

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Лысьвенский филиал федерального государственного бюджетного
образовательного учреждения высшего образования
«Пермский национальный исследовательский политехнический университет»

Кафедра Технических дисциплин
Направление подготовки 22.03.02 «Металлургия»
направленность (профиль) «Металлургия черных металлов»

Допускается к защите
Зав. кафедрой
_____/Д.С. Балабанов/
«_____» _____ 2019 г.

ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА

на тему: «Разработка технологического процесса выплавки жаропрочной стали».

Студент _____ / Блинов С.Ю. /

Состав ВКР:

1. Пояснительная записка на _____ стр.
2. Графическая часть на _____ листах.

Руководитель _____ / Гусельникова Л.Н. /

Лысьва, 2019г.

Реферат

Данная выпускная квалификационная работа состоит из введения, 2 глав, заключения, списка литературы.

Выпускная квалификационная работа изложена на 47 страницах, содержит: 1 рисунок, 23 таблицы.

Объектом исследований является жаропрочная релаксационная сталь марки 30ХМ, а предметом исследования является разработка технологии кислородно-конвертерной плавки комбинированного дутья.

В данной работе приведен аналитический обзор литературных источников. Рассмотрены химический состав выплавляемой стали, механические свойства, основные эксплуатационные свойства, область применения.

Для выплавки данной стали выбран и рассмотрен плавильный агрегат - кислородный конвертер 150 тонн.

Содержание

Содержание	3
Введение.....	4
1. Общий раздел.....	5
1.1- Жаропрочная релаксационная сталь	5
1.2- Кислородный конвертер.....	9
1.3- Кислородно-конвертерный процесс	11
2. Технологический раздел.....	14
2.1- Разработка технологического процесса выплавки стали 30ХМ.....	14
2.2- Составление и расчет шихты.....	19
2.2.1-Расчет материального баланса плавки.....	19
2.2.2-Расчет количества раскислителей	27
2.2.3-Расчет количества легирующих элементов	Ошибка! Закладка не определена.Ошибка! Закладка не определена.
2.2.4-Расчет теплового баланса плавки.....	40
2.3- Определение основных размеров конвертера.....	44
Заключение	46
Список литературы	47

Введение

Цель выпускной квалификационной работы состоит в разработке технологического процесса выплавки жаропрочной стали в кислородном конвертере

Для чего необходимо решить следующие задачи:

- исследовать химический состав жаропрочной стали;
- выбрать агрегат для выплавки жаропрочной стали;
- рассмотреть существующие методы выплавки жаропрочной стали;
- рассчитать состав шихты плавки;
- рассчитать количество легирующих элементов;
- рассчитать материальный баланс плавки.

Объектом исследования данной работы является жаропрочная релаксационная сталь марки 30ХМ, а предметом изучение технологии выплавки этой стали.

Актуальность темы исследования обуславливается необходимостью разработки технологии выплавки жаропрочной стали.

									Лист
									4
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ				

1. Общий раздел

1.1- Жаропрочная релаксационная сталь 30ХМ ГОСТ 4543-71

Основная задача металлургического производства стали – это получение заданного химического состава стали по содержанию углерода и легирующих элементов, а также обеспечение требуемого качества стали, т.е. снижение содержания вредных примесей (основные *S* и *P*), газов (основные O_2 и H_2) и неметаллических включений .

Конструкционные и жаропрочные стали нашли очень широкое применение. Они давно используются в колоссальных количествах во всех, без исключения, отраслях народного хозяйства. Они используются при производстве стальных конструкций, , а также при производстве различных деталей машин и механизмов, работающих в самых разнообразных условиях.

Такое распространение обусловлено тем, что сталь – это жесткий материал, имеющий устойчивые характеристики во времени. Однако стали, имеющие различный химический состав, также имеют и различные характеристики и свойства. Поэтому крайне важно определить все условия, в которых будет использоваться материал для точного и правильного определения его марки.

Жаропрочные стали делят на релаксационные, низколегированные и высоколегированные. Сталь 30ХМ является жаропрочной низколегированной релаксационностойкой сталью. В своем составе она имеет 0,80-1,10% хрома и 0,15-0,25% молибдена. Добавка такого элемента как хром увеличивает коррозионную стойкость стали, и стойкость к износу. В свою очередь молибден способствует повышению упругости, предела прочности и также улучшает стойкость к коррозии.

Есть еще одна немаловажная функция молибдена как легирующего элемента — он делает состав стали более равномерным.

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						5
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

Релаксационная стойкость – это сопротивление материала самопроизвольному снижению напряжений во времени при неизменной деформации.

Релаксация – это одно из самых неприятных свойств стали. В случае использования в производстве стали, которая не имеет достаточно высокого сопротивления к релаксации – это может привести к непредвиденному ослаблению напряженного элемента и, впоследствии, к ослаблению всей конструкции.

Сталь 30ХМ имеет высокое сопротивление релаксации, а значит, что с течением времени напряжение в этой детали не будет падать.

Также сталь 30ХМ является жаропрочной, что позволяет использовать ее при длительном воздействии высоких температур (до 450-500 градусов Цельсия).

Чаще всего сталь 30ХМ используются для производства валов турбин, шестерен, шпинделей и других деталей, работающих в условиях больших знакопеременных нагрузок.

Химический состав выплавляемой стали 30ХМ

Химический состав стали 30ХМ указан в таблице 1.1

Таблица 1.1. – Химический состав жаропрочной стали 30ХМ

	Массовая доля элементов, %								
	C	S	P	Mn	Si	Cr	Ni	Cu	Mo
30ХМ	0.26- 0.33	до 0.035	до 0.035	0.4- 0.7	0.17- 0.37	0.8- 1.1	до 0.3	до 0.3	0.15- 0.25

Технологические свойства материала 30ХМ

Технологические свойства указаны в таблице 1.2

Таблица 1.1.2. – Технологические свойства стали 30ХМ

Свариваемость:	Ограниченно свариваемая
Флокеночувствительность:	малочувствительна
Склонность к отпускной хрупкости:	не склонна

Механические свойства.

Механические свойства указаны в таблице 1.3

Таблица 1.1.3. – Механические свойства стали 30ХМ

Сортамент	Размер	σ_B	σ_T	δ_5	Ψ	КСУ	Термообработка
	мм	МПа	МПа	%	%	кДж/м	
Прутки ГОСТ 4543-71	до 15	930	735	11	45	780	Закалка 880°С, масло, Отпуск 540°С, вода,
Поковки ГОСТ 8479-70	100-300	550	300	18	45	490	Отжиг 860 - 880°С,
Поковки	до 100	600	350	16	45	400	Нормализация 860°С,
Твердость 30ХМ после отжига, ГОСТ 4543-71							НВ 10 ⁻¹ = 229 МПа

σ_B - Предел кратковременной прочности , [МПа]

σ_T - Предел пропорциональности (предел текучести для остаточной деформации), [МПа]

δ_5 - Относительное удлинение при разрыве , [%]

Ψ - Относительное сужение , [%]

КСУ - Ударная вязкость , [кДж / м²]

НВ - Твердость по Бринеллю , [МПа]

Оптимальный режим термообработки стали 30ХМ.

Закалка 880°С, масло, высокий отпуск 540°С, вода или масло.

Закалка – термическая обработка, в результате которой в сплаве образуется неравновесная структура. Конструкционные и инструментальные стали закалывают для упрочнения.

После закалки на мартенсит и высокого отпуска свойства легированных сталей определяются концентрацией углерода в мартенсите. Чем она выше, тем больше твердость и прочность, ниже ударная вязкость. Таким образом, задача закалки — получение структуры мартенсита с максимальным процентным содержанием углерода.

Критические температуры для стали 30ХМ:

$$A_{c3} \text{ } ^\circ\text{C} = 807 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$A_{c1} \text{ } ^\circ\text{C} = 757 \text{ } ^\circ\text{C}$$

При нагреве до температуры 757 °С структура сплава остается постоянной – перлит. Как только пройдена точка A_{c1} на границах зерен перлита начинает зарождаться аустенит. В нашем случае мы имеем полную закалку, т.к. температура превышает A_{c3} , то весь перлит переходит в аустенит. Таким образом, нагрев до 880 °С мы получили однофазную структуру-аустенит, при этом при повышении температуры после 807 зерно растет.

Для получения мартенситной структуры необходимо переохладить аустенит до температуры мартенситного превращения, следовательно, скорость охлаждения должна превышать критическую. Такое охлаждение наиболее просто осуществляется погружением закаливаемой детали в жидкую среду (вода или масло), имеющую температуру 20-25°С В результате такой обработки получается теплостойкий мартенсит, с некоторым количеством остаточного аустенита.

Отпуск при 540 °С.

Отпуск– термическая обработка, в результате которой в предварительно закаленных сталях происходят фазовые превращения, приближающие их

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						8
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

структуру к равновесной.

Сталь 30ХМ подвергается отпуску при $t = 540^{\circ}\text{C}$ — высокий отпуск. При этом надо учитывать, что при температурах отпуска более 500 градусах охлаждение производят в воде.

Применение стали 30ХМ

Диапазон применения стали 30ХМ очень широк. В станкостроительной отрасли она используется как основной материал для изготовления всевозможных шестерен, валов, ответственных крепежных изделий.

В энергетике из нее изготавливаются детали турбин и компрессорного оборудования, работающих при температурах до $+500^{\circ}\text{C}$. Детали и узлы всевозможной запорной арматуры, для топливных и других трубопроводов тоже могут изготавливаться из стали 30ХМ.

