# **Оглавление**

# Расчет плавки при переделе обычных чугунов в кислородных конвертерах

1.1 Основные задачи, решаемые при производстве стали

* 1. Перспективы развития кислородно-конвертерного производства.

# Расчет плавки при переделе обычного чугуна в кислородном конвертере

2.1 Исходные данные

* 1. Материалы из малозначащих источников, участвующие в плавке

2.3 Расчет общего количества образующегося шлака

2.4 Максимально возможный расход металлического лома.

2.5 Фактический расход лома с учетом дополнительного охладителя.

2.6 Необходимый расход извести

2.7 Уточнение количества шлака

2.8 Предварительный расчет количества газа

2.9 Расчет выхода жидкого металла

2.10 Потери металла с пылью (угар)

2.11 Остаточное содержание примесей в металле

2.12 Расчет количеств удаляемых примесей из металла

2.13 Расход дутья и продолжительности продувки

2.14 Масса металла в конце продувки

2.15 Материальный баланс

2.16 Температура металла в конце продувки

2.17 Раскисление металла

2.18 Масса и состав металла после раскисления.

2.19 Расход металла на всю плавку

Список литературы

**1 Расчет плавки при переделе обычных чугунов в кислородных**

**конвертерах**

* 1. Основные задачи, решаемые при производстве стали

Целью плавки является получение заданной массы жидкой стали с требуемым химическим составом и температурой при минимальных затратах материально-сырьевых, топливно-энергетических и трудовых ресурсов.

Получение заданного химического состава связано с протеканием сложных физико-химических процессов, большинство из которых трудно управляемы, а некоторые не управляемы вообще. При этом необходимо учитывать возможные пределы параметров протекания как управляемых, так и неуправляемых частных процессов.

Поскольку выплавка стали производится в одном агрегате, то с целью снижения ресурсоемкости плавки стремятся к максимальному совмещению подпроцессов во времени.

Однако полное совмещение всех частных процессов исключено по причине их противоречивости (окислительный шлак имеет малую серо-поглотительную способность), что не позволяет создать оптимальные условия рафинирования всех примесей.

Поэтому, в связи с невозможностью проведения в одном рабочем пространстве всего комплекса технологических операций, связанных с выплавкой качественной стали, часть операций выносится в другое рабочее пространство, которым служит ковш.

Все физико-химические процессы, связанные с получением заданного содержания примесей в готовой жидкой стали и поддающиеся управлению, делятся на две группы:

* рафинирование металла;
* раскисление - легирование металла.

Оба процесса проводят, как правило, последовательно. Рафинирование металла, которое является более сложной задачей, обычно проводят в несколько стадий:

1. Предварительное рафинирование, которое сводится к удалению из чугуна серы, фосфора и других примесей. Проводят его до подачи чугуна в сталеплавильный агрегат, как правило, - в чугуновозных ковшах.
2. Основное рафинирование, которое проводится в сталеплавильном агрегате за счет окисления примесей кислородом дутья, газовой фазы и твердых окислителей.
3. Дополнительное рафинирование, которое проводят обычно в сталеразливочном ковше путем обработки металла ТШС, в основном для удаления серы.
4. Дегазация металла с целью удаления водорода, кислорода и азота. Её проводят методом вакуумной обработки или продувки нейтральным газом в сталеразливочном ковше.

Первая стадия по предварительному рафинированию чугуна сводится, главным образом, к обработке чугуна кальцинированной и каустической содой, магнием и жидким синтетическим шлаком в чугуновозных ковшах, с целью его десульфурации.

Вторая стадия – основное (окислительное) рафинирование, которое при производстве стали массового потребления обычно является единственным видом рафинирования. При его использованию поддаются управлению, прежде всего, обезуглероживание, дефосфорация и десульфурация. Кроме того, основная цель в управлении плавкой стоит в обеспечении синхронного протекания процессов окислительного рафинирования и нагрева металла, т.е. оба эти процесса должны заканчиваться одновременно.

Процесс обезуглероживания металла регулируется изменением расхода кислорода, поступающего в ванну. При этом характерно, что реакция окисления углерода может быть как явно экзотермической, если она протекает за счет газообразного кислорода, так и резко эндотермической, если она протекает за счет кислорода твердых окислителей.

Этот факт используется для регулирования температуры ванны при синхронизации процессов обезуглероживания и нагрева ванны.

Процессы дефосфорации и десульфурации осуществляются регулированием шлакового режима плавки, т.е. изменением химического состава и количества шлака.

Химический состав и количество шлака зависят, в основном, от количества кремния в чугуне и от расхода шлакообразующих материалов.

Поэтому расчеты, связанные с управлением шлаковым режимом (десульфурация и дефосфорация) сводятся к определению количества шлака и соответственного расхода флюсов.

Раскисление - легирование металла является обязательным и заключительным этапом плавки, обеспечивающим получение заданного содержания примесей в готовой стали. Поэтому этот этап является весьма ответственным, поскольку определяет качество литого и готового металла.

1.2 Перспективы развития кислородно-конвертерного

производства

В 1952 году на Новотульском металлургическом заводе была создана экспериментальная база ЦНИИ чермета с 10-и тонным конвертером, на котором отрабатывали технологические режимы для промышленной реализации конвертерного процесса.

22 сентября 1956 года впервые в стране была освоена промышленная технология конвертерного производства в реконструированном бессемеровском цехе Днепропетровского металлургического завода имени Петровского. Так был завершен первый этап многолетнего поиска, упорного и настойчивого труда ученных в союзе с производством.

В декабре 1957 года на базе переоборудованных бессемеровских конвертеров криворожского металлургического завода был введен в эксплуатацию цех с четырьмя съемными 50-и тонными конвертерами.

