание углерода в металле в конце продувки, %		
< 0,06	0,06–0,12	> 0,12
25–35 / 8–10	20–25 / 5–7	15–20 / 3–5

Примечание. Числитель – (FeO), знаменатель – (Fe₂O₃).

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. Для упрощения расчетов условно будем 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 то же время оксиды железа шлака образуются за счет окисления железа металлического расплава кислородом дутья.

По данным табл. 9 принимаем содержание оксидов железа в шлаке: $(\text{FeO}) = 22\%$ и $(\text{Fe}_2\text{O}_3) = 5\%$. Вносим эти значения в последнюю графу табл. 8. Так как сумма всех компонентов шлака равна 100%, то на долю остальных оксидов остается $100 - (22 + 5) = 73\%$. Определив в Excel их общее количество (с учетом расхода извести), рассчитываем общее количество шлака: $12,028 \cdot 100 / 73 = 16,476$ кг ($12,028$ – значение в строке «Итого» и графе «Всего» без учета оксидов железа) и определяем его состав: $(\text{CaO}) = 42,53\%$; $(\text{SiO}_2) = 12,15\%$ и прочие = $18,31\%$, а также $(\text{FeO}) = 22\%$ и $(\text{Fe}_2\text{O}_3) = 5\%$.

7. РАСЧЕТ РАСХОДА ДУТЯ

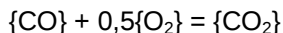
В качестве дутья для продувки металла сверху используется технически чистый кислород с содержанием 99,5% кислорода. Расход дутья определим по балансу кислорода, учитывая, что кроме дутья, кислород поступает в ванну при разложении оксидов железа неметаллических материалов, а расходуется не только на окисление примесей металла, но и на дожигание части CO до CO_2 , окисление железа, а также частично растворяется в металле и теряется в газовую фазу в начале продувки.

Ранее была определена потребность в кислороде для окисления примесей металла (см. табл. 5): $5,732$ кг или $4,012 \text{ м}^3$. Определим расход кислорода на окисление железа.

Количество FeO и Fe_2O_3 в шлаке рассчитываем в Excel, зная массу шлака ($16,476$ кг) и их процентные содержания (22 и 5% соответственно). Для образования полученного количества FeO ($3,625$ кг – величина строки « FeO » и графы «Всего» в табл. 8) требуется кислорода: $3,625 \cdot 16 / 72 = 0,806$ кг или $0,806 \cdot 22,4 / 32 = 0,564 \text{ м}^3$. Для образования $0,824$ кг Fe_2O_3 ($0,824$ – величина строки « Fe_2O_3 » и графы «Всего») потребуется кислорода – $0,824 \cdot 48 / 160 = 0,247$ кг или $0,247 \cdot 22,4 / 32 = 0,173 \text{ м}^3$.

При этом окисляется железа $3,625 + 0,824 - 0,806 - 0,247 = 3,396$ кг.

Определим расход кислорода на дожигание СО. В зависимости от положения фурмы относительно поверхности металла 5–15%, а при использовании двухъярусных фурм до 25% образующегося СО окисляется до СО₂. Принимаем: 10% СО окисляется до СО₂. По реакции



на каждые 28 кг СО требуется 16 кг или 11,2 м³ О₂.

Так как при окислении углерода образовалось 7,030 кг СО (см. табл. 5), то для окисления 10% этого количества (0,703 кг) требуется кислорода:

$$0,703 \cdot 16 / 28 = 0,402 \text{ кг или } 0,402 \cdot 22,4 / 32 = 0,281 \text{ м}^3.$$

С неметаллическими материалами поступает 0,787 кг FeO и 0,846 кг Fe₂O₃ (рассчитываются аналогично ΣSiO_2 и ΣCaO (см. табл. 8), величины строк «FeO», «Fe₂O₃» и графы «Итого»). При их полном усвоении образуется кислорода

$$0,787 \cdot 16 / 72 + 0,846 \cdot 48 / 160 = 0,429 \text{ кг или } 0,429 \cdot 22,4 / 32 = 0,300 \text{ м}^3.$$