Сортамент этой стали включает в себя:

- круг 30ХМ и трубы из нее;
- валы и фланцы;
- роторы и диски паровых турбин;
- фасонный прокат;
- прутки калиброванный и шлифованный;
- полосы и поковки.

1.2-Кислородный конвертер

Конвертером принято называть большую стальную реторту, футерованную огнеупором. Вместимость современных конвертеров достигает 150...350 т. Конвертер имеет цилиндрическую часть, отъемное, легко заменяемое днище и конусообразную горловину. Конвертер может наклоняться, что необходимо для его обслуживания (заливки исходного чугуна, взятия проб, разливки готовой стали и т.д.).

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						9
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

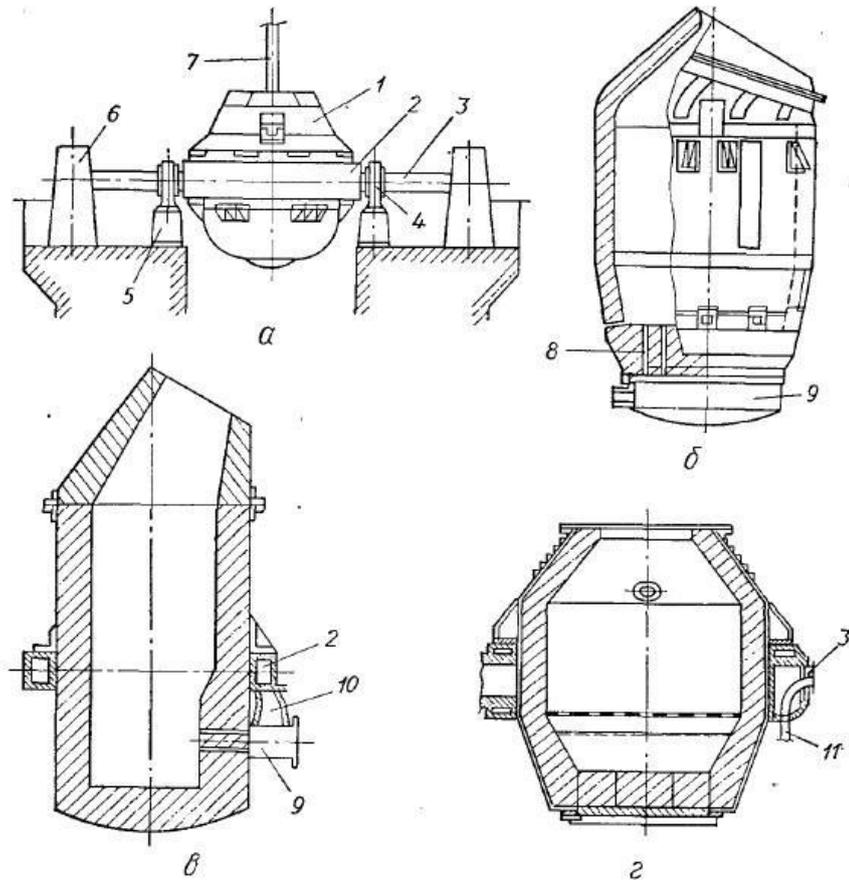


Рисунок 1.2.1 - Устройство конвертеров

Конвертерный агрегат (рис. 1) состоит из реторты 1, опорного кольца 2, цапф 3, поворотных подшипников 4, станин 5, механизма поворота 6.

В конвертеры верхнего кислородного дутья через горловину вводится водоохлаждаемая фурма для подачи кислорода 7 (рис. 1, а),

В конвертерах донного воздушного дутья воздух подводится- через полую цапфу, воздухопровод, воздушную коробку 9 и сопла в днище 8 (рис. 1,б).

При боковом дутье окислительный газ через полую цапфу и полое опорное кольцо 2 попадает в патрубок 10, а затем в воздушную коробку 9, из которой через сопла в стенке конвертера подается на поверхность (или в поверхностные слои) ванны (рис. 1, в).

Изм.	Лист	№	Подпись	Дата

1.3-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 конвертерах кислородом, подаваемым при высоком давлении (800-1200 кН/м²) вертикальной фурмой, введенной через горловину.

Применение технического кислорода делает процесс независимым от состава чугуна; даже при малом содержании одного или нескольких элементов, дающих наибольший приход тепла (Si, Mn, P), 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%. 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.

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 плавов.

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 -

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						11
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

подводится и отводится охлаждающая вода. Формирование кислородной струи производится медной головкой по нескольким соплам. Сопло Лаваля позволяет подавать кислород со скоростью более 500 м/с.

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 (Si, Mn, C). 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 сера переходит в газы в виде SO₂.

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

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						12
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

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.

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						13
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

2. Технологический раздел

2.1 Технология плавки

Наиболее простым и самым распространенным вариантом конвертерных процессов является проведение плавки в одношлаковом (моношлаковом) режиме. Это возможно при содержании фосфора в чугунах $<0,2-0,3\%$, т. е. при переделе низкофосфористых чугунов. В этом случае технологический цикл обычно состоит из нескольких операций, продолжительность которых приведена ниже, мин:

Завалка лома	3-4
Заливка чугуна	3-4
Продувка	20-25
Взятие пробы, ожидание анализа	3-4
Слив (выпуск) металла	5-10
Слив шлака	1-2
Осмотр и подготовка конвертера к очередной плавке, в т. ч. торкретирование	0-5
Общая длительность цикла (плавки)	25-50

Продолжительность отдельных операций и цикла (плавки), не зависит от вместимости конвертера. Это объясняется тем, что по мере повышения вместимости конвертера повышается интенсивность дутья ($4-5 \text{ м}^3/\text{т-мин}$) и совершенствуется оборудование, позволяющее уменьшить продолжительность таких операций, как завалка лома, заливка чугуна и т.д.

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

Плавка начинается с загрузки в конвертер лома.

1.Завалку лома осуществить в наклонном положении конвертера при

помощи совка, объем которого и грузоподъемность обслуживающего его крана принимается так, чтобы весь лом был подан в одном совке, т. е. загрузку осуществить в один прием. Подача лома в нескольких совках увеличит продолжительность завалки и плавки в целом, следовательно, снизит производительность. При одновременном потреблении нескольких видов лома, во избежание разрушения футеровки, в первую очередь загрузить легковесный, а затем тяжеловесный. Равномерное распределение лома на днище достигнуть наклоном конвертера в противоположную от загрузки сторону. Затем из заливочного ковша с помощью мостового крана через горловину наклоненного конвертера залить жидкий чугун.

2. Заливка чугуна в требуемом количестве, известного химического состава и температуры осуществить в один прием при помощи чугуновозных ковшей соответствующей вместимости. После заливки чугуна конвертер поворачивают в вертикальное рабочее положение.

3. В полость конвертера ввести фурму, включить подачу кислорода. Затем загрузить первую порцию шлакообразующих (известь необходимую для связывания фосфора, плавиковый шпат).

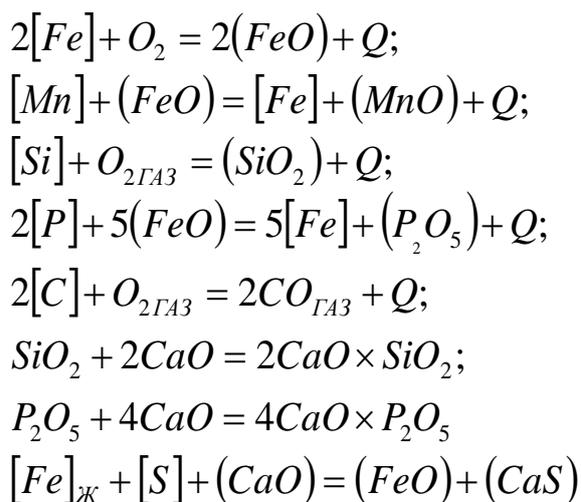
В первую порцию входит $1/2—2/3$ шлакообразующих, оставшееся количество ввести несколькими порциями в течение первых (7-10 мин) продувки. Эти материалы вводить порциями (1% от массы металла) чтобы не вызвать переохлаждение ванны и отклонения нормального хода плавки.

Сыпучие шлакообразующие (смесь из серпентинита и магнезита, содержащую компоненты в соотношении (мас.%): $MgO \geq 40$; $CaO \leq 5$; $SiO_2 \leq 40$; $Fe_2O_3 \leq 8$; $Al_2O_3 \leq 1$; $H_2O \leq 2$; потери при прокаливании $\leq 47\%$, крупностью 4-60 мм, при этом расход флюса составляет 1-50 кг/т стали) загружать с помощью автоматизированной системы, состоящей из бункера для хранения, питателя, весов и лотка, по которому материалы ссыпают в горловину конвертера. Система обеспечивает загрузку сыпучих без остановки продувки по программе, задаваемой оператором с пульта управления конвертером.

Кислородную фурму установить в строго определенном положении. Расстояние от головки фурмы до уровня спокойной 1,5-1,7 м. Для ускорения шлакообразования продувку начинать при повышенном положении фурмы, через (2-4) мин опустить до оптимального положения (0,8-1,0м). Интенсивность подачи кислорода в фурму и принятой должна находиться в пределах (4,0-4,5 м³/т-мин).