5 июня 1963 года на нижнетагильском металлургическом комбинате был введен в действие первый классический конвертерный цех с тремя 100 тонными конвертерами на обычном передельном чугуне. В цехе впервые в стране была разработана и внедрена трехсопловая кислородная фурма, позволившая оптимизировать технологический режим плавки. В 1965 году цех был переведен на передел ванадиевого чугуна по уникальной в мировой практике технологии дуплекс-процессом с получением на первой стадии кондиционного ванадиевого шлака и на второй стадии – чистой природно-легированной стали из углеродистого полупродукта. Этот цех послужил головным образцом в поколении цехов со 100-130 тонными конвертерами и первой школы подготовки специалистов для последующих конвертерных цехов.

В 1964-1965 годах были введены в строй конвертерный цех на Мариупольском комбинате имени Ильича, конвертерный цех №2 на комбинате Криворожсталь и на Енакиевском металлургическом комбинате.

Качественно новый этап в развитии мирового конвертерного производства ознаменовало введение в действие впервые в мировой практике кислородно-конвертерного комплекса с 3 на 110 тонными конвертерами в сочетании с установкой МНЛЗ на Новолипецком металлургическом комбинате 18 марта 1966 года. Комплекс был введен в действие совместными усилиями советских и австрийских специалистов. Освоение этого комплекса положило начало новой эпохе в развитии всего мирового сталеплавления, дальнейшее развитие которого пошло по пути создания крупных сталеплавильных комплексов с конвертерами и установками МНЛЗ на основе уже разработанных и внедренных в конвертерном цехе НЛМК теоретических и практических положений.

В дальнейшем с целью повышения производительности цеха и совершенствования технологии реконструировали газоотводящий тракт для проведения процесса без дожигания отходящих газов; 110 тонные конвертера заменили отечественными 160 тонными; увеличили емкость разливочных ковшей и грузоподъемность кранов. Впервые в мире создана и внедрена внепечная обработка стали; разработаны и внедрены бесстопорная разливка, рациональная конструкция футеровки с учетом дифференцированного характера ее износа и технология факельного торкретирования футеровки конвертера в вертикальном положении.

6 ноября 1980 года введен в действие цех с 400 тонными конвертерами и МНЛЗ на Череповецком металлургическом комбинате, причем впервые в мировой практике с использованием низкомарганцовистого чугуна (0,2% Mn). Разработанная в цехе ресурсосберегающая технология передела такого чугуна включает динамический режим регулирования параметров кислородной продувки в соответствии с интенсивностью обезуглероживания и условиями раннего шлакообразования. В цехе разработана и освоена комплексная технология выплавки с внепечной обработкой и непрерывной разливкой качественных сталей широкого сортамента.

На базе разработанных технологических основ также с использованием низкомарганцовистого чугуна 2 ноября 1990 года был введен ныне самый современный конвертерный цех на Магнитогорском металлургическом комбинате.

Впоследствии ведущие металлургические предприятия в условиях жесткой рыночной экономики объединили усилия, разработали и внедрили комплекс технологических мероприятий и нового оборудования для увеличения производительности цехов до 8 млн. тонн в год, коренного улучшения качества металла, включая освоение новых высококачественных сталей.

Увеличение производительности цехов достигнуто в результате ввода новых мощностей (третьего 400 тонного конвертера на ММК), повышения эффективности и надежности работы оборудования (приводы поворота конвертеров, опоры подшипников, панели котла-охладителя, трубы Вентури газоочистки с регулируемым зазором), организации ремонта и монтажа в короткие сроки (за 4-5 суток) крупнотоннажного оборудования конвертеров без сокращения объемов производства в цехе; внедрение технологии плавки на магнезиальных шлаках с наращиванием шлакового гарнисажа, повышающего стойкость футеровки до 2800-4500 плавок; введения системы АСУТП плавки с использованием измерительного зонда, обеспечивающей сокращение плавки на 3 минуты; в непрерывной разливке – внедрение методики контроля состояния оборудования и прогнозирования дефектных участков роликового полотна, что позволяет сократить простои МНЛЗ на проведение плановых ремонтов; применение гранулированных шлакообразующих смесей, обеспечивающих ослабления усилия вытягивания и увеличения стойкости стенок кристаллизатора. Выполненный комплекс работ позволил увеличить годовой объем выплавки конвертерной стали с 4.81 млн. тонн в 1996 году до 7.31 млн. тонн в 1999 году в ОАО ММК и с 4.8 млн. тонн в 1996 году до 7.35 млн. тонн в 1999 году в ОАО «Северсталь», повысить стойкость футеровки конвертеров до 2500 плавок в ОАО ММК и до 4500 плавок в ОАО «Северсталь», что считается лучшими показателями в России.

Для улучшения качества металла и расширения сортамента качественных сталей разработаны и внедрены технология производства особо низко сернистой стали (менее 0,005% серы), включая внедоменную десульфурацию чугуна высокоэффективной смесью (25% оксида магния + 75% флюитизированной СаО), выплавку в конвертере полупродукта из чистой железорудной металлошихты взамен металлолома, глубокую дегазацию с промывкой конвертерной ванны инертными газами, внепечную обработку стали рафинирующими шлакообразующими смесями с последующей продувкой порошками и вводом порошковой проволоки на основе металлического кальция с целью глубокой десульфурации и модифицирования неметаллических включений; в непрерывной разливке – технология защиты жидкого металла на участке разливочный ковш – кристаллизатор с применением уплотнительного материала и подачи аргона в защитную трубу и диффузор, что позволило подавать вдвое увеличенное содержание азота во время разливки и стабильно получать не более 0,006%.