При этом восстанавливается железа

$$0,787 + 0,846 - 0,429 = 1,204 \text{ кг.}$$

Теперь определим общую потребность в кислороде дутья V_k :

$$V_k = 5,732 + 0,806 + 0,247 + 0,402 - 0,429 = 6,757 \text{ кг или } 4,731 \text{ м}^3.$$

Обычно 1–3% от этого количества (принимаем 2%) приходится на потери кислорода в газовую фазу и растворение его в металле. С учетом содержания кислорода в дутье (99,5%) определим общий расход дутья V_d :

$$V_d = (6,757 \cdot 2 / 100 + 6,757) \cdot 100 / 99,5 = 6,927 \text{ кг или } 4,849 \text{ м}^3.$$

Избыток дутья примерно составит 6,927 – 6,788 = 0,139 кг.

8. РАСЧЕТ ВЫХОДА ЖИДКОЙ СТАЛИ ПЕРЕД РАСКИСЛЕНИЕМ И СОСТАВЛЕНИЕ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПЛАВКИ

Сначала составим баланс металла за период продувки.

Приходная часть баланса состоит из 100 кг металлической шихты (чугуна и лома) и 1,204 кг железа, восстановленного из неметаллических материалов (1,204 кг) (см. разд. 7).

Расходная часть баланса металла включает в себя массы окислившихся примесей (4,225 кг) (см. табл. 5), железа (3,396 кг)

(см. разд. 7), потери металла с выносами и выбросами (обычно 0,5–2%, принимаем 0,5 кг), корольки металла в шлаке (обычно 5–15% от массы шлака, принимаем 5 %), массу миксерного шлака (0,378 кг) (см. табл. 7), мусора (0,244 кг) и окалины лома (0,244 кг), потери железа с пылью.

Массу железа, теряемого с пылью, можно определить по формуле:

$$G_n = 0,00001 \cdot V_r \cdot K_n \cdot Fe_n,$$

где G_n – масса железа, теряемая с пылью во время продувки, кг;

V_r – объем образующихся газов, m^3 ;

K_n – концентрация пыли в газе, $г/м^3$ (обычно 150–250 $г/м^3$);

Fe_n – содержание железа в пыли, % (обычно 60–70%).

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 электронной табл. 10.

Принимаем $K_n = 200 \text{ г/м}^3$, $Fe_n = 60\%$.

Тогда $G_n = 0,00001 \cdot 6,440 \cdot 200 \cdot 60 = 0,773 \text{ кг}$.

Масса пыли составит $0,773 \cdot 100/60 = 1,288 \text{ кг}$.

Потери металла со шлаком составят $16,476 \cdot 5/100 = 0,824 \text{ кг}$.

Таким образом, выход жидкого металла перед раскислением G_m составит:

$$G_m = 100 + 1,204 - 4,225 - 3,396 - 0,5 - 1,288 - 0,378 - 0,244 - 0,244 - 0,824 - 0,773 = 89,333 \text{ кг}.$$

Таблица 10

Расчет количества газообразных продуктов плавки

Источник поступления		Количество, кг			Всего
		CO	CO ₂	O ₂	
Окисление углерода		7,030	1,227	0,000	8,258
Известь		0	$3,683 \cdot 5/100 = 0,184$	0	0,184
Дожигание части CO		-0,703	$0,703 \cdot 44/28 = 1,105$	0	0,402
Избыток дутья		0,000	0,000	0,139	0,139
Итого	кг	6,327	2,516	0,139	8,982
	м³	$6,327 \cdot 22,4/28 = 5,062$	$2,522 \cdot 22,4/44 = 1,281$	0,097	6,440
Состав газа, %		78,60	19,89	1,51	100,00

Материальный баланс плавки сведом в табл. 11.