За счет вводимого кислорода окисляется избыточный углерод, а также кремний, марганец, железо, (причем окисление кремния и марганца заканчивается в первые 3-4 мин продувки).

Из образующихся окислов (исключая СО) и загружаемой в конвертер извести формируется шлак. Основность его по мере растворения извести к концу продувки составит (2,5-3,7). В течение всей продувки в шлак из металла удаляется фосфор и сера.



Образующиеся при окислении углерода пузырьки СО вспенивают металл и шлак и существенно усиливают циркуляцию шлака и металла, что ускоряет процессы окисления, дефосфорации, десульфурации, нагрева металла. Вместе с пузырьками окиси углерода из металла удаляются растворенные в нем вредные газы (водород и азот).

Выделяющееся при реакциях окисления тепло обеспечивает нагрев металла до требуемой перед выпуском температуры и расплавление стального лома. Плавление лома заканчивается в течение (14-16 мин) длительности продувки.

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						16
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

Газообразные продукты окисления углерода (СО и СО₂) выносятся из конвертера через горловину, образуя высокотемпературный поток отходящих газов, в котором содержится (до 250 г/м³) мелкодисперсных частиц Fe₂O₃. Поэтому конвертер оборудуется сложной системой охлаждения и очистки отходящих газов с фильтрами.

Характерной особенностью плавки является образование под кислородной фурмой высокотемпературной реакционной зоны с температурой 2100—2600 °С, что связано с протеканием в этой зоне экзотермических реакций окисления составляющих чугуна.

Продувка в зависимости от интенсивности подачи кислорода (4,0-4-5 м³/т мин) и удельного расхода кислорода на процесс 45-50 м³/т) продолжается (20-25 мин) и должна быть закончена на заданном для выплавляемой марки стали содержании углерода. К этому моменту металл должен быть нагрет до необходимой температуры (1580—1650 °С), а содержание серы и фосфора в нем не должно превышать допустимых для данной марки стали пределов.

Момент окончания продувки соответствующий требуемому содержанию углерода в металле определить по количеству израсходованного кислорода, по показаниям ЭВМ.

4. Окончив продувку из полости конвертера вывести кислородную фурму и произвести отбор пробы металла и шлака на химический анализ [С].

Измерить температуру металла с помощью зонда или, повернув (повалив) конвертер в горизонтальное положение, с помощью ручных пробоотборников и термопар.

В случае, если металл имеет отклонения от заданных значений по температуре или по содержанию углерода, то провести операции по исправлению плавки:

а) при избыточном содержании углерода произвести кратковременную додувка, до получения заданного содержания углерода.

б) при излишне высокой температуре произвести охлаждение металла, введя в него охладители и делая выдержку после их ввода в течение 3—4 мин.

Охлаждение перегретого металла возможно как в конвертере, так и в ковше.

Рациональнее произвести охлаждение в ковше:

- I) более точная регулировка температуры металла
- II) исключение лишних операций в конвертере.
- в) при недостаточной температуре металла произвести додувку при повышенном положении фурмы

После любой корректировки, проведенной в конвертере, произвести отбор пробы металла и шлака, измерить температуру металла.

5. После выполнения операций по исправлению плавки конвертер наклонить, выпуская сталь в ковш через летку, что предохранит металл от поглощения азота, так как вся поверхность стали в конвертере в это время закрыта слоем шлака. Выпуск металла совместить с его раскислением и легированием присадкой ферросплавов (FeMn, FeSi, FeCr, FeMo) в ковш, продолжительность этой операции должна быть достаточной для полного расплавления и равномерного распределения в объеме металла вводимых присадок. Она должна быть не менее 5 мин.

Конвертерный шлак отсечь, забросив специальный шар внутрь конвертера в конце выпуска стали

6. Слив шлака осуществить в шлаковую чашу через горловину конвертера, повернув его в противоположную от выпуска металла сторону.

7. Произвести осмотр и подготовку конвертера к очередной плавке. Устранить обнаруженные повреждения. К обычным повреждениям относятся износ футеровки и образование настывлей, в первую очередь на горловине.

Износ футеровки восстановить торкретированием, (набрасыванием магнезитового порошка с добавкой смолы) при помощи специальной машины или нанесением шлакового гарнисажа (загущенного доломитом шлака). Торкретирование проводят через 5-10 плавов в зависимости от состояния футеровки.

2.2 Составление и расчёт шихты

Расчетная часть

Химический состав стали 30ХМ приведен в таблице 3.

Таблица 3 – Химический состав стали 30ХМ

Содержание элементов								
C	Cr	Mo	Si	Mn	Ni	Cu	S	P
						не более		
0,26 – 0,34	0,8 – 1,1	0,15 – 0,25	0,17 – 0,37	0,4 – 0,7	0,3	0,3	0,035	0,035

2.2.1 Расчет материального баланса плавки

Определяем средний состав шихты при условии передела заданного количества чугуна и скрапа в шихте и количество примесей, окислившихся к концу продувки металла (таблица 4).

Расчет среднего содержания элемента в шихте производим, используя данные таблицы 1, на примере углерода:

$$M_{\text{э}} = m_{\text{ч}} \cdot \frac{78\%}{100\%} + m_{\text{скр}} \cdot \frac{22\%}{100\%} = 3,8 \cdot \frac{78}{100} + 0,2 \cdot \frac{22}{100} = 2,964 + 0,044 = 3,008 \text{ кг} \quad (1)$$

где $M_{\text{э}}$ – количество (масса) данного элемента в шихте;

$m_{\text{ч}}$ – количество (масса) элемента, вносимого в шихту чугуном;

$m_{\text{скр}}$ – количество (масса) элемента, вносимого в шихту из скрапа.

Аналогично производится расчет среднего содержания каждого элемента металлической части шихты

Таблица 4 – Средний состав шихты

	Содержание элементов, %				
	C	Si	Mn	P	S
Чугун вносит (78 %)	0,264	0,546	0,546	0,234	0,0234
Скрап вносит (22 %)	0,044	0,022	0,11	0,0088	0,0088
Средний состав (Σ)	3,008	0,568	0,656	0,2428	0,0322
Состав стали перед раскислением	1,45	–	0,175*	0,025**	0,025**

* – 25 % от исходной нижней концентрации в чугуне

** – рекомендуется

Рассчитываем количество удаляемых примесей из ванны на 100 кг шихты при продувке кислородом (таблица 5) на примере углерода:

$$M_{э_выгор} = M_{э} - M_{д_р} \cdot \frac{90\%}{100\%} = 3,008 - 0,82 \cdot 0,9 = 2,27 \text{ кг} \quad (2)$$

где $M_{э_выгор}$ – количество (масса) элемента, удаляемого (выгораемого) в процессе продувки кислор

$M_{э}$ – количество (масса) данного элемента в шихте ;

$M_{д_р}$ – количество (масса) элемента в стали перед раскислением согласно таблице 4.

Таблица 5 – Количество удаляемых примесей шихты

Элемент	Масса, кг
C	$3,008 - 1,45 \cdot 0,9 = 1,703$
Si	0,568
Mn	$0,656 - 0,175 \cdot 0,9 = 0,498$
P	$0,2428 - 0,025 \cdot 0,9 = 0,22$
S	$0,0322 - 0,025 \cdot 0,9 = 0,0097$
Fe (в дым)	1,5
Угар примесей $U_{пр_ш}$	Всего: 4,4987

Примем, что при продувке ванны кислородом 10 % серы S выгорает до SO_2 , т.е. окисляется 0,00097 кг серы.

В шлак переходит $0,0097 - 0,00097 = 0,00873$ кг серы.

Рассчитываем расход кислорода на окисление примесей при окислении (таблица 6):

– 10 % углерода до CO_2 – $0,1 \cdot 1,703 = 0,1703$ кг;

– 90 % углерода до CO – $0,9 \cdot 1,703 = 1,5327$ кг.

Формулу для расчета расхода кислорода на окисление примесей (для таблицы

б) можно выразить, используя данные таблицы 5, следующим образом:

$$P_{O_2} = M_{\text{э-выгор}} \cdot \frac{\sum O_{\text{ам}}}{\sum \text{Э}_{\text{ам}}} \quad (3)$$

где P_{O_2} – расход кислорода на окисление данного элемента;

$M_{\text{э-выгор}}$ – количество (масса) элемента, удаляемого (выгораемого) в процессе продувки кислородом;

$\sum O_{\text{ам}}$ – суммарная атомарная масса кислорода в формуле оксида;

$\sum \text{Э}_{\text{ам}}$ – суммарная атомарная масса окисляемой примеси (элемента) в формуле оксида.

Атомарные веса элементов в соответствии с таблицей Д.И. Менделеева составляют [5]: C = 12; O = 16; Si = 28; Mn = 55; P = 31; S = 32; Fe = 56.

Масса оксида каждого элемента определяется как сумма его удаляемой массы (таблица 5) и расхода кислорода на окисление указанного элемента.

