# Содержание

Задание 2

Содержание 3

Введение 4

Производство стали в конвертерах на кислородном дутье 5

Кислородно-конвертерный процесс 5

Конструкция кислородного конвертера 6

Примерный расчет кислородного конвертора 7

Материальный баланс 8

Определение основных размеров конвертера 11

Расчет кислородной фурмы 12

Тепловой баланс 13

Список использованной литературы 18

# Введение

В конвертерах получают сталь из жидкого чугуна путем окисления C, Si, Mn, P и S до заданных пределов, соответствующих составу стали. Окислителем является кислород, содержащийся в воздухе, или технический чистый кислород. Реакции окисления примесей экзотермичны, сопровождаются выделением большого количества тепла, достаточного для нагрева стали до заданной температуры. Таким образом, в конвертерных процессах тепло необходимое для нагрева шихтовых материалов, выделяется в самом материале за счет химических реакций, т. е. за счет эффекта теплогенерации.

Выплавка стали в конвертерах является самым высокопроизводительным способом передела чугуна в сталь. Сущность конвертерного производство стали заключается в продувке жидкого чугуна воздухом (бессемеровский и томасовский процессы) или кислородом (кислородно-конвертерный процесс). Несмотря на высокую производительность конвертеров с воздушным дутьем, не находят широкого распространения главным образом вследствие низкого качества выплавляемого метала и особых требований к составу чугуна. Поэтому конвертеры воздушным дутьем практически вытеснены кислородными.

Кислородно-конвертерный способ производства стали заключается в том, что технически чистый кислород через водоохлаждаемую фурму в виде струи вводят в жидкий чугун сверху. В месте соприкосновения струи кислорода и металла происходит бурное окисление примесей чугуна, что приводит к значительному повышению температуры металла. Значительный избыток тепла дает возможность перерабатывать обычные чугуны с добавкой скрапа железной руды и извести.

# Производство стали в конвертерах на кислородном дутье

Обогащение дутья кислородом увеличивает производитель­ность конвертеров и улучшает качество стали. Ускоренное окис­ление примесей сокращает длительность продувки и улучшает тепловой баланс конвертера: потери тепла зависят от продолжи­тельности передела и количества газов, которое при обогащен­ном дутье уменьшается. В результате этого выявляются резервы тепла, позволяющие вводить охлаждающие добавки — скрап или железную руду и этим резко увеличить производительность по стали.

Полная замена воздушного дутья техническим кислородом могла бы полностью исключить азот из газов и резко снизить со­держание его в стали. Однако при продувке чугуна через днище конвертера техническим кислородом или дутьем высокого обо­гащения окислительные процессы развиваются с такой высокой интенсивностью и с таким большим выделением тепла, что из-за местного перегрева у входа дутья фурмы и днище быстро прогорают и требуют частой замены. В связи с этим обогаще­ние дутья кислородом возможно не более чем до 35%. Продувая чугун воздухом, обогащенным до 30% О2, удается получить сталь с концентрацией азота 0,008—0,005%, близкую по качест­ву к мартеновской. Полное исключение азота из дутья возмож­но путем применения кислорода в смесях с водяным паром или двуокисью углерода. Диссоциация Н2О и СО2 способствует пог­лощению избытка тепла и предупреждает местный перегрев, со­храняя фурмы и днище от преждевременного износа. Азот в стали таким путем снижается до содержания ~0,002%. Хорошо удаляются фосфор и сера. Продувка чугуна газовыми смесями распространена на ряде европейских заводов.

# Кислородно-конвертерный процесс

Идея окисления чугуна кислородом сверху возникла при об­дуве металла в ковше в 1934 г. А. И. Мозговым. В промышлен­ном масштабе она была осуществлена на заводах Австрии в Линце и Донавице в 1952—1953 гг. С тех пор доля стали, вы­плавленной в кислородных конвертерах, непрерывно возрастает. Способ заключается в обработке жидкого чугуна в глуходонных конверторах кислородом, подаваемым при высоком давлении (800—1200 кН/м2) вертикальной фурмой, введенной через гор­ловину (рис.1).