Таблица 11

Материальный баланс плавки

Задано		Получено	
Наименование	кг	Наименование	кг
Чугун жидкий	75,640	Металл жидкий	89,333
Лом металлический	24,360	Шлак	16,476
Известь	3,683	Газ	8,982
Доломит	4,000	Корольки металла в шлаке	0,824
Окатыши	0,500		
Дутье	6,927	Выносы и выбросы	1,788
Гарнисаж	3,000	Потери железа с пылью	0,773
Футеровка конвертера	0,100	Невязка	0,034
Итого	118,210	Итого	118,210

9. СОСТАВЛЕНИЕ ТЕПЛОВОГО БАЛАНСА ПЛАВКИ

9.1. Приход тепла

Физическое тепло жидкого чугуна определяется в Excel по формуле

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

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

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

Известно: $G_{\text{ч}} = 75,64$ кг; $t_{\text{ч}} = 1390$ °С.

Тогда $Q_{\text{ч}} = 75,64 \cdot (61,9 + 0,88 \cdot 1390) = 97205$ кДж.

Определяем тепловой эффект реакций окисления примесей шихты:

$$Q_{\text{x}} = 14770 \cdot [\text{C}]_{\text{ок}} + 26970 \cdot [\text{Si}]_{\text{ок}} + 7000 \cdot [\text{Mn}]_{\text{ок}} + 21730 \cdot [\text{P}]_{\text{ок}},$$

где Q_{x} – тепло от окисления примесей металлической шихты, кДж;

$[\text{C}]_{\text{ок}}$ – количество окислившегося углерода, кг;

$[\text{Si}]_{\text{ок}}$ – то же кремния, кг;

$[\text{Mn}]_{\text{ок}}$ – то же марганца, кг;

$[\text{P}]_{\text{ок}}$ – то же фосфора, кг.

Используя данные табл. 3, получим $Q_x = 68186$ кДж.

Химическое тепло образования оксидов железа шлака определяем по формуле

$$Q_{Fe} = 3707 \cdot G_{FeO} + 5278 \cdot G_{Fe_2O_3},$$

где Q_{Fe} – тепловой эффект от окисления железа, кДж;

G_{FeO} – количество FeO в шлаке, кг;

$G_{Fe_2O_3}$ – то же, Fe_2O_3 , кг.

$$Q_{Fe} = 3707 \cdot 3,625 + 5278 \cdot 0,824 = 17785 \text{ кДж.}$$

Тепловой эффект реакций шлакообразования

$$Q_{шo} = 628 \cdot G_{CaO} + 1464 \cdot G_{SiO_2},$$

где $Q_{шo}$ – тепло образования химических соединений в шлаке, кДж;

G_{CaO} – количество CaO в шлаке, кг;

G_{SiO_2} – то же SiO_2 , кг.

$$Q_{шo} = 628 \cdot 7,008 + 1464 \cdot 2,002 = 7332 \text{ кДж.}$$

Тепло дожигания CO

$$Q_{co} = 10100 \cdot G_{co} \cdot Z,$$

где Q_{co} – химическое тепло окисления CO, кДж;

G_{co} – количество CO, дожигаемого в полости конвертера, кг;

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

Принимаем $Z = 0,3$. Тогда $Q_{co} = 2130$ кДж.

Физическое тепло гарнисажа $Q_{гж}$ определяем по формуле

$$Q_{гж} = (2,09 \cdot t_{гж} - 1379) \cdot G_{гж},$$

где $t_{гж}$ – температура шлакового гарнисажа, °C (обычно $t_{гж} = 1200 - 1400$ °C);

$G_{гж}$ – масса гарнисажа, кг.

Известно $G_{гж} = 3,0$ кг. Принимаем $t_{гж} = 1300$ °C.

Тогда $Q_{гж} = (2,09 \cdot 1300 - 1379) \cdot 3 = 4014$ кДж.

Общий приход тепла составляет 196652 кДж.

9.2. Расход тепла

Физическое тепло отходящих газов

$$Q_r = (1,32 \cdot t_r - 220) \cdot (G_{co} + G_{co2} + G_{o2}),$$

где Q_r – теплосодержание образующихся газов, кДж;

t_r – средняя температура отходящих газов, °C (обычно $t_r = 1500-1600$ °C);

G_{CO} – количество образующегося CO , кг;

G_{CO2} – то же CO_2 , кг;

G_{O2} – то же O_2 , кг.