Таблица 6 – Расход кислорода на окисление примесей

Реакция	Расход кислорода, кг	Масса оксида, кг
$C \rightarrow CO_2$	$0,1703 \cdot 32 : 12 = 0,461$	$0,1703 + 0,461 = 0,6313$
$C \rightarrow CO$	$1,5327 \cdot 16 : 12 = 2,0436$	$1,5327 + 2,0436 = 3,5763$
$Si \rightarrow SiO_2$	$0,568 \cdot 32 : 28 = 0,649$	$0,568 + 0,649 = 1,217$
$Mn \rightarrow MnO$	$0,498 \cdot 16 : 55 = 0,145$	$0,498 + 0,145 = 0,643$
$P \rightarrow P_2O_5$	$0,22 \cdot 80 : 62 = 0,284$	$0,22 + 0,284 = 0,504$
$S \rightarrow SO_2$	$0,00097 \cdot 32 : 32 = 0,00097$	$0,00097 + 0,00097 = 0,0019$
$Fe \rightarrow Fe_2O_3$	$1,500 \cdot 48 : 112 = 0,643$	$1,500 + 0,643 = 2,143$
Всего $\sum P_{O_2}$:	4,2266	8,7165

Расход кислорода составит: 4,2266 кг.

Расход извести определяем по балансу CaO и SiO₂ в шлаке для получения основности 3,0.

Расход плавикового шпата принимаем 0,3 %.

Расход футеровки – 0,3 % от массы садки.

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						21
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

Расход извести обозначим через γ , кг.

Определяем количество CaO (в соответствии с таблицей 2) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки	$0,3 \% \cdot 2,0 = 0,006$
– из плавикового шпата	$0,3 \% \cdot 3,5 = 0,011$
– из извести	$86 \% \cdot \gamma$
Всего:	$0,017 + 0,86 \cdot \gamma$

Определяем количество SiO₂ (в соответствии с таблицей 2) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из металлической шихты	0,217
– из футеровки	$0,3 \% \cdot 5,0 = 0,015$
– из плавикового шпата	$0,3 \% \cdot 3,0 = 0,009$
– из извести	$2 \% \cdot \gamma$
Всего:	$1,247 + 0,02 \cdot \gamma$

Из формулы соотношения на основность шлака (4)

$$\frac{CaO}{SiO_2} = \frac{0,017 + 0,86 \cdot \gamma}{1,247 + 0,02 \cdot \gamma} = 3,0 \text{ выразим величину расхода извести } \gamma. \text{ При расчете}$$

расход извести составил $\gamma = 4,633$ кг.

Определяем количество MgO (в соответствии с таблицей 2) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки	$0,3 \% \cdot 70,0 = 0,21$
– из извести	$2 \% \cdot 4,633 = 0,093$
Всего:	0,303

Определяем количество Al₂O₃ (в соответствии с таблицей 2) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки $0,3 \% \cdot 3,0 = 0,009$
 – из плавикового шпата $0,3 \% \cdot 1,0 = 0,003$
 – из извести $2 \% \cdot 4,633 = 0,093$
 Всего: 0,105

Определяем количество Cr_2O_3 (в соответствии с таблицей 2) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки $0,3 \% \cdot 13,0 = 0,039$
 Всего: 0,039

Определяем количество Fe_2O_3 (в соответствии с таблицей 2) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки $0,3 \% \cdot 8,0 = 0,024$
 Всего: 0,024

В таблице 7 приведен предварительный состав шлака.

Таблица 7 – Предварительный состав шлака

Источники	Масса, кг								
	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Cr_2O_3	MnO	S	P_2O_5	Fe_2O_3
Металлошхт а (из таблицы б)	1,21 7	–	–	–	–	0,64 3	0,008 7	0,50 4	–
Футеровка	0,01 5	0,00 6	0,21	0,00 9	0,039	–	–	–	0,024
Плавиковый шпат	0,00 9	0,01 0	–	0,00 3	–	–	–	–	–
Известь	0,09 3	3,98 4	0,09 3	0,09 3	–	–	–	–	–
ИТОГО:	1,33 4	4,0	0,30 3	0,10 5	0,039	0,64 3	0,008 7	0,50 5	0,024
ВСЕГО	6,962								

Допускаем, что в шлаке содержание оксидов железа будет составлять:
 13 % FeO и 4 % Fe_2O_3 .

Масса оксидов шлака без FeO и Fe₂O₃ составит $100 - (13 + 4) = 83$ %, масса шлака без Fe₂O₃ (в соответствии с таблицей 7) составит $6,962 - 0,024 = 6,938$ кг.

$$\text{Отсюда масса шлака } 6,938 : 83 \times 100 = 8,359 \text{ кг} \quad (5)$$

Масса оксидов железа в шлаке составляет $8,359 - 6,938 = 1,421$ кг, в том числе:

$$(13 \%) \text{ FeO} - 8,359 \cdot 13/100 = 1,0866 \text{ кг};$$

$$(4 \%) \text{ Fe}_2\text{O}_3 - 8,359 \cdot 4/100 = 0,3343 \text{ кг}.$$

В табл. 8 представлен окончательный состав шлака.

Таблица 8 – Окончательный состав шлака

	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O	Cr ₂ O	MnO	S	P ₂ O ₅	Fe ₂ O	FeO	сумма
кг	1,33 4	4,0	0,30 3	0,10 5	0,039 3	0,64 3	0,008 7	0,50 5	0,334 3	1,08 7	8,359
%	15,9 6	47,8 6	3,62	1,25	0,466	7,69 8	0,104	6,03 6	4,0	13,0	100

В процессе плавки происходит окисление железа:

$$- \text{до FeO} - O_{\text{Fe} \rightarrow \text{FeO}} = 1,087 \text{ кг}$$

$$- \text{до Fe}_2\text{O}_3 - O_{\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3} = 0,334 - 0,024 = 0,310 \text{ кг (таблица 7)}$$

Рассчитаем количество (массу) железа Π_{Fe} , которое переходит из металла в шлак:

$$\begin{aligned} \varnothing_{\text{Fe}} &= \dot{I}_{\text{FeO}} + M_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \\ &= O_{\text{Fe} \rightarrow \text{FeO}} \cdot \sum Fe_{\text{a}\delta} : \sum (Fe - O)_{\text{a}\delta} + O_{\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot \sum Fe_{\text{a}\delta} : \sum (Fe - O)_{\text{a}\delta} = \quad (6) \\ &= 1,087 \cdot 56 : 72 + 0,310 \cdot 112 : 160 = 0,845 + 0,217 = 1,062 \text{ т} \end{aligned}$$

где M_{FeO} и $M_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$ – количество (масса) железа, перешедшего в соответствующий оксид;

$O_{\text{Fe} \rightarrow \text{FeO}}$ и $O_{\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3}$ – количество (масса) соответствующих оксидов в шлаке;

$\sum Fe_{\text{am}}$ – суммарная атомная масса железа в соответствующем оксиде;

$\sum (Fe-O)_{am}$ – суммарная атомная масса железа и кислорода в соответствующем оксиде.

Выход стали равен

$$\begin{aligned} \dot{I}_{\text{нò}} &= 100\hat{e}\tilde{a} - \sum \dot{I}_{\text{ýë-ø}} = 100\hat{e}\tilde{a} - (\dot{O}_{\text{íð-ø}} + \dot{I}_{\text{Fe-êíð}} + \dot{I}_{\text{Fe-âúáð}} + \emptyset_{\text{Fe}}) = \\ &= 100 - (4,4987 + 0,5 + 1,0 + 1,062) = 92,9393\hat{e}\tilde{a} \end{aligned} \quad (7)$$

где $\sum P_{\text{эл-ш}}$ – суммарные потери элементов шихты в процессе плавки;

$Y_{\text{пр-ш}} = 4,4987$ кг – угар примесей шихты (таблица 5);

$M_{\text{Fe-кор}} = 0,5$ кг – количество железа, запутавшегося в шлаке в виде корольков (из условия);

$M_{\text{Fe-выбр}} = 1,0$ кг – потери железа с выбросами (из условия);

$Ш_{\text{Fe}} = 1,062$ кг – угар железа на образование оксидов железа в шлаке.

Потребуется кислорода M_{O_2} на окисление железа

$$\begin{aligned} M_{O_2} &= (O_{\text{Fe} \rightarrow \text{FeO}} - M_{\text{FeO}}) + (O_{\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3} - M_{\text{Fe}_2\text{O}_3}) = \\ &= (1,087 - 0,845) + (0,310 - 0,217) = 0,334 \text{ кг} \end{aligned} \quad (8)$$

Всего потребуется кислорода на окисление примесей (таблица 6)

$$\sum P_{O_2} + M_{O_2} = 4,2266 + 0,334 = 4,5606 \text{ кг} \quad (9)$$

Потребуется технического кислорода при 95 % усвоении

$$P_{O_2} = \frac{4,5606 \cdot 22,4}{0,995 \cdot 0,95 \cdot 32} = 3,3773 \text{ м}^3 \quad (10)$$

где 0,995 – это 99,5 % чистого кислорода содержит технический кислород;

32 – суммарная атомарная масса молекулы кислорода O_2 ,

22,4 (л) – коэффициент для перевода массы в объем.

На 1 тонну садки расход технического кислорода составит 45,65 м³/т.

Количество азота (в составе технического кислорода 0,5 %)

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						25
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

$$M_{N_2} = 4,565 \cdot 0,005 = 0,0228 \text{ м}^3 \text{ или } 0,0285 \text{ кг} \quad (11)$$

Количество не усвоенного кислорода

$$M_{\text{неусв } O_2} = (4,565 - 0,0228) \cdot 0,05 = 0,227 \text{ м}^3 \text{ или } 0,324 \text{ кг} \quad (12)$$

Масса технического кислорода равна

$$M_{\text{техн. } O_2} = \sum P_{O_2} + M_{O_2} + M_{N_2} + M_{\text{неусв } O_2} = 4,5606 + 0,0285 + 0,324 = 4,9131 \text{ кг} \quad (13)$$

Количество и состав образующихся газов представлен в таблице 9.