Применение технического кислорода делает процесс незави­симым от состава чугуна; даже при малом содержании одного или нескольких элементов, дающих наибольший приход тепла (Si, Мn, Р), можно конвертировать чугун в сталь. Основная фу­теровка и основные шлаки позволяют успешно перерабатывать чугун с повышенным содержанием фосфора и серы. Кислородно-конвертерным способом перерабатывают чугун любого состава, однако наиболее выгодно следующее содержание примесей: 3,7—4,4% С; 0,3—1,7% Si; 0,4—2,5% Мп; 0,3% Р; 0,03—0,08% 5. Возможность конвертерного передела мартеновского чугуна по­зволяет упростить доменное производство данного завода вы­плавкой одного вида чугуна для двух передельных цехов. Чугун с содержанием 0,2—0,3% фос­фора продувают с промежуточ­ным сливом и наводкой нового шлака. Коли­чество добавляемого скрапа опре­деляется содержанием кремния и марганца в чугуне и его темпе­ратурой; оно достигает 25—30% от массы чугуна. Железная руда, применяемая как охладитель, должна содержать менее 8 % Si. Расход извести составляет до 9 % от массы металлической шихты.

Конвертеры новой конструкции имеют так называемую «тигельную» форму, т. е. делаются без разъ­емов. Цапфами, закрепленными на корпусе секторами или коль­цом, конвертор опирается на станины. Для поворачивания 100-тонного конвертора ставят два электродвигателя. Мощность каждого электродвигателя равна 95 кВт. Футеровка кислородного кон­вертора — двухслойная: слой, примыкающий к кожуху, изготов­лен из магнезитового кирпича и служит несколько лет, внутрен­ний слой, рабочий, заменяемый при каждом ремонте, выполнен из смолодоломитового или смолодоломитомагнезитового кирпича и выдерживает до 600 плавок.

Кислородное дутье подают вертикальной водоохлаждаемой фурмой, которую можно перемещать по высоте. Она состоит из трех коаксиально сваренных труб. По внутренней трубе пода­ется кислород, по наружным — подводится и отводится охлажда­ющая вода. Формирование кислородной струи производится медной головкой с одним или несколькими соплами. Сопло Ла-валя позволяет подавать кислород со скоростью более 500 м/с.

Изменяя расстояние от фурмы до поверхности ванны, управляют глубиной внедрения струи и образования зоны контакта ее со шлаком и металлом. Окислительные процессы в шлаке и на гра­нице шлак — металл регулируют изменением расхода кислоро­да. В реакционной зоне возникают высокие температуры, достигающие 2200—2400° С. Они вызывают испарение железа и его окисление в газах с выделением из конвертера бурого дыма. По этой причине из газов кислородных конвертеров необходимо улавливать пыль, состоящую из окислов железа.

Кислородно-конвертерный цех состоит из четырех пролетов — загрузочного, конвертерного и двух разливочных. Разливочные пролеты современных цехов имеют машины литья заготовок (МНЛЗ).

Кислородно-конвертерный процесс по химизму не отличается от бессемеровского и томасовского. Здесь также сначала окис­ляется железо, образующаяся закись железа растворяется в ме­талле, переходит в шлак, образуя железистый шлак, и окисляет примеси чугуна. Высокое давление дутья [(9,8—11,7)∙105 кН/м2] и его сильное окислительное воздействие в малой по объему реакционной зоне с высокими температурами создают условия для одновременного или практически одновременного окисления при­месей, чугуна (51, Мп, С). Периоды окисления отдельных эле­ментов, типичные для донной продувки чугуна воздухом, здесь выражены слабо (рис. 226). Окисление кремния заканчивается за первые 3—5 мин. Марганец окисляется одновременно, однако с меньшей полнотой, а затем частично вновь восстанавливается из шлака.

Важная особенность кислородно-конвертерного процесса — возможность окисления фосфора вскоре после подачи кислорода и дальнейшее усиление дефосфорации. Это объясняется быстрым образованием необходимого известково-железистого шлака. Окисление углерода также начинается сразу после начала подачи дутья. Средняя скорость выгорания углерода составляет 0,4—0,5% с/мин. Интенсивное выделение газовых пузырей под­нимает уровень расплавов и создает режим заглубленной струи. Десульфурация происходит в менее благоприятных условиях, чем дефосфорация, но успешнее, чем при донном воздушном дутье, достигая 40%, причем до серы переходит в газы в ви­де SО2.