Принимаем $t_r = 1550^\circ C$. Тогда $Q_r = 16401$ кДж.

Затраты тепла на разложение оксидов железа неметаллических материалов рассчитывается по формуле, аналогичной для расчета Q_{Fe} в приходной части теплового баланса. Для расчета учитывают только оксиды железа, поступающие в конвертер с неметаллическими материалами.

$$Q_{Fe} = 3707 \cdot 0,787 + 5278 \cdot 0,846 = 7381 \text{ кДж.}$$

Потери тепла с пылью, выносами и выбросами

$$Q_B = (54,8 + 0,84 \cdot t_{mc}) G_B,$$

где Q_B – потери тепла с пылью, выносами и выбросами, кДж;

G_B – общее количество пыли, выносов и выбросов, кг;

t_{mc} – средняя температура металла, $^\circ C$ (обычно наибольшие выносы и выбросы наблюдаются в период максимальной скорости окисления углерода, когда температура металла находится в интервале $1500\text{--}1600^\circ C$).

Принимаем $t_{mc} = 1550^\circ C$. Тогда

$$Q_B = (54,8 + 0,84 \cdot 1550) \cdot 1,788 = 2426 \text{ кДж.}$$

Тепло на разложение карбонатов

$$Q_K = 4038 \cdot G_{ик},$$

где Q_K – тепло, затрачиваемое на разложение карбонатов (на обжиг недоразложившегося известняка в извести), кДж;

$G_{ик}$ – количество CO_2 в извести, кг.

$$Q_K = 4038 \cdot 0,184 = 744 \text{ кДж.}$$

Определяем тепловые потери. В эту статью (Q_n) включают все виды тепловых потерь и неучтенные статьи расхода тепла. Обычно они составляют 2–4% от общего прихода тепла. Приняв величину тепловых потерь равной 3 % от прихода тепла, получим:

$$Q_n = 196652 \cdot 3/100 = 5900 \text{ кДж.}$$

Общий расход тепла без его затрат на нагрев металла и шлака составит 32851 кДж.

Физическое тепло жидкого металла и находящегося в виде корольков в шлаке определяется по формуле:

$$Q_M = (54,8 + 0,84 \cdot t_m) \cdot (G_M + G_{кор}),$$

где Q_M – теплосодержание жидкого металла, кДж;

G_m – выход жидкого металла, кг;
 $G_{кор}$ – масса корольков металла в шлаке, кг;
 t_m – температура металла, °C.

$$Q_m = (54,8 + 0,84 \cdot t_m) \cdot (89,333 + 0,824) \text{ кДж.}$$

Физическое тепло шлака

$$Q_{ш} = (2,09 \cdot t_m - 1379) \cdot G_{ш},$$

где $Q_{ш}$ – теплосодержание жидкого шлака, кДж;

$G_{ш}$ – количество образующегося шлака, кг.

$$Q_{ш} = (2,09 \cdot t_m - 1379) \cdot 16,476 \text{ кДж.}$$

Разность между рассчитанными расходной и приходной статьями теплового баланса составляет $196652 - 32851 = 163801$ кДж и равна количеству тепла, затраченного на нагрев металла и шлака до заданной температуры. Отсюда определим расчетную температуру металла в конце продувки: 1648°C , что с заданной погрешностью определения соответствует заданной.

В приведенном примере расчета плавки корректировка расхода лома, заданного на плавку, не требуется.

Тепловой баланс плавки сведем в табл. 12.