Реструктуризация сталеплавильного производства градообразующих металлургических комбинатов с переориентацией мартеновского производства на конвертерное с МНЛЗ позволило значительно улучшить экологическую обстановку (сократить вредные выбросы в 7 раз – от 76,8 до 10,53 тысячи тонн). В приземном слое жилой зоны концентрация пыли уменьшилась от 0,68 – 1,07 до 0,064 – 0,08мг/м3.

В настоящее время в СНГ работают 16 конвертерных цехов с 47 конвертерами емкостью от 40 до 400 тонн.

Современные отечественные конвертерные цехи – это крупные сталеплавильные комплексы с 350-400 тонными конвертерами и высокопроизводительными МНЛЗ; они оборудованы установками десульфурации чугуна и внепечной обработки стали, а также АСУТП. На базе использования новейших научных разработок в конвертерном производстве достигнуты значительные успехи: освоена технология передела чугунов различного состава (фосфористого, ванадиевого, низкомарганцовистого и др.) и выплавки качественных сталей широкого сортамента, включая стали ответственного назначения.

Для дальнейшего развития и совершенствования конвертерного производства проводятся теоретические и экспериментальные исследования с последующим полупромышленным опробованием и доработкой по созданию новых технологических процессов и разновидностей самого конвертерного процесса, направленных на расширение сырьевой базы конвертерного производства и сортамента высококачественной стали ответственного назначения, включая «чистые стали»; энерго – и ресурсосбережение, охрану окружающей среды, комплексную автоматизацию и управление не только технологическим процессом, но и производством стали в целом.

# **2 Расчет плавки при переделе обычного чугуна в кислородном**

# **конвертере**

2.1 Исходные данные

Выполнить расчет выплавки стали Ст3КП в кислородном конвертере емкостью 160 т.

Температура жидкого чугуна - 1300°С

Температура отходящих газов -1600°C

Основной охладитель - лом

Основной флюс - известь

Дополнительный флюс - боксит

Футеровка - смолодоломитовая

Емкость конвертера - 160т

В - основность шлака 3

Химический состав металлической шихты, %

|  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование | С | Si | Mn | P | S | Fe |
| Чугун жидкий | 3,9 | 0,8 | 0,7 | 0,15 | 0,05 | 94 |
| Лом | 0,2 | 0,15 | 0,5 | 0,04 | 0,04 | 99,07 |
| Ферромарганец | 6 | 1 | 78 | 0,3 | 0,02 | 14,7 |
| Готовая сталь | 0,18 | 0 | 0,45 | 0,03 | 0,03 | ? |

Химический состав неметаллической шихты, %

Из расчета на 100 кг

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Материал | SiO2 | Al2O3 | Fe2 O3 | FeO | MnO | CaO | MgO | P2O5 | S | CO2 | H2O |
| Шлак миксерный | 47,5 | 6,5 | 1,4 | 4 | 8 | 27,5 | 4,5 | 0,2 | 0,4 | 0 | 0 |
| Известь | 2 | 0,8 | 0 | 0 | 0 | 85 | 2 | 0,1 | 0,1 | 9 | 1 |
| Боксит | 12 | 51 | 25 | 0 | 0 | 1 | 0,2 | 0,1 | 0,1 | 2 | 8,6 |
| Футеровка | 3,4 | 1,4 | 2,1 | 0 | 0 | 40,3 | 52,8 | 0 | 0 | 0 | 0 |

2.2 Материалы из малозначащих источников, участвующие

в плавке

Такими источниками поступления являются: футеровка конвертера, миксерный и доменный шлак, оксиды железа, кремния и алюминия, попадающие с металлом.

К этой категории материалов, участвующих в плавке, относят также боксит и плавиковый шпат.

Поскольку все указанные выше материалы поступают из малозначащих источников, их точный качественный учет невозможен.

Но их влияние на процесс шлакообразования не вызывает сомнения и поэтому соответствующие данные для таких материалов обычно принимают на основе среднестатистических данных теории и практики плавки.

Принято считать, что количество засорений в металлическом ломе составляет 1 - 3 %, в основном это:

SiO2=75% Al2O3=25%

Количество окалины в металлоломе составляет обычно 1 - 4 %, в основном это : Fe2O3 = 69% FeO = 31%

С учетом того, что расход металлического лома в кислородно-конвертерном процессе составляет обычно 20 - 30%, можно считать, что количество засорений из металлического лома будет составлять 0,25 - 0,75%.=0,55%

Расход футеровки конвертера принято считать равным 0,7 - 1,2 кг, боксита - 0,6 - 1 кг, миксерного шлака - 0,5 - 1,2 кг.

Таким образом, расход материалов из малозначащих источников, участвующих в образовании шлака, для расчета плавки можно принять :

Футеровка конвертера 1кг

Миксерный шлак 0,8кг

Боксит 0,8кг

Засорение лома 0,4кг

2.3 Расчет общего количества образующегося шлака



где:

В - основность шлака ( для кислородно-конвертерного процесса - 3

[Si]чуг - содержание кремния в чугуне, кг

[Si]л - содержание кремния в ломе, кг

qSiO2(др) - количество оксидов кремния (SiO2 ), поступающее в шлак из всех источников, кроме металлической шихты, кг (для кк процесса - 0,75



Возможную степень дефосфорации определяем по формуле:



где:

[Р]ших - содержание фосфора в металлической шихте - для плавки на обычном чугуне с одношлаковым режимом принимают [Р]ших =[Р]чуг

qм1 - выход жидкого металла (для кислородно - конвертерного процесса составляет):88

ap1 – коэффициент распределения фосфора между металлом и шлаком, который равен отношению концентрации фосфора в шлаке к его концентрации в металле и для кислородно-конвертерного процесса составляет [P2O5]:[P] =60