Возможность быстрого образования основного шлака в на­чале продувки позволяет успешно перерабатывать фосфористые чугуны, получая годные для удобрения шлаки, богатые *Р2Оз.* Один из способов состоит в применении кусковой извести. В кон­верторе оставляют конечный шлак предыдущей плавки, добав­ляют к нему до *1/5* общего расхода извести, продувают, вводя постепенно еще 20—25% СаО и железную руду. В слитом пос­ле этого шлаке оказывается не менее 20% *Р2О5.* Продолжая про­дувку, добавляют скрап, остальное количество извести и желез­ную руду. По другому способу (ОLP) известь в виде порошка вдувают через кислородную фурму. Железную руду загружают перед продувкой и после слива промежуточного шлака. Во вто­ром периоде добавляют скрап (охладитель), остальную известь и необходимое количество железной руды.

Применение технического кислорода резко улучшает качест­во конвертерной стали, прежде всего по азоту, концентрация ко­торого снижается до 0,007—0,002%. Механические свойства кислородно-конвертерной стали приближаются к свойствам мар­теновской стали и даже превышают их.

В настоящее время освоена выплавка кислородным конвер­тированием малоуглеродистой (кипящей и спокойной), рельсо­вой, низколегированной, динамной, трансформаторной, судостро­ительной, электротехнической и других сталей.

Тепловой баланс передела позволяет перерабатывать большие количества скрапа и использовать железную руду, что повыша­ет технико-экономическую эффективность кислородно-конвер­терного производства. С увеличением емкости конвертеров до 300—350 т эффективность производства увеличивается. Расход на передел кислородно-конвертерным процессом — низкий, ос­новная доля в себестоимости стали — стоимость материалов; строительство и ввод в действие конвертеров и конвертерных цехов осуществляется в более короткие сроки и значительно де­шевле мартеновских. Эти особенности определили на ближай­шее время кислородно-конвертерное производство — основным направлением развития сталеварения.

# Примерный расчет кислородного конвертора

Рассчитать конвертер емкостью *G =* 150 т при продув­ке металла техническим кислородом (99,5 % О2+0,5 % N2) сверху. Шихта содержит 77 % чугуна и 23 % скрапа, состав которых и стали перед раскислением следующий:

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
|  | C | Si | Mn | P | S |
| чугун (77%) | 3,8 | 1,0 | 0,9 | 0,2 | 0,05 |
| скрап (23%) | 0,1 | - | 0,5 | 0,04 | 0,04 |
| средний состав шихты | 2,759 | 0,72 | 0,763 | 0,033 | 0,045 |
| сталь перед раскислением | 0,1 | - | 0,04 | 0,01 | 0,025 |

Расход футеровки (периклазошпинелидный кирпич) примем равным 0,25 % массы садки.

Расчет конвертера включает:

1. расчет материального баланса;
2. расчет основных размеров конвертера;
3. рас­чет кислородной фурмы;
4. расчет теплового баланса

## Материальный баланс

Угар примесей определим как разность между средним содержанием элемента в шихте и в стали перед раскис­лением (расчет проводим на 100 кг шихты).

Теперь определяем конечный состав шлака.

В соответствии с практическими данными примем, что содержание FeO и Fe2 O3 в конечном шлаке соответственно равно 15 и 5%.Тогда масса шлака без оксидов железа равна 80 % или согласно предыдущей таблице 10,379, а общая масса шлака *L*шл = 10,379/0,8=12,974 кг.

Масса оксидов железа в шлаке равна 12,974 - 10,379 = 2,595 кг, из которых 0,649 кг Fe2O3 b 1.946 или FeO.

Таким образом, состав конечного шлака следующий:

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
|  | SiO2 | CaO | MgO | Al2O3 | Cr2O3 | S | MnO | P2O5 | Fe2O3 | FeO |
| кг | 1,8865 | 6,623 | 0,446 | 0,3705 | 0,03 | 0,0286 | 0,933 | 0,0613 | 0,649 | 1,946 |
| % | 14,54 | 51,05 | 3,44 | 2,86 | 0,23 | 0,22 | 7,19 | 0,47 | 5,00 | 15,00 |

Окислится железа, кг:

До Fe2O3…0.649-0.197=0.452

До FeO…1,946

Здесь 0,197 кг – количество Fe2O3, поступающее из различных источников.

Поступит железа из металла в шлак

1,946∙56:72+0,452∙112:160=1,514+0,319=1,833 кг.

Выход годного составит

100-5,645-0,5-1,0-1,833=91,022 кг

где 5,645 – угар примесей,кг;

0,5 – количество железа, уносимого со шлаком, кг;

1,0 – потери железа с выбросами, кг;

1,833 – потери железа на образование окислов железа в шлаке, кг.