Таблица 12

Тепловой баланс плавки в конвертере

Приход тепла			Расход тепла		
Статьи прихода	Количество		Статьи расхода	Количество	
	кДж	%		кДж	%
Физическое тепло жидкого чугуна	97205	49,44	Физическое тепло жидкого металла	129790	66,00
Тепловой эффект реакций окисления примесей	68186	34,67	Физическое тепло шлака	34099	17,34
Химическое тепло образования оксидов железа шлака	17785	9,04	Физическое тепло отходящих газов	16401	8,33
Тепловой эффект реакций шлакообразования	7335	3,73	Затраты тепла на разложение оксидов железа неметаллических материалов	7381	3,74
Тепло дожигания СО	2130	1,08	Потери тепла с пылью, выносами и выбросами	2426	1,22
Физическое тепло гарнисажа	4014	2,04	Тепло на разложение карбонатов	744	0,37
			Тепловые потери	5900	3,00
Итого	196652	100,00	Итого	196652	100,00

10. РАСЧЕТ РАСКИСЛЕНИЯ СТАЛИ И ЕЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА

Для получения стали марки 08 используются ферромарганец, ферросилиций и алюминий, составы которых приведены в табл. 13.

Таблица 13

Химический состав раскислителей

Раскислитель	Массовая доля элементов, %					
	C	Si	Mn	P	S	Fe
Ферромарганец марки ФМн 75	7,0	2,0	75,0	0,45	0,03	15,52
Ферросилиций марки ФС 75	–	75,0	0,4	0,05	0,03	24,52
Алюминий марки АВ88 ^{*)}	–	4,0	–	0,30	–	–

^{*)} Массовая доля алюминия 90%.

Расход ферросплава определяем по формуле

$$G_{\phi} = \frac{100 \cdot G_m \cdot ([E]_c - [E]_m)}{[E]_{\phi} \cdot (100 - U_e)},$$

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, % (табл. 14).

Таблица 14

Величины угара ведущего элемента
при раскислении стали в ковше, %

Ведущий элемент ферросплава	Содержание углерода в металле в конце продувки, %		
	< 0,05	0,06–0,10	> 0,1
Марганец	25–30	20–25	15–20
Кремний	30–35	25–30	20–25
Алюминий	85–90	70–85	65–70

Определим расход ферромарганца. Предварительно принимаем содержание марганца в готовой стали $[Mn]_c = 0,5\%$; $U_{mn} = 23\%$.

Тогда $G_{фм} = 0,698$ кг.

При раскислении ферромарганцем масса жидкой стали увеличивается. Масса металла после раскисления ферромарганцем составит $89,333 + 0,698 - 0,698 \cdot 75 \cdot 23 / 100 / 100 = 89,911$ кг.

При расчете расхода ферросилиция $G_{фс}$ принимаем:

$[Si]_c = 0,25\%$; $U_{si} = 28\%$; $G_m = 89,911$ кг.

Тогда $G_{фс} = 0,416$ кг.

Масса металла после раскисления ферромарганцем и ферросилицием составит $89,911 + 0,416 - 0,416 \cdot 75 / 100 \cdot 28 / 100 = 90,24$ кг.

Кроме ферросилиция и ферромарганца при выпуске металла в сталеразливочный ковш присаживается алюминий. Массовая доля его в ковшевой пробе для сталей, в которых она не регламентирована, должна быть не ниже $0,020\%$. Такое содержание алюминия в стали достигается при расходе его в ковш $0,8-1,2$ кг/т при массовой доле углерода в металле перед выпуском менее $0,06\%$ и расходе $0,7-0,9$ кг/т при массовой доле углерода в металле перед выпуском более $0,06\%$. Кроме того, указанные расходы алюминия и порядок его ввода могут изменяться в зависимости от выплавляемой марки стали и последующей технологии ковшевой обработки металла.

Расход алюминия для условий расчета (марка стали 08, $[C]_m = 0,07\%$) можно принять равным $0,9$ кг/т, что составит $0,09$ кг/100 кг стали.

С раскислителями поступают в металл и другие элементы, которые могут изменить состав стали. Определяем химический состав металла после раскисления. Принимаем, что половина углерода (50%), содержащегося в ферросплавах, окисляется, а фосфор, сера, цветные металлы полностью переходят в сталь.