Таблица 9 – Состав и количество газов

Составляющие	Содержание		
	кг	м ³	%
CO ₂ *	$\frac{6 \cdot 4,633}{100} + \frac{6 \cdot 0,3}{100} + 1,027 = 1,305$	$\frac{1,305 \cdot 22,4}{44^{***}} = 0,664$	17,093
CO	5,882	$\frac{5,882 \cdot 22,4}{28^{***}} = 4,706$	77,044
H ₂ O**	$\frac{2 \cdot 4,633}{100} = 0,093$	$\frac{0,093 \cdot 22,4}{18^{***}} = 0,115$	1,214
O ₂	0,324	$\frac{0,324 \cdot 22,4}{32^{***}} = 0,227$	4,25
N ₂	0,029	$\frac{0,029 \cdot 22,4}{28^{***}} = 0,0228$	0,374
SO ₂	0,002	$\frac{0,002 \cdot 22,4}{64^{***}} = 0,00136$	0,025
ИТОГО	7,635	5,735	100,0

* – сумма CO₂, поступившего из извести, плавикового шпата, от горения углерода

** – влага, поступившая из извести (таблица 2)

*** – суммарный атомарный вес соответствующего газа

На основании полученных в расчетах данных составляем материальный баланс плавки до раскисления (таблица 10).

Таблица 10 – Материальный баланс плавки до раскисления

Поступило, кг		Получено, кг	
Чугуна	78	Стали (7)	92,9393
Скрапа	22	Шлака (5)	8,359
Плавикового шпата	0,3	Корольков	0,5
Извести	4,633	Выбросов	1,0
Футеровки	0,3	Газов (табл. 9)	7,635
Технического кислорода (13)	4,9131*	Fe ₂ O ₃ в дым (табл.6)	2,143
Итого:	110,1461	Итого:	112,5763
		Невязка	-2,4302

Относительная невязка определяется как

$$\frac{(110,1461 - 112,5763)}{110,1461} \cdot 100\% = 2,21\% \quad (14)$$

Относительная невязка допускается не более 0,5 %. Требуется изменить соотношение компонентов шихты.

2.2.2 Расчет количества раскислителей

Для успешного протекания реакций окисления углерода — «кипения», в сталеплавильный агрегат в том или ином виде подают кислород, поэтому после завершения периода «кипения» содержание кислорода в жидком металле весьма велико. Кислород, также как фосфор и сера, является вредной примесью и поэтому его необходимо удалять [2].

2.2.2.1 Расчет раскисления

Перед раскислением в металле содержится (с учетом выхода стали – 0,9), кг:

– углерода – $0,26 \times 0,9 = 0,234$ (в соответствии с нижним значением содержания элемента в таблице 3);

– марганца – $0,4 \times 0,25 \times 0,9 = 0,09$ (по условиям 25 % от исходной концентрации в чугуне;

– серы – $0,025 \times 0,9 = 0,0225$ (по условиям исходная концентрация серы – 0,025 %);

– фосфора – $0,025 \times 0,9 = 0,0225$ (по условиям исходная концентрация фосфора – 0,025 %).

Концентрация растворенного в металле кислорода к концу продувки зависит от факторов: от содержания углерода в металле, оксидов железа в шлаке и от температуры металла.

Концентрацию кислорода в металле под шлаком с содержанием 16–20 % ($\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3$) с основностью 2,5–3,5 при температуре ванны 1600–1630 °С находим по формуле Г.Н. Ойкса

$$[\%O] \cdot [\%C] = 0,0035 + 0,006 \cdot [\%C] \quad (15)$$

откуда:

$$[\%O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [\%C]}{[\%C]} = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,738}{0,738} = 0,0107\% \quad (16)$$

или $0,0107 \cdot \frac{92,9393}{100} = 0,00994$ кг, где 92,9393 кг – выход стали перед раскислением (7).

Раскисление стали производим присадками ферромарганца, затем ферросилиция в ковш. В последнем происходит вторичное окисление элементов.

Коэффициент усвоения [5] марганца при раскислении принимаем 75 %, коэффициент усвоения углерода ферромарганца – 70 %, коэффициент усвоения кремния из ферромарганца – 0 %, коэффициент усвоения кремния из ферросилиция – 70 % [6].

2.2.2.2- Раскисление ферромарганцем

Расход ферромарганца среднеуглеродистого ФМн 90 [6] определяем по формуле

$$P_{FeMn} = \frac{a_{FeMn}}{b_{FeMn} \cdot c_{FeMn}} = \frac{0,118}{0,85 \cdot 0,75} = 0,393, \text{ кг} \quad (17)$$

где a_{FeMn} – требующееся для ввода в металл количество марганца, равное среднему значению в заданной марке стали, минус остаточное содержание марганца в металле перед раскислением (в данном случае $0,55 - 0,157 = 0,393$);

b_{FeMn} – содержание марганца в 1 кг ферромарганца, кг;

c_{FeMn} – коэффициент усвоения марганца в металле = 0,75.

В рассчитанном количестве ферромарганца в соответствии с [7] – ГОСТ 4755-91 – содержится, кг:

– углерода C (0,5 %)	$0,393 \cdot 0,005 = 0,0020$
– марганца Mn (85 %)	$0,393 \cdot 0,85 = 0,334$
– кремния Si (1,8 %)	$0,393 \cdot 0,018 = 0,0070$
– фосфора P (0,3 %)	$0,393 \cdot 0,003 = 0,0012$
– серы S (0,02 %)	$0,393 \cdot 0,0002 = 0,00008$
– железа Fe (12,38 %)	$0,393 \cdot 0,1238 = 0,0486$
Всего:	0,393

Выгорает при раскислении ферромарганцем, кг:

– углерода C	$0,0020 \cdot 0,30^* = 0,0006$
– марганца Mn	$0,334 \cdot 0,25^* = 0,0835$
– кремния Si	$= 0,0070$ (весь)
Всего:	0,0911

* – угар элемента

Переходит в сталь при раскислении ферромарганцем с учетом выгорания, кг:

– углерода <i>C</i>	$0,0020 - 0,0006 = 0,0014$
– марганца <i>Mn</i>	$0,334 - 0,0835 = 0,2505$
– фосфора <i>P</i>	$= 0,0012$
– серы <i>S</i>	$= 0,00008$
– железа <i>Fe</i>	$= 0,0486$
Всего:	$0,3018$

Требуется кислорода на окисление примесей (которые выгорают), кг:

Реакция	Расход кислорода, кг
$C \rightarrow CO$	$0,0006 \cdot 16^* : 12^{**} = 0,0008$
$Mn \rightarrow MnO$	$0,0835 \cdot 16^* : 55^{**} = 0,0243$
$Si \rightarrow SiO_2$	$0,0070 \cdot 32^* : 28^{**} = 0,008$
Всего:	$0,0331$

* – суммарный атомный вес кислорода в оксиде;

** – атомный вес окисляемого элемента (*C, Si, Mn*)

Поступит кислорода из атмосферы на окисление примесей при плавке за вычетом кислорода, растворенного в стали:

$$0,0331 - 0,0162 = 0,0169 \text{ кг} \quad (18)$$

Выход стали после раскисления ферромарганцем с учетом (7) составит:

$$92,9393 + 0,3018 - 0,0162 = 93,2249 \text{ кг} \quad (19)$$

Получится оксидов (сумма выгоревших элементов при раскислении ферромарганцем и расход кислорода на окисление этих элементов), кг:

– <i>CO</i>	$0,0006 + 0,0008 = 0,0014$
– <i>MnO</i>	$0,0835 + 0,0243 = 0,1078$
– <i>SiO_2</i>	$0,0070 + 0,008 = 0,015$
Всего:	$0,1242$

Выход шлака с учетом (5) и образованием оксидов MnO и SiO_2 при раскислении ферромарганцем

$$8,359 + 0,2117 + 0,0332 = 8,6039 \text{ кг} \quad (20)$$

На основании полученных расчетных данных составляем материальный баланс плавки после раскисления ферромарганцем (таблица 11).

Количество стали перед раскислением с учетом (7) и количества (массы) растворенного кислорода:

$$92,9393 - 0,0162 = 92,9231 \text{ кг} \quad (21)$$

Таблица 11 – Материальный баланс плавки после раскисления ферромарганцем

Поступило, кг		Получено, кг	
Стали до раскисления (7)	92,9393	Стали (19)	93,2249
Шлака до раскисления (5)	8,359	Шлака (20)	8,6039
Ферромарганца (17)	0,393	CO	0,0028
Кислорода из атмосферы (18)	0,0169	Итого:	101,8316
Итого:	101,7082	Невязка	0,0031

Относительная невязка составляет $\frac{(101,7082 - 101,8316)}{101,7082} \cdot 100\% = 0,003\%$ (22)

В таблице 12 приведен состав стали после раскисления ферромарганцем.