Расход кислорода на окисление железа (определяем как разность между массами окисла и исходного элемента):

(1,946-1,514)+(0,649-0,319)=0,762 кг

Расход кислорода на окисление всех примесей

5,607+0,762=6,369 кг.

Принимая коэффициент усвоения подаваемого в ванну кислорода равным 0,9, определим необходимое количество технического кислорода на 100 кг садки

6,369∙22,4/(0,995∙0,9∙32)=4,98 м3.

Расход кислорода на 1 т садки равен 49,8 м3/т.

Количество подаваемого азота равно

4,98∙0,005=0,025 м3 или 0,031 кг.

Количество неусвоенного кислорода

(4,98-0,025)∙0,05=0,248 м3 или 0,354 кг.

Масса технического кислорода равна

6,369+0,031+0,354=6,754 кг.

## Определение основных размеров конвертера

Внутренний диаметр *D*вн конвертера и глубина жидкой ванны в спокойном состоянии *h* и общая высота *H1* зависят от его садки (рис. 2):

|  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Садка, т | 50 | 100 | 150 | 200 | 250 | 300 |
| *D*вн | 3,3 | 4,2 | 4,93 | 5,5 | 6,2 | 6,9 |
| *h* | 1,1 | 1,4 | 1,5 | 1,6 | 1,7 | 2,0 |
| *H1* | 1,55 | 1,47 | 1,4 | 1,3 | 1,22 | 1,25 |

Толщину футеровки конвертера обычно принимают: конусной части 508-888 мм ; цилиндрической части 711-990 мм; днища 748-1120 мм.

В соответствии с приведенными рекомендациями выбираем *D*вн=4,93 м и *Н*1/*D*вн=1,4. Тогда высота рабочего пространства равна

*Н*1=4,93∙1,4=6,9 м.

Диаметр горловины принимаем равным

*Dr*=0,55*D*вн=0,55∙4,93=2,7 м

Высота горловины при угле ее наклона *а*=60° равна

*Нr*=(*D*вн-*Dr*)tg60°=0,5(4,93-2,7)1,732=1,93 м.

Объем конвертера находим по упрощенной формуле

 м3.

Принимая толщину футеровки днища равной δф=1 м и толщину кожуха δкож=0,03 м, определим общую высоту конвертера

*Н*=6,9+1,0+0,03=7,93 м.

Наружный диаметр конвертера при средней толщине футеровки стен δф.ст=0,85 м и толщине кожуха δкож=0,03 м равен

*D*нар=4,93+2∙0,85+2∙0,03=6,69 м

##

## Расчет кислородной фурмы

При расчете материального баланса было найдено, что расход технического кислорода на 1т садки должен быть равен 49,8м3.общий расход кислорода на садку 150т должен быть равен

49,8∙150=7470 м3.

Принимая интенсивность продувки равной 8,38∙10-5 м3 /(кг∙с) найдем, что расход кислорода равен

8,33∙10-5∙150∙103=12,5 м3/с.

Тогда продолжительность продувки равна

7470:12,5=597,6 с (9,96 мин).

Длительность паузы между продувками примем равной 1080 с (18 мин).Тогда общая продолжительность цикла равна

597,6+1080=1678 с (27,96 мин).

Массовый расход технического кислорода на садку 150т равен

6,754:100∙150∙103=10131 кг

здесь 6,754 кг-масса технического кислорода, расходуемого на 100кг садки, заимствована из материального баланса, а его секундный расход

 10131:9,96:60=16,95 кг/с.

Далее, задаваясь величиной давления технического кислорода в цехе, определяем давление кислорода перед фурмой. Затем производим расчет сопла. При многосопельной фурме расход кислорода делим на число сопел.

Для упрощенных расчетов диаметра цилиндрического сопла шестисопельной фурмы можно воспользоваться формулой Б. Л. Маркова

*d*=7.13∙103 мм,

где *v*ф – расход кислорода на фурму, м3/с

## Тепловой баланс

Приход тепла:

1. Тепло, вносимое чугунами (*t*ч=1300°С):

*Q*ч=*GD*ч[*с*чтв*t*пл. ч+*L*ч+*с*чж∙(*t*ч-*t*пл. ч)]

*Q*ч =150∙103∙0,77∙[0,745∙1200+217,22+0,837∙(1300-1200)]=138,013 ГДж/,

где *D*ч=0,77 – доля чугуна в шихте;чтв=0,745 кДж – средняя удельная теплоемкость твердого чугуна в интервале температур 0 1200°С; *с*чж=0,837 кДж – средняя удельная теплоемкость жидкого чугуна в интервале температур 1200 1300°С; *L*ч=217,72 кДж/кг – скрытая теплота плавления чугуна; *t*ч= 1300°С – температура заливаемого чугуна; *t*пл. ч=1200 – температура плавления чугуна; *G=*150∙103 - емкость конвертера.