[Р]ост= 100 \*0,15 = 0,0326%

88+0.437\*60\*14,19

В готовой стали содержание фосфора до 0,03, а у нас0,0326 что вполне допустимо, следовательно допустим одношлаковый вариант плавки

Определим далее степень десульфурации используя формулу:



где:

ΣSших - количество серы, вносимой в ванну металлической шихтой (чугун, лом)

ΣSдр - количество серы, вносимой другими шихтовыми материалами (известь, плавиковый шпат, рудные материалы, уголь, ферросплавы);

для практических расчетов допускается принимать: ΣSших+ΣSдр=ΣSчуг

ΣSгф - количество серы, переходящее в газовую фазу по следующим реакциям:

[S]+2[O]={SO2}; (S)+2(FeO)={SO2}; [S]+{O2}={SO2}; (S)+{O2}={SO2}

Известно, что коэффициенты распределения серы между окислительным шлаком и металлом приближенно можно определить по эмпирической формуле: αs=2\*B-2

или для обычного процесса, где αs =6

{S}гф=8% от содержания серы в металлической шихте



Таким образом, по степени десульфурации металла одно-шлаковый режим в полной мере допустим, поскольку содержание серы в готовой стали не

Превышает 0,03%. Следовательно, по степеням дефосфорации и десульфурации плавка может быть проведена по одно-шлаковому варианту.

2.4 Максимально возможный расход металлического лома

Поскольку лом в кислородно-конвертерном переделе является основным охладителем и цена одной тонны его меньше цены тонны чугуна, то максимально возможный расход лома способствует улучшению технико-экономических показателей процесса плавки, снижению себестоимости стали.

Максимально возможный расход лома qΣл кг, рассчитывают по формуле:



где:

ΣΔНчугхим и ΣΔНлхим - количество тепла, выделяющегося при полном окислении 100 кг примисей чугуна и лома, кДж

tчуг и tлом - температура чугуна и лома

0,88 и 0,7 - удельные теплоемкости чугуна и лома, кДж/кгК

Qшо, QΣFeOобр, QCOдож - приход тепла в результате шлакообразования, образования оксидов железа (FeO, Fe2O3) шлака и дожигания СО до СО2 соответственно, кДж

Qшлфиз, Qгфиз, Qмхим - физическое тепло шлака, газа и металла соответственно, кДж

Qмхим - химическое тепло, которое может выделится при полном окислении примесей готового металла, кДж

ΣΔH(EFeO)рлраз - тепло, затрачиваемое на полное разложение оксидов железа, содержащихся в 100 кг лома, кДж

А - постоянный член выражения, включающий тепловые потери от разложения карбонатов, испарения влаги шихты и другие малозначительные статьи потерь тепла; для кислородно-конвертерного процесса он составляет, А = 6000 - 7000кДж

Принимаем исходные данные

А = 6500кДж tлом = 0°C tчуг =1300°C

Количество тепла, выделяющееся при полном окислении 100 кг примесей чугуна, определим по уравнению:



где:

[C]i, [Si]i, [Mn]i, [P]i - содержание окисляющих примесей в чугуне, % по табл №1

Нс0, НSi0, НMn0, НP0 -стандартные тепловые эффекты окисления этих примесей, кДж

Нс0 =14770кДж

НSi0 =26970кДж

НMn0 =7000КДж

НP0 =21730кДж

Таким образом:



Тепло шлакообразования определим по уравнению:

Qшо =qшл1\*[6,28\*(CaO)+14,64\*(SiO2)+41,84\*(P2O5)]

Приняв:

(CaO) = 50%

(SiO2) =15%

(P2O5) =2%

содержание оксидов в шлаке и qшл1 =14,19

Qшо =14,19\*(6,28\*50+14,64\*15+41,84\*2)=8759,2кДж

Химическое тепло образования оксидов железа шлака в кислородно конвертерном процессе с отношением FeO к Fe2O3 "два к одному", составит:

Q(EFeO)обр =42,3\*qшл1\*(ΣFeO)

где :



Температура в металле в конце продувки:

tм = 1530 + 80 \* [C] + t

где:

обычно

[C]раск =0,054%

принимаем: [C]гот =0,18%

t=89°C

[C] =0,18-0,054=0,126%

tм =1530 +80\*0,126+89=1629,08°С

Общее содержание оксидов в шлаке:



Химическое тепло образования оксидов шлака:

Q(EFeO)обр =42,3 \*14,19\*19,14=11488,5кДж

Тепло от дожигания в конвертере СО до СО2 :

QCOдож =10100 \* qCOΣ \*UCO \* Z

где:

10100 -теплота дожигания СО до СО2, кДж

UCO -доля дожигаемого количества СО в кислородно-конвертерном процессе =0,195

Z -доля тепла дожигания, передаваемая ванне - коэффициент использования тепла дожигания =0,795

qCOΣ-общее количество СО, выделяющееся из ванны (поскольку неизвестно количество расхода лома, то берем ориентировочно 25%)

Определяем содержание углерода в шихте:

ΣCших =0,75\*[Cчуг]+0,25\*[Cлом]=0,75 \*3,9+0,25\*0,2=2,98%

Количество углерода, удаляемого во время продувки:

Δ[C] =ΣCших -[C] =2,98-0,126=2,85кг

при этом образуется оксида углерода:



т.е. Тепло от дожигания СО в полости конвертера до СО2 составит:

QCOдож =10100 \*6,65\* 0,195\*0,795=10412,3кДж

Физическое тепло металла составит:

QМфиз =(54,8+0,84tm)\*qм1

где:

tм =tшл=1629,08°С

qм =88кг

QМфиз =(54,8+0,84 \*1629,08) \*88=125244кДж

Физическое тепло шлака:

QШЛфиз =(2,09\*tшл-1379)\*qшл1=(2,09\*1629,08-1379)\*14,19=28745,8кДж

Физическое тепло газов определяем с учетом только СО и СО2:

QΣгазфиз=(1,32\*tгаз-220)\*(qCO+qCO2)

С учетом того, что по ходу продувки плавки температура отходящих газов изменяется в пределах 1350 - 1650°С, принимаем:

tгаз =1600°С

Приняв соотношение СО и СО2 как : 80 к 20%, найдем их количества:



Тогда физическое тепло отходящих газов с учетом СО и СО2 составит:



Химическое тепло, которое выделяется при полном окислении примесей конечного металла, определяем как:

Qмхим =(ΔНС0\*[C]+ΔHP0\*[P]+ΔHMn0\*[Mn])\*10-2 \* qm1

где:

ΔНС0- стандартный тепловой эффект окисления углерода =14770кДж

ΔHMn0- стандартный тепловой эффект окисления марганца =7000кДж

ΔHP0- стандартный тепловой эффект окисления фосфора =21730кДж

Допускаем, что в металле остается 0,25 % марганца чугуна.

[Mn]=0,25\*[Mn]чуг =0,25\*0,7=0,175%

Определяем химическое тепло:

Qмхим =10-2\*(14770\*0,126+21730\*0,0326+7000\*0,175)\*90=3415кДж

Тепло расходуемое на полное разложение оксидов железа, содержащихся в 100 кг лома, составит:

ΣΔНΣFeOрлраз =4800 \* nрл

где:

4800 -тепловой эффект диссоциации 69,4% (Fe2O3) и 30,6% (FeO)

nрл -содержание оксидов железа в ломе: 3,1

Тогда:

ΣΔНΣFeOрлраз =4800 \*3,1=14880кДж

Количество тепла образующееся при полном окислении примесей лома:

ΣΔНломхим =14770\*[C]л +21730\*[P]л +7000\*[Mn]л +26970\*[Si]л

ΣΔНломхим =14770\*0,2+21730\*0,04+7000\*0,5+26970\*0,15=11368,7кДж

Имея уже все данные, определяем максимально возможный расход лома (кг):



2.5 Фактический расход лома с учетом дополнительного

охладителя

Чтобы исключить додувки по температуре (непредвиденные ситуации), необходимо предусмотреть некоторый резерв тепла. Это достигается заменой части лома на твердый окислитель (окалина, руда, агломерат). Коэффициент эквивалентности твердого окислителя по отношению к лому:

σто =0,062\*FeтоΣ- 0,014\*(Feто) - 0,633

Известно

(Feто) =1,3% количество оксидов железа в ржавчине лома.

Общее содержание железа в твердом окислителе определяем как:

FeтоΣ=0,7 \* (Fe2O3) + 0,778 \* (FeO)то = 0,7 \* 86+0,778 \*1,3=61,21%

тогда:

σто =0,062 \*61,21-0,014 \*1,3-0,663=3,11

Принимаем расход твердых окислителей: qок =0,3кг, тогда количество лома, которое необходимо заменить, составит:

qл =σто \* qок=3,11\*0,3=0,933

таким образом, фактический максимальный расход лома с учетом твердых окислителей составит:

qфлΣ =qΣл - qл = 25,76-0,933=24,827кг

2.6 Необходимый расход извести

Для определения необходимого расхода извести находим содержание примесей в металлической шихте:

[Σ]ших =10-2\*(qчуг\*[Σ]чуг+qл\*[Σ]л)

где: qчуг=100-qл =100 -24,827=75,173кг

[C]ших=10-2\*(75,173\*3,9+24,827\*0,2) =2,981%

[Si]ших=10-2\*(75,173\*0,8+24,827\*0,15) =0,639%

[Mn]ших=10-2\*(75,173\*0,7+24,827\*0,5) =0,65%

[P]ших=10-2\*(75,173\*0,15+24,827\*0,04) =0,123%

[S]ших=10-2\*(75,173\*0,05+24,827\*0,04) =0,048%

Расход извести определяем как:



Δ[Si] =[Si]ших - [Si]ост =0,639-0=0,639%

Δ[P] = [P]ших - [P]ост =0,123-0,0326=0,09%

Для упрощения расчетов примем суммарное поступление SiO2 из футеровки, миксерного шлака, мусора лома и окатышей qSiO2др = 0,848

Аналогично для СаО - qCaOдр = 0,663

Таким образом расход извести составит:



2.7 Уточнение количества шлака

Уточнение количества шлака производим по формуле:



Здесь (ΣFeO) - вносимое футеровкой, миксерным шлаком, бокситом, металлоломом и окатышами, для сокращения расчета принимаем равным