Таблица 12 – Состав стали после раскисления ферромарганцем

	C	Mn	P	S	Fe	сумма
В стали перед раскислением $FeMn^*$	1,305	0,033	0,0225	0,0255	91,5533**	92,9393
Ферромарганец $FeMn^{***}$ вносит	0,0014	0,2505	0,0012	0,00008	0,0486	0,3018
Всего, кг	1,3064	0,2835	0,0237	0,0256	91,6019	93,2411
%	1,398	0,562	0,0265	0,0275	97,986	100,00

* – выход стали 0,9 (90 %) от расчетного значения таблицы 3, учитывая (7)

** – выход стали (7) за вычетом остальных элементов

*** – это переходит в сталь при раскислении ферромарганцем с учетом выгорания

Перед вводом ферросилиция в стали содержится, кг (таблица 12)

– углерода – 1,3064

– марганца – 0,2835

– фосфора – 0,0237

– серы – 0,0256

2.2.2.3. Раскисление ферросилицием

Определяем расход ферросилиция ФС65 на 100 кг шихты:

$$P_{FeSi} = \frac{a_{FeSi}}{b_{FeSi} \cdot c_{FeSi}} = \frac{0,27}{0,63 \cdot 0,7} = 0,6122, \text{ кг} \quad (23)$$

где a_{FeSi} – требующееся для ввода в металл количество кремния, равное среднему значению в заданной марке стали $(0,17 + 0,37)/2 = 0,27$;

b_{FeSi} – содержание кремния в 1 кг ферросилиции, кг;

c_{FeSi} – коэффициент усвоения кремния в металле = 0,7.

Рассчитанное количество ферросилиция ФС65 в соответствии с [8] – ГОСТ 1415-93 – содержит, кг:

– марганца *Mn* (0,4 %) $0,6122 \cdot 0,004 = 0,0024$

– кремния *Si* (63 %) $0,6122 \cdot 0,63 = 0,3857$

– углерода *C* (0,1 %) $0,6122 \cdot 0,001 = 0,0006$

– фосфора *P* (0,05 %) $0,6122 \cdot 0,0005 = 0,0003$

– серы *S* (0,02 %) $0,6122 \cdot 0,0002 = 0,0001$

– алюминия *Al* (2,5 %) $0,6122 \cdot 0,0025 = 0,0015$

– хрома *Cr* (0,4 %) $0,6122 \cdot 0,004 = 0,0024$

– железа *Fe* (33,53 %) $0,6122 \cdot 0,3353 = 0,2053$

Всего: $0,5983$

Выгорает при раскислении ферросилицием в процессе плавки, кг:

– марганца *Mn* $0,0024 \cdot 0,25^* = 0,0006$

– кремния *Si* $0,3857 \cdot 0,30^* = 0,1157$

Всего: $0,1163$

* – угар элемента

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						32
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

Переходит в сталь при раскислении ферросилицием с учетом выгорания, кг:

– кремния <i>Si</i>	$0,3857 - 0,1157 = 0,2700$
– марганца <i>Mn</i>	$0,0024 - 0,0006 = 0,0018$
– фосфора <i>P</i>	$= 0,0003$
– серы <i>S</i>	$= 0,0002$
– железа <i>Fe</i>	$= 0,2053$
Всего:	$0,4776$

Требуется кислорода на окисление примесей (которые выгорают), кг:

Реакция	Расход кислорода, кг
$Si \rightarrow SiO_2$	$0,1157 \cdot 32^* : 28^{**} = 0,1322$
$Mn \rightarrow MnO$	$0,0006 \cdot 16^* : 55^{**} = 0,0002$
Всего:	$0,1324$

* – суммарный атомный вес кислорода в оксиде

** – атомный вес окисляемого элемента (*C, Si, Mn*)

Поступит кислорода из атмосферы на окисление примесей при плавке –
0,1324 кг

Выход стали после раскисления ферросилицием составит (таблица 11)

$$93,2249 + 0,4776 = 93,7025 \text{ кг} \quad (24)$$

Получится оксидов (сумма выгоревших элементов при раскислении ферросилицием и расход кислорода на окисление этих элементов), кг:

Оксид	кг
SiO_2	$0,1157 + 0,1322 = 0,2479$
MnO	$0,0006 + 0,0002 = 0,0008$
Всего:	$0,2487$

Выход шлака с учетом (20) и образованием оксидов *MnO* и *SiO₂* при раскислении ферросилицием

$$8,6039 + 0,0008 + 0,2479 = 8,8526 \text{ кг} \quad (25)$$

На основании полученных в расчетах данных составляем материальный баланс плавки после раскисления ферросилицием (таблица 13).

Таблица 13 – Материальный баланс плавки после раскисления

Поступило, кг		Получено, кг	
Стали до раскисления <i>FeSi</i>	93,2249	Стали (24)	93,9944
Шлака до раскисления <i>FeSi</i>	8,6039	Шлака (25)	8,8526
Ферросилиция (23)	0,6122	Итого:	102,847
Кислорода из атмосферы	0,1324		
Итого:	102,5734	Невязка	0,0183

Относительная невязка составляет $\frac{(102,5734 - 102,847)}{102,5734} \cdot 100\% = 0,018\%$ (26)

В таблице 14 приведен состав стали после раскисления ферросилицием с учетом данных таблицы 12.

Таблица 14 – Состав стали после раскисления ферросилицием

	<i>C</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>	<i>Si</i>	<i>Fe</i>	сумма
Состав стали перед раскислением <i>FeSi</i>	1,3064	0,2835	0,0237	0,0256	–	91,6019	93,2411
Ферросилиций <i>FeSi</i> вносит*	–	0,0018	0,0003	0,0002	0,27	0,2053	0,4776
Всего, кг	1,3077	0,2853	0,024	0,0258	0,27	91,8072	93,72
%	1,39	0,56	0,0267	0,0243	0,29	97,709	100,00

* – это переходит в сталь при раскислении ферросилицием с учетом выгорания

2.2.3-Расчет количества легирующих элементов

Легирование – это технологическая операция введения в жидкую сталь легирующих элементов для направленного изменения ее структуры и свойств

Легирующие добавки могут вводить в сталь в чистом виде, например, так вводят медь, алюминий, никель. Чаще всего легирующие элементы вводят в жидкую сталь в виде сплавов с железом – ферросплавов. Так вводят марганец, хром, ванадий, титан, кремний и многие другие элементы. Иногда для легирования используют экзотермические брикеты, которые помещают в сталеразливочный ковш перед выпуском в него жидкой стали.

Сталь 30ХМ является легированной, поэтому необходимо произвести расчет легирования.

2.2.3.1- Расчет легирования

Заданную марку стали легируем вводом в металл ферромolibдена. Сталь перед легированием содержит, кг (табл. 14):

углерода – 1,3077;

марганца – 0,2853

фосфора – 0,024;

серы – 0,0258;

кремния – 0,27.

2.2.3.2- Введение ферромolibдена ФМо55

Расход ферромolibдена ФМо55 [6] определим по формуле:

$$P_{FeMo} = \frac{a_{FeMo}}{b_{FeMo} \cdot c_{FeMo}} = \frac{0,2}{0,55 \cdot 1} = 0,364, \text{ кг} \quad (27)$$

где a_{FeMo} – требуемое для ввода в металл количество молибдена, равное среднему значению в заданной марке стали – $(0,15 + 0,25)/2 = 0,2$;

b_{FeMo} – содержание молибдена в 1 кг ферромolibдена, кг = 0,55;

c_{FeMo} – коэффициент усвоения молибдена в металле = 1,0.

Рассчитанное количество ферромolibдена ФМо55 в соответствии с [10] – ГОСТ 4759-91 – содержит, кг:

– молибдена <i>Mo</i> (55 %)	$0,364 \cdot 0,55 = 0,2002$
– кремния <i>Si</i> (1,5 %)	$0,364 \cdot 0,015 = 0,0055$
– углерода <i>C</i> (0,2 %)	$0,364 \cdot 0,002 = 0,0007$
– фосфора <i>P</i> (0,1 %)	$0,364 \cdot 0,001 = 0,0004$
– серы <i>S</i> (0,15 %)	$0,364 \cdot 0,0015 = 0,0005$
– железа <i>Fe</i> (43,05 %)	$0,364 \cdot 0,4305 = 0,1567$
Всего:	0,364

Выгорает при введении ферромolibдена, кг:

– углерода <i>C</i>	$0,0007 \cdot 0,30 = 0,00021$
– молибдена <i>Mo</i>	$0,2002 \cdot 0 = 0$ (не выгорает)
– кремния <i>Si</i>	0,0055
Всего:	0,0057

* – угар элемента

Переходит в сталь с учетом выгорания, кг:

– углерода <i>C</i>	$0,0007 - 0,00021 = 0,00049$
– молибдена <i>Mo</i>	= 0,2002
– фосфора <i>P</i>	= 0,0004
– серы <i>S</i>	= 0,0005
– железа <i>Fe</i>	= 0,1567
Всего:	0,3583

Требуется кислорода на окисление примесей (которые выгорают), кг:

Реакция	Расход кислорода, кг
$C \rightarrow CO$	$0,00021 \cdot 16^* : 12^{**} = 0,00028$
$Si \rightarrow SiO_2$	$0,0055 \cdot 32^* : 28^{**} = 0,0063$
Всего:	0,0066

* – суммарный атомный вес кислорода в оксиде

** – атомный вес окисляемого элемента (*C, Cr, Si*)

Поступит кислорода из атмосферы на окисление примесей при легировании феррохромом – 0,0066 кг.