1. Тепло, вносимое скрапом (*tск*=20°С):

*Q*ск=*с*ск∙*D*ск∙*G∙t*ск

 *Q*ск=0,469∙150∙103∙0,23∙20=0,342 ГДж

где *с*ск=0,469 кДж – удельная теплоемкость скрапа при *t*ск=20°С; *D*ск=0,23 – доля скрапа в шихте;

1. Тепло экзотермических реакций.
2. Расход шлакообразования:

SiO2→(CaO2)SiO2… 0,01543∙150∙10∙28:60∙2,32=5369,142

P2O5→(CaO)3P2O5∙CaO… 0,00053∙150∙10∙142∙4,71=372,166

здесь первая колонка – доля оксида; третья и четвертая – молекулярные массы элемента и соединения соответственно; пятая – тепловые эффекты реакции шлакообразования, МДж/кг (табл. данные).

Расход тепла

1. Физическое тепло стали:

*Q*ст=*D*ст*∙G*[*с*сттв∙*t*пл ст+*L*ст+*с*стж(*t*ст-*t*пл ст)]

*Q*ст=0,91022∙150∙103[0,715000+272б16+0,837(1600-1500)]=191,946 ГДж

*D*ст=0,91022 – выход стали (см мат. баланс); *с*стТВ=0,7 кДж/(кг∙К) – удельная теплоемкость твердой стали, средняя в интервале температур 01500°С; *с*стж= 0,837 кДж/(кг∙К) – удельная теплоемкость жидкой стали, средняя в интервале температур 15001600°С; *t*пл ст=1500°С – температура плавления стали; *L*ст=272,16 кДж/кг – скрытая теплота плавления стали.

1. Физическое тепло стали, теряемое со шлаком:

 *Q*ст\_шл = 0,005-150-103[0,7-1500+272,16+0,837(1600-1500)]=1,054 ГДж

где 0,005 – потери металла со шлаком.

3. Физическое тепло шлака:

*Q*шл = 0,12974-150-103 (1,25-1600+209,35)=42,996 ГДж.

где 0,12974 – получено шлака, кг (см. мат. баланс); 1,25 кДж/(кг∙К) – теплоемкость шлака, средняя в интервале температур 15001600°С; 209,35 кДж/кг – скрытая теплота плавления шлака.

4. Тепло, уносимое газообразными продуктами реакций с температурой *tух*= 1550 °С

*Q*ух = 0,0558∙150∙103∙2397,543=20,067 ГДж

*i*CO+SO... (0,1384 + 0,0002) 3545,34 = 491,384

*i*CO... 0,8006∙2200,26 =.1761,308

*i*HO... 0,012-2758,39 = 33,107

*i*O... 0,0444·2296,78 = 101,977

*iN*… 0,0045·2170,55 = 9,767

*i*ух1550= 2397,543 кДж/м3

Энтальпия газов при *tух*=1550°С определяют по таблице

5. Тепло, теряемое с уносимыми частицами Fe2O3

*Q*FeO=0,02143·150·103(1,23·1600+ 209,36)= 7,0 ГДж

0.02143 - Fe2O3 в дым.

6. Потери тепла излучением через горловину конвертера:

во время продувки:

*Q*изл. 1=5,7 ГДж

во время паузы:

*Q*изл. 2=5,7 ГДж

Суммарные потери тепла излучением:

*Q*изл=2,4+3,48=5,88 ГДж

7. Тепло, аккумулируемое футеровкой конвертера.

 Во время паузы внутренние слои футеровки конвертера ох лаждаются, отдавая тепло излучением через горловину, а во время продувки снова нагреваются, аккумулируя тепло. Расчет этой величийы проводят методом конечных разно­стей.

Для упрощения расчетов принимаем, что температура внутренней поверхности футеровки и толщина последней везде одинаковы (δнач= 0,9 м для новой и δкон=0,45 м для изношенной футеровки). Поскольку наибольшие поте­ри будут при тонкой футеровке, принимаем в расчете, что периклазошпинелидная футеровка имеет толщину δф= =0,45 м.