Тогда после раскисления сталь содержит, %:

$$[C]_c = 100 \cdot (0,063 + 0,698 \cdot 7 / 100 \cdot 50 / 100) / 90,24 = 0,097;$$

$$[Si]_c = 100 \cdot (0,416 \cdot 75 / 100 - 0,416 \cdot 75 \cdot 28 / 100 / 100) / 90,24 = 0,249;$$

$$[Mn]_c = 100 \cdot (0,049 + 0,698 \cdot 75 / 100 - 0,698 \cdot 75 / 100 \cdot 23 / 100) / 90,24 = 0,501;$$

$$[P]_c = 100 \cdot (0,007 + 0,698 \cdot 0,45 / 100 + 0,416 \cdot 0,05 / 100) / 90,24 = 0,011;$$

$$[S]_c = 100 \cdot (0,022 + 0,698 \cdot 0,03 / 100 + 0,416 \cdot 0,03 / 100) / 90,24 = 0,025.$$

Состав металла после раскисления соответствует требованиям к заданной марке стали в начале расчета.

11. РАСЧЕТ РАСХОДА МАТЕРИАЛОВ НА ВСЮ ПЛАВКУ И ВЫХОДА ПРОДУКТОВ ПЛАВКИ

По данным табл. 11 из 100 кг металлической шихты получается 89,333 кг жидкого металла. В соответствии с заданием необходимо произвести в конвертере 350 т этого металла. Отсюда определим расход металлической шихты на плавку $G_{\text{мш}}$:

$$G_{\text{мш}} = 350 \cdot 100 / 89,333 = 391,8 \text{ т.}$$

Так как по данным табл. 11 в металлической шихте содержится 75,64 % жидкого чугуна, то его расход на плавку составит

$$G_{\text{ч}} = G_{\text{мш}} \cdot 75,64 / 100 = 391,8 \cdot 75,64 / 100 = 296,4 \text{ т.}$$

Тогда на плавку потребуется лома

$$G_{\text{л}} = G_{\text{мш}} - G_{\text{ч}} = 391,8 - 296,4 = 95,4 \text{ т.}$$

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

$$G_i = G_{\text{мш}} \cdot g_i / 100,$$

где G_i – расход любого твердого материала (выход жидкого продукта плавки), т;

g_i – то же, кг/100 кг или %.

Для газообразных материалов эта формула имеет вид

$$G_{\text{г}} = 10 \cdot g_{\text{г}} \cdot G_{\text{мш}},$$

где $G_{\text{г}}$ – расход (выход) газа, м³;

$g_{\text{г}}$ – то же, м³/100 кг металлической шихты.

Тогда на плавку потребуется:

- извести $391,8 \cdot 3,683 / 100 = 14,4 \text{ т.}$
- доломита $391,8 \cdot 4 / 100 = 15,7 \text{ т.}$
- окатышей $391,8 \cdot 0,5 / 100 = 1,9 \text{ т.}$
- дутья сверху $391,8 \cdot 22,4 \cdot 6,927 \cdot 10 / 32 = 19000 \text{ м}^3$;
- ферромарганца $391,8 \cdot 0,698 / 100 = 2,7 \text{ т.}$
- ферросилиция $391,8 \cdot 0,416 / 100 = 1,6 \text{ т.}$
- алюминия $391,8 \cdot (90,24 / 100) \cdot 0,9 = 318 \text{ кг.}$

Выход продуктов плавки составит:

- жидкой стали $391,8 \cdot 90,24 / 100 = 353,5 \text{ т.}$
- шлака $391,8 \cdot 16,476 / 100 = 64,6 \text{ т.}$
- газа $391,8 \cdot 10 \cdot 6,44 = 25231 \text{ м}^3$.

12. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНОЙ ИНТЕНСИВНОСТИ ПРОДУВКИ, ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ПЛАВКИ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ АГРЕГАТА

Удельная интенсивность продувки технически чистым кислородом сверху i , $\text{м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$, определяется как отношение заданной интенсивности продувки к массе выплавленной стали:

$$i = 1200/353,5 = 3,39 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин}).$$

Этот параметр является универсальным показателем, так как используется для характеристики дутьевого режима в конвертерах различной вместимости. Обычно удельная интенсивность продувки изменяется в пределах 2,5–4,0 $\text{м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$.