Выход стали после раскисления ферросилицием составит (таблица 16)

$$93,72 + 0,3583 = 94,0783 \text{ кг} \quad (28)$$

Получится оксидов (сумма выгоревших элементов при раскислении ферросилицием и расход кислорода на окисление этих элементов), кг:

Оксид	кг
<i>CO</i>	$0,00021 + 0,00028 = 0,0005$
<i>SiO_2</i>	$0,0055 + 0,0063 = 0,0118$
Всего:	0,0123

Выход шлака с учетом (29) и образованием оксидов SiO_2 при легировании ферромolibденом

$$8,8526 + 0,0118 = 8,8644 \text{ кг} \quad (29)$$

На основании полученных в расчетах данных составляем материальный баланс плавки после легирования феррохромом (табл.17)

Таблица 17 – Материальный баланс плавки после легирования ферромolibденом

Поступило, кг		Получено, кг	
Стали до легирования $FeMo$	93,72	Стали (32)	94,0783
Шлака до легирования $FeMo$	8,8526	Шлака (33)	8,8644
$FeMo$ (31)	0,364	CO	0,0005
Кислорода из атмосферы	0,0123	Итого:	102,9432
Итого:	102,9489	Невязка	0,0057

Относительная невязка составляет $\frac{(102,9489 - 102,9432)}{102,9489} \cdot 100\% = 0,0055\%$ (30)

В табл. 18 приведен конечный состав стали после легирования ферромolibденом с учетом данных таблицы 16.

Таблица 18 – Конечный состав стали после легирования ферромolibденом

	C	Mn	P	S	Si	Fe	Cr	Mo	сумма
Состав стали перед легированием $FeMo$	1,3077	0,2853	0,024	0,0258	0,27	91,8072	-	-	93,72
$FeMo$ вносит*	0,00049	-	0,0004	0,0005	-	0,1567	-	0,2002	0,3583
Всего, кг	1,3082	0,2853	0,0244	0,0263	0,27	91,9639	-	0,2002	93,8353
%									100

* – это переходит в сталь при легировании ферромolibденом с учетом выгорания

2.2.3.3. Введение феррохрома

Расход феррохрома среднеуглеродистого ФХ200 [6] определим по формуле:

$$P_{FeCr} = \frac{a_{FeCr}}{b_{FeCr} \cdot c_{FeCr}} = \frac{0,95}{0,65 \cdot 0,85} = 1,73, \text{ кг} \quad (31)$$

где a_{FeCr} – требующееся для ввода в металл количество хрома, равное среднему значению в заданной марке стали – $(0,8 + 1,1)/2=0,95$;

b_{FeCr} – содержание хрома в 1 кг феррохрома, кг = 0,65;

c_{FeCr} – коэффициент усвоения хрома в металле = 0,85.

Рассчитанное количество феррохрома ФХ200 в соответствии с [9] – ГОСТ 4757-91 – содержит, кг:

– хрома <i>Cr</i> (65 %)	$1,73 \cdot 0,65 = 1,1245$
– кремния <i>Si</i> (2 %)	$1,73 \cdot 0,02 = 0,0346$
– углерода <i>C</i> (2 %)	$1,73 \cdot 0,02 = 0,0346$
– фосфора <i>P</i> (0,05 %)	$1,73 \cdot 0,0005 = 0,0009$
– серы <i>S</i> (0,04 %)	$1,73 \cdot 0,0004 = 0,0007$
– железа <i>Fe</i> (30,91 %)	$1,73 \cdot 0,3091 = 0,5347$
Всего:	1,73

Выгорает при введении феррохрома, кг:

– углерода <i>C</i>	$0,0346 \cdot 0,30^* = 0,104$
– хрома <i>Cr</i>	$1,1245 \cdot 0,15^* = 0,1687$
– кремния <i>Si</i>	0,0346
Всего:	0,3073

* – угар элемента

Переходит в сталь с учетом выгорания, кг:

– углерода <i>C</i>	$0,104 - 0,0346 = 0,0694$
– хрома <i>Cr</i>	$1,1245 - 0,1687 = 0,9558$
– фосфора <i>P</i>	= 0,0009
– серы <i>S</i>	= 0,0007
– железа <i>Fe</i>	= 0,5347
Всего:	1,5615

Требуется кислорода на окисление примесей (которые выгорают), кг:

Реакция	Расход кислорода, кг
$C \rightarrow CO$	$0,104 \cdot 16^* : 12^{**} = 0,1387$
$Cr \rightarrow Cr_2O_3$	$0,1687 \cdot 48^* : 104^{**} = 0,0779$
$Si \rightarrow SiO_2$	$0,0346 \cdot 32^* : 28^{**} = 0,0395$
Всего:	0,2561

* – суммарный атомный вес кислорода в оксиде

** – атомный вес окисляемого элемента (*C*, *Cr*, *Si*)

Поступит кислорода из атмосферы на окисление примесей при легировании феррохромом – 0,2561 кг

Выход стали после легирования феррохромом составит (таблица 14)

$$93,8353 + 1,5615 = 95,3968 \text{ кг} \quad (32)$$

Получится оксидов (сумма выгоревших элементов при раскислении ферросилицием и расход кислорода на окисление этих элементов), кг:

Оксид	кг
CO	$0,104 + 0,1387 = 0,2427$
Cr_2O_3	$0,1687 + 0,0779 = 0,2466$
SiO_2	$0,0346 + 0,0395 = 0,0741$
Всего:	0,5634

Выход шлака с учетом (25) и образованием оксидов Cr_2O_3 и SiO_2 при легировании хромом

$$8,8644 + 0,0741 + 0,2466 = 9,1851 \text{ кг} \quad (33)$$

На основании полученных в расчетах данных составляем материальный баланс плавки после легирования феррохромом (табл.15)

Таблица 15 – Материальный баланс плавки после легирования феррохромом

Поступило, кг		Получено, кг	
Стали до легирования $FeCr$	94,0783	Стали (28)	95,3968
Шлака до легирования $FeCr$	8,8644	Шлака (29)	9,1851
Феррохрома	1,1245	CO	0,2427
Кислорода из атмосферы	0,2561	Итого:	104,8246
Итого:	104,3233	Невязка	0,5013

Относительная невязка составляет $\frac{(104,3233 - 104,8246)}{104,3233} \cdot 100\% = 0,480\%$ (34)

В табл. 16 приведен конечный состав стали после легирования феррохромом с учетом данных таблицы 14.

Таблица 16 – Конечный состав стали после легирования феррохромом

	<i>C</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>	<i>Si</i>	<i>Fe</i>	<i>Cr</i>	<i>Mo</i>	сумма
Состав стали перед легированием <i>FeCr</i>	0,3077	0,5276	0,024	0,0258	0,27	91,8072	-	-	93,72
<i>FeCr</i> вносит*	0,0314	-	0,0009	0,0007	-	0,5347	0,9558	0,2002	1,5615
Всего, кг	0,3391	0,5276	0,0249	0,0265	0,27	92,3419	0,9558	0,2002	95,2815
%	0,36	0,55	0,026	0,028	0,28	96,91	1,003	0,21	100

* – это переходит в сталь при легировании феррохромом с учетом выгорания.

Полученная сталь незначительно отступает по химическому составу от ГОСТ 4543–71. Требуется изменить в составе шихты соотношение вносимого чугуна и скрапа.

2.2.4- Расчет теплового баланса плавки

2.2.4.1- Приход тепла

Физическое тепло чугуна $Q_{п1}$

$$Q_{п1} = [0,178 \cdot 1200 + 52 + 0,2 \cdot (1320 - 1200)] \cdot 78 \cdot 0,00419 = 94,6471 \text{ МДж} \quad (35)$$

где 0,178 – средняя теплоемкость чугуна до температуры плавления ккал/кг·град;

1200 – температура плавления чугуна, °С;

52 – скрытая теплота плавления чугуна, ккал/кг;

1320 – температура заливаемого в конвертер чугуна, °С;

0,2 – теплоемкость жидкого чугуна, ккал/кг·град;

0,00419 – коэффициент перевода ккал в МДж;

78 – доля чугуна в металлошихте, %.

Тепло экзотермических реакций $Q_{п2}$, МДж (при использовании данных таблицы 5) будет составлять [12]:

Реакция	МДж
$C \rightarrow CO_2$	$34,1 \cdot 0,1703 = 5,807$
$C \rightarrow CO$	$10,47 \cdot 1,5327 = 16,047$
$Si \rightarrow SiO_2$	$31,1 \cdot 0,568 = 17,665$
$Mn \rightarrow MnO$	$7,37 \cdot 0,498 = 3,67$
$P \rightarrow P_2O_5$	$25 \cdot 0,22 = 5,5$
$S \rightarrow SO_2$	$9,28 \cdot 0,00097 = 0,009$
$Fe \rightarrow Fe_2O_3$	$7,37 \cdot 0,31 = 2,285$
$Fe \rightarrow FeO$	$4,82 \cdot 1,087 = 5,239$
$Fe \rightarrow Fe_2O_3$ (ДЫМ)	$7,37 \cdot 1,500 = 11,055$
Всего $Q_{п_2}$:	67,5277

Тепло шлакообразования $Q_{п_3}$, МДж, можно определить по формуле:

$$Q_{ПЗ} = Q_{окс} \cdot M_{э_выгор} \cdot \sum \varepsilon_{ат} \cdot \sum \varepsilon_{ат_выгор} \quad (36)$$

где $Q_{окс}$ – тепловой эффект реакций окисления, МДж/кг;

$M_{э_выгор}$ – количество (масса) элемента, удаляемого (выгораемого) в процессе продувки кислородом, кг

$\sum \varepsilon_{ат}$ – суммарная атомарная масса всех элементов оксида;

$\sum \varepsilon_{ат_выгор}$ – суммарная атомарная масса элемента в его оксиде.