В первом приближении принимаем распределение тем­пературы по толщине футеровки в конце периода продув­ки линейным, причем *t*вн=1500°С, а *t*нар=400°С. Тогда при средней температуре футеровки *t*ф=0,5 (1500+400)=950°С. Коэффициент теплопроводности периклазошпинелидной футеровки равен λФ=4,17-0,0011∙950=3,125 Вт/(м·К).

Плотность периклазошпинелидной футеровки *ρ*ф=3150 кг/м3, удельная теплоемкость *с*ф=920 Дж/(кг·К), коэффициент температуропроводности α=3,125/(3150·920)=1,0·103 м2/с.

Разобьем футеровку на 25 элементарных слоев, каждый из которых имеет толщину:

*x*ср=0,45/25 = 0,01 8

Продолжительность элементарного интервала времени

∆*τ*=(∆*x)2/2*α

∆*τ=x*ф2/2αф=0,0182/2·1,0·10-6 = 162 с.

Число элементарных интервалов времени: в период продувки *k*1=597,6/162=3,69≈4; в период паузы *k*2=1080/162=6,67≈7.

В период продувки температура внутренних поверхно­стей футеровки неизменна и равна 1500 °С. В течение пау­зы температура внутренней поверхности футеровки уменьшается за счет потерь тепла излучением.

Находим коэффициент теплоотдачи излучением

αизл=Вт/(м2·К),

где площадь внутренней поверхности футеровки конверте­
ра определяем по формуле

Fвн*=*π*D*внН1*+*π*Dвн2*/4=3,14·4,93·6,9+3,14·:4,932/4=125,9 м2

Коэффициент теплоотдачи конвекцией от наружной по­верхности футеровки конвертера находим по формуле

α=10+0,06*t*ст

Принимаем среднюю температуру наружной поверхности равной 300 °С

αконв= 10+0,06·300 = 28 Вт/(м2·К)

Начальное распределение температуры находим в со­ответствии с принятым линейным распределением темпе­ратуры по толщине футеровки в ло, аккконце периода продувки.

Тепло, аккумулированное футеровкой конвертера

*Q*акк = *Vфρ*ф*с*ф(*t*фкон-*t*фнач) = 22,66231 50 920 (1220,3-1196,4)=1,38 ГДж

здесь *V*ф=Fвн·10*x*=125,9·10·0,018=22,662 м3

*t*=°С

*t*°С

8. Потери тепла теплопроводностью через футеровку

*Q*тепл=

Fнар – площадь наружной поверхности стены, м2

*Q*тепл=(3,14·6,69·7,93 + 3,14·6,692/4)· *х·*597,6=0,85 ГДж.

9. Потери тепла на охлаждение кислородной фурмы

Принимая внешний диаметр фурмы равным *d=0,2* м, глубину ее опускания 5,8 м, а величину потока тепла на фурму *q*=348,9 кВт/м2, определяем потери тепла с охлаждающей водой:

*QФ*= 348,9·103·3,14·0,2·5,8 ·597,6=0,76 ГДж

Результаты расчетов теплового баланса конвертера представим в виде таблицы. Как следует из таблицы, имеется некоторый избыток прихода тепла (1,846 ГДж или 0,68%). Это при­ведет к некоторому увеличению температур металла, шлака и фу­теровки. В противном случае (недостаток тепла ) расчет следует повторить, предусматривая меры для увеличения проходной части баланса.

Тепловой баланс конвертера

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| статья прихода | ГДж (%) | статья расхода  | ГДж (%) |
| Физ. теплочугунаскрапаТепло экзотермических реакцийТепло шлакообразованияИтого | 138,013 (50,48)0,324 (0,12)129,300 (47,30)5,741 (2,10)273,378 (100,0) | Физ. теплосталистали, теряемой со шлакомшлакаТепло, уносимое газамиТепло, уносимое частицами Fe2O3Потери тепла излучениемТепло, аккумулированное кладкойТепло, теряемое теплопроводностьюТепло, теряемое с охлаждающей водойИзбытокИтого  | 191,946 (70,21)1,054 (0,39)42,996 (15,73)20,067(7,34)7,00 (2,56)5,48 (2,00)1,38 (0,50)0,85 (0,31)0,759 (0,28)1,846 (0,68)273,378 (100,0) |

# Список использованных источников

1. Металлургическая теплотехника. В 2-х томах. 1. Тепловые устройства в черной металлургии: Учебник для вузов/Филимонов Ю. П., Старк С. Б., Морозов В.А. – М.: Металлургия, 1974, 520 с.