(ΣFeO)=18%, при соотношении (FeO)=12%, (Fe2O3)=6%

Δ[Mn]= [Mn]ших -[Mn]ост=0,65-0,45=0,2

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Компоненты | | Вносится | | | | | | | | | | Шлак |  |
| Группа | хим. Фор  мула | футеров  кой | миксер  шлаком | бокси  тами | мусором  лома | окалиной  лома | окатыша  ми | Итого | известью | металл  шихтой | Итого | Всего | % |
|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 |
| шлакообразующие без оксидов железа | СаО | 0,40 | 0,22 | 0,008 | - | - | 0,01 | 0,64 | 7,12 | - | 7,77 | 7,77 | 57,25 |
| SiO2 | 0,03 | 0,38 | 0,09 | 0,3 | - | 0,01 | 0,82 | 0,16 | 1,36 | 2,36 | 2,37 | 17,46 |
| Al2O3 | 0,01 | 0,05 | 0,41 | 0,1 | - | 0,006 | 0,58 | 0,06 | - | 0,64 | 0,64 | 4,76 |
| P2O5 | - | 0,002 | 0,001 | - | - | - | 0,003 | 0,01 | 0,20 | 0,21 | 0,21 | 1,59 |
| MnO | - | 0,06 | - | - | - | - | 0,06 | - | 0,25 | 0,32 | 0,32 | 2,38 |
| MgO | 0,52 | 0,03 | 0,001 | - | - | 0,003 | 0,56 | 0,16 | - | 0,73 | 0,73 | 5,42 |
| S | - | 0,003 | 0,001 | - | - | - | 0,004 | 0,01 | 0,02 | 0,03 | 0,03 | 0,22 |
| итого | 0,97 | 0,75 | 0,51 | 0,4 | - | 0,03 | 2,68 | 7,54 | 1,85 | 12,1 | 12,45 | 91,78 |
| оксиды железа | FeO | - | 0,03 | - | - | 0,18 | 0,004 | 0,21 | - | - | 0,21 | 1,82 | 13,43 |
| Fe2O3 | 0,02 | 0,01 | 0,2 | - | 0,40 | 0,25 | 0,89 | - | - | 0,89 | 0,91 | 6,71 |
| итого | 0,02 | 0,04 | 0,2 | - | 0,58 | 0,26 | 1,11 | - | - | 1,11 | 1,11 | 18 |
| летучие | CO | - | - | - | - | - | - | - | - | 5,22 | 5,22 | - | - |
| CO2 | - | - | 0,01 | - | - | - | 0,01 | 0,75 | 2,05 | 2,82 | - | - |
| H2O | - | - | 0,06 | - | - | 0,003 | 0,07 | 0,08 | - | 0,15 | - | - |
| SO2 | - | - | - | - | - | - | - | - | 0,003 | 0,003 | - | - |
| итого | - | - | 0,08 | - | - | 0,003 | 0,08 | 0,83 | 8,34 | 9,27 | - | - |
| всего | | 1 | 0,8 | 0,8 | 0,4 | 0,58 | 0,3 | 3,88 | 8,38 | 10,19 | 22,47 | 13,57 | 100 |



2.8 Предварительный расчет количества газа

Принимаем, что 80% углерода окисляется до СО, а 20% до СО2



где:

Δ[C]=Δ[C]ших-[C] =2,981-0,18=2,801

тогда имеем:

qCO=2,801\*1,867 = 5,229 кг

qCO2=2,801\*0,733 = 2,054 кг

Количество сернистого газа SO2 определяем из допущения, что 5% серы из [S]ших окисляется с образованием газообразного оксида.



Количество влаги

qН2О=0,156кг

2.9 Расчет выхода жидкого металла

Выход жидкой стали qм1 определяется ее балансом:

Приход:

1. Масса чугуна и лома (завалки) - qмзав =100кг

2. Массв железа восстановленного из оксидов –



Расход:

Масса железа перешедшего в шлак в виде оксидов - qFeок

qFeO =12 \*14,671\* 10-2=1,761кг

qFe2O3 =6 \*14,671\* 10-2=0,88кг

qFeок =1,761\* 0,78 +0,88\* 0,7 =1,99кг

Масса удаленных примесей состоящих из суммы основных, кг:

qΣΔ[Σ]=Δ[C]+Δ[Si]+Δ[P]+Δ[Mn]+Δ[S]=2,801+0,639+0,09+0,2+0,0214=3,75

Потери металла в виде корольков шлака (принимаем их величиной в 3%) составят :

qкор =0,03 \*14,671=0,44кг

Потери металла с выбросами (принимаем 2%) составят:

qвыб =0,02\*100=2кг

**2.10 Потери металла с пылью (угар)**

Эти потери составляют:

qFeп =10-5\*Vг\*Feп\*qп

где:

Feп =75% -содержание железа в пыли, qп =100г/м^3 - содержание пыли в газе.

Объем газа находим по формуле:



Масса железа теряемая с пылью:

qFeп =10-5\*5,423\* 75\*100=0,407кг

Принимаем:

qмл =0,989кг - масса ржавчины (окалины) и мусора в ломе

qмшл =0,8кг - масса миксерного шлака и определяем выход жидкой стали

qм1=(qмзав+qFeвосст)-(qFeок+qΣΔ[Σ]+qкор+qвыб+qFeп+qмл+qм.шл)

qм1=100+0,798-1,99-3,751-0,44-2-0,407-0,989-0,8=90,421кг

2.11 Остаточное содержание примесей в металле

Остаточное содержание марганца в металле находим как:



где:

ΣMn =[Mn]ших + 0,775 \* ΣMnOдр



тогда:

Т =tгот + 273 =1629,08+ 273 =1902,08°К

ΣMn =0,65+0,775\*0,064=0,7кг

КMn=1.641



Остаточное содержание фосфора в металле:



принимаем:

αр1 =60

тогда:

ΣP=0,123+0,437\*0,011=0,128кг



Остаточное содержание серы в металле:



принимаем:

αs1 = 6

ΔSгф =0,075\*0,048=0,0036кг

ΣS=0,048+0,012-0,0036=0,0564кг



2.12 Расчет количеств удаляемых примесей из металла

Δ[C] =[C]ших-0,904\*[C]=2,981-0,904\*0,126=2,867кг

Δ[Si]=[Si]ших-0,904\*[Si]=0,639-0,904\*0=0,639кг

Δ[Mn]=[Mn]ших-0,904\*[Mn]=0,65-0,904\*0,175=0,492кг

Δ[P]=[P]ших-0,904\*[P]=0,123-0,904\*0,0326=0,094кг

Δ[S]=[S]ших-0,904\*[S]=0,048-0,904\*0,0266=0,024кг

всего:qΣΔ[Σ]=4,116кг

2.13 Расход дутья и продолжительности продувки

Расход кислородного дутья на основе рафинирования определяем как:



где: О2д=99,5% - содержание кислорода в дутье

UO2 =0,9- коэффициент усвоения кислорода дутья ванной

Значения остальных величин определяем предварительным расчетом.