Продолжительность основного технологического периода плавки-продувки определим как время, необходимое для вдувания в конвертер расчетного количества кислорода. Так как потребность в дутье составляет 19000 м^3 , а по заданию интенсивность продувки – 1200 $\text{м}^3/\text{мин}$, то продолжительность продувки составит $19000/1200 = 15,8$ мин или 15 мин 48 с.

Продолжительность других периодов плавки выберем из обычно наблюдаемых на практике значений (табл. 15).

Таблица 15

Продолжительность технологических операций плавки

Технологическая операция (период) конвертерной плавки	Продолжительность периода, мин	
	существующая	выбранная
1. Осмотр и подготовка конвертера к работе	1–10	1,0
2. Загрузка лома	2–6	2,0
3. Подача первой порции сыпучих материалов	0–2	1,0
4. Заливка чугуна	2–6	3,0
5. Продувка	10–20	15,8*)
6. Повалка конвертера, отбор проб металла и шлака, измерение температуры	3–6	4,0
7. Выпуск металла, раскисление, легирование	6–9	6,0
8. Нанесение гарнисажа	3–5	3,0
9. Слив шлака	1–2	1,0
10. Неучтенные операции и задержки	0–5	2,2
Итого	30–50	39,0

*) Определено расчетом.

Определим годовую производительность одного непрерывно работающего конвертера. В этом случае $N = 365$ дней.

$$\text{Тогда } P_r = 1440 \cdot 365 \cdot 353,5 / 39 = 4,76 \text{ млн т.}$$

Чтобы обеспечить такую производительность, 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. В трех 350-тонных конвертерах, работающих по классической технологии, можно выплавить примерно 9,5 млн т стали в год.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Колесников Ю.А., Буданов Б.А., Столяров А.М. Металлургические технологии в высокопроизводительном конвертерном цехе: учеб. пособие. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. 379 с.
2. Колесников Ю.А., Буданов Б.А., Столяров А.М. Расчет плавки стали в конвертере с использованием электронных таблиц: метод. указания для выполнения курсовой работы по дисциплинам «Теория и технология производства стали», «Выплавка стали» для студентов специальности 150101. Магнитогорск: МГТУ, 2010. 35 с.
3. Колесников Ю.А., Столяров А.М. Определение основных параметров технологии плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья: метод. указания. Магнитогорск: МГМА, 1994. 38 с.
4. Марочник сталей и сплавов / под ред. В.Г. Сорокина. М.: Машиностроение, 1989. 638 с.
5. Бигеев А.М. Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. М.: Металлургия, 1982. 156 с.
6. Теплофизические свойства топлив и шихтовых материалов черной металлургии: справочник / В.М. Бабошин, Е.А. Кричевцов, В.М. Абзалов, Я.М. Щелоков. М.: Металлургия, 1982. 152 с.
7. Емлин Б.И., Гасик М.И. Справочник по электротермическим процессам. М.: Металлургия, 1978. 287 с.

Учебное издание

КОЛЕСНИКОВ Юрий Алексеевич
СТОЛЯРОВ Александр Михайлович

РАСЧЕТ ПЛАВКИ СТАЛИ В КИСЛОРОДНОМ КОНВЕРТЕРЕ С ВЕРХНЕЙ ПОДАЧЕЙ ДУТЬЯ

Учебное пособие

Редактор Н.П. Боярова
Компьютерная верстка Г.Н. Кудряшовой

Подписано в печать 10.01.2018. Рег. № 2-18. Формат 60х84/16. Бумага тип. №1.
Плоская печать. Усл.печ.л. 3,25. Тираж 100 экз. Заказ 535



Издательский центр ФГБОУ ВО «МГУ им. Г.И. Носова»
455000, Магнитогорск, пр. Ленина, 38
Участок оперативной полиграфии ФГБОУ ВО «МГУ им. Г.И. Носова»