Оксид	МДж
SiO_2	$2,32 \cdot 0,568 \cdot 60 : 28 = 2,8238$
P_2O_5	$4,74 \cdot 0,22 \cdot 142 : 62 = 2,3883$
Всего $Q_{п_3}$:	5,2121

Суммарный приход тепла составит

$$Q_{пр} = Q_{п_1} + Q_{п_2} + Q_{п_3} = 94,6471 + 67,5277 + 5,2121 = 167,3869 \text{ МДж} \quad (37)$$

2.2.4.2 Расход тепла

Физическое тепло стали:

$$Q_1 = [0,167 \cdot 1500 + 65 + 0,2 \cdot (1620 - 1500)] \cdot (92,9393 + 0,5 + 1,0) \cdot 0,00419 = 134,34 \text{ МДж} \quad (38)$$

где 0,167 – средняя теплоемкость стали до температуры плавления, ккал/кг·град;

1500 – температура плавления стали, °С;

65 – скрытая теплота плавления стали, ккал/кг;

0,2 – теплоемкость жидкой стали, ккал/кг·град;

1620 – температура выпуска стали, °С;

92,9393 – выход стали до раскисления (7), кг;

0,5 и 1,0 – потери металла с корольками и выбросами соответственно, кг;

0,00419 – коэффициент перевода ккал в МДж.

Физическое тепло шлака:

$$Q_2 = (0,298 \cdot 1620 + 50) \cdot 8,359 \cdot 0,00419 = 18,659 \text{ МДж} \quad (39)$$

где 0,298 – средняя теплоемкость шлака, ккал/кг·град;

1620 – температура шлака, °С;

65 – скрытая теплота плавления, ккал/кг;

8,359 – выход шлака до раскисления (5), кг.

Потери тепла через футеровку и горловину принимаем равными 5 % от прихода

$$Q_3 = 167,1362 \cdot 0,05 = 8,357 \text{ МДж} \quad (40)$$

Частицы Fe_2O_3 выносят тепла

$$Q_4 = (0,294 \cdot 1450 + 50) \cdot 2,143 \cdot 0,00419 = 4,274 \text{ МДж} \quad (41)$$

где 0,294 – теплоемкость пыли, ккал/кг · град;

1450 – температура частиц пыли, °С;

2,143 – количество частиц пыли, Fe_2O_3 (дым), кг (таблица 6).

Газы уносят тепла (МДж) при средней $t = 1450 \text{ }^\circ\text{C}$

Газ	МДж
CO_2	$3,411 \cdot 0,6644 = 2,2663$
CO	$2,12 \cdot 4,706 = 9,9767$
H_2O	$2,648 \cdot 0,1153 = 0,3053$
O_2	$2,212 \cdot 0,2271 = 0,5023$
N_2	$2,091 \cdot 0,0228 = 0,0477$
SO_2	$3,411 \cdot 0,0013 = 0,0044$
Всего:	$Q_5 = 13,1027$

Суммарный расход тепла составит

$$Q_p = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 = 134,34 + 18,659 + 8,357 + 4,274 + 13,103 = 178,731 \text{ МДж} \quad (42)$$

$$\text{Нехватка тепла } 167,3869 - 178,731 = -11,3441 \text{ МДж} \quad (43)$$

По полученным данным составляем тепловой баланс плавки (таблица 15).

Таблица 15 – Тепловой баланс плавки

Приход тепла		
	МДж	%
1. Физическое тепло чугуна	94,6471	52,95
2. Тепло экзотермических реакций	67,5277	37,78
3. Тепло шлакообразования	5,2121	2,92
Нехватка тепла	11,3441	6,35
Итого	178,731	100
Расход тепла		
1. Физическое тепло стали	134,34	75,16
2. Физическое тепло шлака	18,659	10,44
3. Потери тепла через футеровку и горловину	8,357	4,68
4. Потери тепла с частицами Fe_2O_3	4,274	2,39
5. Потери тепла с газами	13,103	7,33
Итого	178,731	100

2.2.4.3- Корректировка теплового баланса плавки

Энтальпия 1 кг стали при температуре $1620 \text{ }^\circ\text{C}$ составит 1,445 МДж [5, 12].

В данном случае тепла не достаточно на расплавление всего скрапа, остается не расплавленным $11,3441/1,445 \approx 7,85$ кг скрапа.

В данных расчетах следовало бы принять в шихте 86 % чугуна и 14 % скрапа. После корректировки состава шихты возможно получение стали, по химическому составу, соответствующей ГОСТ 4543-71.

2.3-Определение основных размеров конвертера

Внутренний диаметр $D_{вн}$ конвертера и глубина жидкой ванны в спокойном состоянии h и общая высота H_1 зависят от его садки

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
H_1	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 рекомендациями выбираем $D_{вн}=4,93$ м и $H_1/D_{вн}=1,4$

Тогда высота рабочего пространства равна

$$H_1=4,93 \cdot 1,4=6,9 \text{ м.}$$

Диаметр горловины принимаем равным

$$D_r=0,55D_{вн} = 0,55 \cdot 4,93 = 2,7 \text{ м}$$

Высота горловины при угле ее наклона $\alpha=60^\circ$ равна

$$H_r = (D_{вн}-D_r) \operatorname{tg}60^\circ = 0,5 (4,93-2,7) 1,732=1,93 \text{ м.}$$

Объем конвертера находим по упрощенной формуле

Принимая толщину футеровки днища равной $d_f=1$ м и толщину кожуха $d_{кож}=0,03$ м, определим общую высоту конвертера

$$H=6,9+1,0+0,03=7,93 \text{ м.}$$

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

$$D_{нар}=4,93+2\cdot 0,85+2\cdot 0,03=6,69 \text{ м}$$

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						45
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

Заключение

В данной выпускной квалификационной работе была разработана технология выплавки жаропрочной стали в 150 тонном кислородном конвертере

Для разработки технологии выплавки жаропрочной стали решены следующие задачи:

- исследован химический состав стали;
- проанализированы технические условия для выплавки жаропрочной релаксационной стали 30ХМ;
- выбран агрегат для выплавки стали;
- рассмотрены существующие методы выплавки стали;
- рассчитан состав шихты плавки;
- рассчитано количество легирующих элементов;
- рассчитан материальный баланс плавки;

Данная технология является экономичной для выплавки жаропрочной стали 30ХМ.

					ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ	Лист
						46
Изм.	Лист	№	Подпись_	Дата		

Список литературы

1. Береснев Г.А., Основы технологии металлургического производства чугуна, стали, алюминия, меди, титана и магния: учеб.пособие / Г.А. Береснев, И.Л. Синани, И.Ю. Летягин. –Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2011. – 78 с. Режим доступа: <http://lib.pstu.ru/elib>
2. Металлургические технологии: учебное пособие / Ю.Н. Симонов, С.А. Белова, М.Ю. Симонов; Пермский национальный исследовательский политехнический университет.– Пермь: Изд-во ПНИПУ, 2013.– 304 с.
3. Марочник сталей и сплавов / Под ред. А.С. Зубченко; Сост. А.С. Зубченко [и др.]– 3-е изд., стер.– Москва: Машиностроение, 2011.– 782 с.
4. ГОСТ 5950-73. Прутки и полосы из инструментальной легированной стали. Технические условия.
5. Справочник химика. Т. 1: Общие сведения. Строение вещества. Свойства важнейших веществ. Лабораторная техника / Под ред. О.Н. Григорова ; Сост. Н.А. Абрамова [и др.]– 1971.– 1071 с.
6. ГОСТ 4755-91. Ферромарганец. Технические требования и условия поставки.
7. ГОСТ 1415-93. Ферросилиций. Технические требования и условия поставки.
8. ГОСТ 4757-91. Феррохром. Технические требования и условия поставки.
9. ГОСТ 4759-91. Ферромолибден. Технические требования и условия поставки.
10. Краткий справочник физико-химических величин, 11-е издание, испр. и дополн. / Под ред. А.А. Равделя и А.М. Пономаревой.– М. ООО «ТИД «Аз-book», 2009.– 240 с., ил.
11. Лузгин В.П., Семин А.Е., Комолова О.А. Теория и технология металлургии стали: учеб. пособие. –М.: Изд. дом МИСиС, 2010. -72с.
12. Береснев Г.А. Основы технологии металлургического производства чугуна, стали, алюминия, меди, титана и магния: учеб. пособие / Г.А. Береснев, И.Л. Синани, И.Ю. Летягин. –Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2011.
13. Производство стальных отливок: учебник для вузов / Л.Я. Козлов, В.М. Колокольцев, К.Н. Вдовин; под ред. Л.Я. Козлова. - М.: МИСиС, 2005. - 352 с.
14. Марочник сталей и сплавов: Справочное пособие/ ред. А.С.Зубченко.-2-е изд., доп.ииспр. -М.: Машиностроение, 2003.-784 с.
15. ГОСТ 4543-71.Прокат из легированной конструкционной стали. Технические условия.
16. ГОСТ 8479-70. Поковки из конструкционной углеродистой и легированной стали. Общие технические условия

									Лист
									47
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.22.03.02.-2019-ПЗ				