Расход кислорода на окисление углерода находим по формуле:

qO2[C] =αc \* Δ[C]

где: αc=1,46кг

тогда:

qO2[C]=1,46\*2,867=4,186кг

qO2[Σ]=1,14\*[Si]+0,29\*[Mn]+1,29\*[P]=1,14\*0,639+0,29\*0,492+1,29\*

\*0,094=0,992кг

Расход кислорода на образование оксидов железа шлака составит:

qO2Σ[FeO] =10-4 \* qшл \* {30 \* (Fe2O3) + 22,2 \* (FeO)}

следовательно:

qO2Σ[FeO]=10-4\*14,671\*(30\*6,71284+22,2\*13,4331)=0,733кг

В окислительных процессах участвует также кислород извести в виде СО2, количество которого определяем по зависимости:

qО2изв=36,4 \* 10-4 \* qизв \* r \* (CO2)

следовательно:

qО2изв=36,4 \* 10-4 \*8,357\* 0,8 \*9=0,219кг

Поступление кислорода в ванну из других источников определим как :

qО2др=10-2 \* (30 \* qFe2O3др + 22,2 \* qFeOдр)

следовательно:

qО2др =10-2 \* ( 30 \*0,896+ 22,2 \*0,219) =0,317кг

тогда расход дутья составит:



Vд =7 \* qд =7 \*6,002=42,014 м3/т

Определим теперь продолжительность продувки:

Принимаем интенсивность продувки iO2 =4м3/т\*мин



2.14 Масса металла в конце продувки

qFeок =qFeO \*0,78 + qFe2O3 \* 0,7 =1,761\* 0,78 +0,88\* 0,7 =1,99кг

Тогда масса металла составит:

qм=(100+qFeвосст)-(qFeок+qΣΔ[Σ]+qкор+qвыб+qFeл+qлм+qмшл)

qм=(100+0,798)-(1,99+3,751+0,44+2+0,407+0,989+0,8)=90,421кг

2.15 Материальный баланс

Для расчета материального баланса находим количества СО, СО2 и N2 в отходящих газах:

qN2 =10-2\*qд\*N2д

N2д =0,5%

qN2 =10-2 \*6,002\*0,5=0,03кг



Количество газа выделяемого неметаллической шихтой

qСО2 =0,752+0,167=0,919кг

Общее количество газа

qСО2 =0,919+2,09=3,009кг

Баланс сводим в таблицу

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Задано | | Получено | | |
| наименование статьи | количество, кг | наименование статьи | | количество, кг |
| чугун | 75,173 | металл | | 90,421 |
| лом | 24,827 | шлак | | 14,671 |
| известь | 8,357 | выбросы металла | | 2 |
| окатыши | 0,3 | корольки железа в шлаке | | 0,44 |
| дутье кислородное | 6,002 | потери металла с пылью | | 0,407 |
| футеровка | 1 | Газы | СО | 5,32 |
| боксит | 0,8 | СО2 | 3,009 |
|  |  | Н2О | 0,156 |
|  |  | SO2 | 0,0036 |
|  |  | N2 | 0,03 |
| Итого | 116,459 | Итого | | 116,4576 |

невязка:



2.16 Температура металла в конце продувки

Из уравнения теплового баланса находим:



где:

QприхΣ- полный приход тепла кДж

Qрасх1- все статьи расхода тепла, кроме нагрева металла и шлака, кДж

Определяем полный приход тепла:

QприхΣ =Qчугфиз + Q[Σ]хим + Q(ΣFeO)обр + Qшо + Qм.шлфиз + QСОдож [кДж]

Qчугфиз=(qчуг-qм.шл)\*(6,19+0,88\*tчуг)=74,373\*(6,19+0,88\*1300)=85543,1

Q[Σ]хим =14770\*Δ[C]+29970\*Δ[Si]+7000\*Δ[Mn]+21730\*Δ[P]

Q[Σ]хим =14770\*2,867+29970\*0,639+7000\*0,492+21730\*0,094=66983кДж

Q(ΣFeO)обр=10-2\*qшл\*[3707\*(FeO)+5278\*(Fe2O3)]

Q(ΣFeO)обр=10-2\*14,671\*[3707\*13,4331+5278\*6,71284]=12503,6кДж

Qшо =qшл \* [6,28(CaO) + 14,64(SiO2) + 41,84(P2O5)]

Qшо=14,671\*(6,28\*57,2544+14,64\*17,4637+41,84\*1,599)=10007,5кДж

Qм.шлфиз =(1,463\*tчуг-585)\*qм.шл =(1,463\*1300-585)\*0,8=1053,52кДж



QСОдож=10100 \* qCOΣ \*UCO \* Z =10100 \*6,60552\*0,195\*0,795=10342,6кДж

Итого полный приход тепла:

QприхΣ =85543,1+66983+12503,6+10007,5+1053,52+10342,6=186433кДж

Определяем далее расход тепла

QрасхΣ =Qг + Q(ΣFeO)разл + Q(Н2О)исп + Qкарбразл + QFeг + QМвыб + Qпот

где:

Qг = QCO + QCO2 + QN2

Qг =(1,32\*1500-220)\*(5,32+3,009+0,03)=14711,8кДж

Тепло затраченное на полное разложение оксидов железа, составит:

Q(ΣFeO)разл=5278\*qFe2O3+3707\*qFeO=5278\*0,896+3707\*0,219=5540,92кДж

QH2Oисп=(2485+1,88\*tсрг)\*qH2O=(2485+1,88\*1500)\*0,156=827,58кДж

Qкарбразл =40,38 \* qизвСО2 =40,38 \*8,357\*9=3037,1кДж

QFeг=(23+0,69\*tсрг)\*qFeп=(23+0,69\*1500)\*0,407=430,606кДж

Qмвыб=(54,8+0,84\*tм)\*qмвыб=(54,8+0,84\*1629,08)\*2=2846,45кДж

Потери тепла составляют в среднем 2 - 4% от суммарного прихода. Если принять потери тепла равными 2,729%, то получим:

Qпот =0,02729 \* QприхΣ =0,02729\*186433=5087,77кДж

Таким образом суммарный расход тепла составит:

QрасхΣ =32482,3кДж

Определяем температуру металла:

заданная температура металла =1629,08°С



Составим теперь тепловой баланс плавки.

Недостающие статьи теплового баланса определяются как:

Qмфиз= Нмфиз \* qм =(54,8+0,8\*1629,09) \*90,421=122798кДж

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Qшлфиз= Ншлфиз \* qшл =(2,09\*1629,09- 1379) \*14,671=29720,4кДжПриход | кДж | % | Расход | кДж | % |
| физическое тепло чугуна | 85543,1 | 45,884 | физическое тепло металла | 122798 | 66,3771 |
| физическое тепло миксерного шлака | 1053,52 | 0,56509 | физическое тепло шлака | 29720,4 | 16,065 |
| химическое тепло от окисления прим | 66983 | 35,9287 | физическое тепло отходящих газов | 14711,8 | 7,95231 |
| тепло окисления железа | 12503,6 | 6,70675 | разложение оксидов железа | 5540,92 | 2,99508 |
| тепло шлакообразования | 10007,5 | 5,36787 | тепло испарения влаги | 827,58 | 0,44734 |
| тепло дожигания СО | 10342,6 | 5,54762 | тепло на разложение карбонатов | 3037,1 | 1,64167 |
|  |  |  | тепло железа, уносимое газом | 430,606 | 0,23276 |
|  |  |  | тепло выбросов (металла, шлака) | 2846,45 | 1,53862 |
|  |  |  | тепловые потери | 5087,77 | 2,75013 |
| Итого | 186433 | 100 | Итого | 185001 | 100 |

Невязка:



**2.17 Раскисление металла**

Материал - ферромарганец Mn3 (C=6,00: Si=1.0: Mn=78.0: P=0.3: S=0.02: Fe=14.68).

Способ раскисления - в ковше

Определяем расход ферромарганца:



Задаемся [Mn]гот =0,45%

UMn =30%

и находим:



Определяем угар и усвоение ферромарганца:

Углерод

; окисляется



остается 0,012 где 50 % составляет количество углерода, выделившееся за время выпуска.

## Кремний

; окисляется остается 0. Принимаем что кремний окисляется полностью.



# Марганец

; окисляется остается 0,2219 где 30 % составляет количество марганца, окислившееся за время выпуска стали.



## Фосфор

; окисляется 0, т.е. весь фосфор остается в



металле.

## Железо

; не окисляется, остается в металле.



Количество образовавшихся оксидов из ферромарганца.

Σферокс =0,161кг



Σэлем.мфер =0,295кг



Σэл.окфер =0,111кг



Σэлемфер =0,406кг



Количество кислорода из воздуха на окисление элементов ферромарганца:

qO2 = Σферокс -Σэл.окфер =0,161-0,111=0,05кг

2.18 Масса и состав металла после раскисления

Перед раскислением: qм =90,421кг

Вносится ферромарганцем: mFeMn =0,295кг

Готовой стали:

qмгот =90,421+0,295=90,716кг

Состав металла после раскисления, %:



**2.19 Расход металла на всю плавку**

Принимаем степень усвоения извести =0,8

и коэффициент усвоения кислорода =0,9, имеем:

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Чугун | 120,277 | т |
| Лом | 39,723 | т |
| Окатыши | 0,48 | т |
| Известь | 13,371 | т |
| Боксит | 1,28 | т |
| Ферромарганец | 0,65 | т |
| Дутье | 8000 | м^3 |

**Список литературы**

1. Баптизманский В.И. Теория кислородно-конвертерного процесса. М. Металлургия, 1975 с.375
2. Меджибожский М.Я. Основы термодинамики и кинетики сталеплавильных процессов. Киев-Донецк. «Вища школа», 1986 с.279.
3. Бигеев А.М. Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. М. Металлургия, 1982 с.158.
4. Зайков А.М., Лифшиц С.И. Выплавка стали в кислородных конвертерах. Киев, «Техника», 1968.
5. Бигеев А.М., Селиванов В.И. Упрощение расчета плавки стали в кислородных конвертерах (учебное пособие). Магнитогорск. 1989.
6. Югов П.И., Шумов М.М.//Металлург. 1986. №10. С.17-20.
7. Колпаков С.В., Визингер Х., Югов П.И. //Сталь. 1996.№4. С.1-4.
8. Югов П.И., Шумов М.М.//Сталь. 2001. №6. С.50-54