

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ «УПРАВЛЕНИЕ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ
ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ И КОНТРОЛЬ ЗА НИМИ»
ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 22.02.01
«МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ»**

Разработала: Е.И. Савельева –преподаватель I категории

Рецензент:

Утверждено: – председатель Методического совета ИТ ДонГТУ

Рассмотрено и одобрено на заседании предметной
комиссии «Металлургических дисциплин»
Протокол № _____
от " ____ " _____ 2018 г.
председатель комиссии _____

СОДЕРЖАНИЕ:

Практическая работа № 1 Расчёт параметров дуговой печи	5
Практическая работа № 2 Расчёт основных размеров и параметров кислородного конвертера	22
Практическая работа № 3 Расчет материального баланса кислородно-конвертерной плавки	27
Практическая работа № 4 Расчет теплового баланса кислородно-конвертерной плавки.	36
Практическая работа № 5. Расчет раскисления кислородно-конверторной плавки..	39
Практическая работа № 6. Расчет кислородной фурмы	42
Практическая работа № 7 Определение продолжительности периодов и длительности плавки, производительности кислородного конвертера	45
Практическая работа № 8. Расчет материального баланса десульфурации чугуна магнием в гранулах на установке десульфурации чугуна	47
Практическая работа № 9. Десульфурация чугуна смесью магниевых гранул и извести на установке десульфурации чугуна	51
Практическая работа № 10. Расчет дусульфурации чугуна механическими мешалками на УДЧ	57
Практическая работа № 11. Построение графика изменения содержания химических элементов в металле в окислительном периоде плавки в конвертере комбинированного дутья	61
Практическая работа № 12. Расчет необходимого количества цехового оборудования конвертерного цеха	68
Практическая работа № 13. Расчет обезуглероживания марки стали IF спецзаказ на вакууматоре	81
Практическая работа № 14. Расчет дополнительной десульфурации стали порошковой проволокой в вакууматоре	85
Практическая работа № 15. Расчет параметров продувки металла в ковше аргоном через пористые вставки	88
Практическая работа № 16. Расчет дораскисления стали на УКП	93
Практическая работа № 17. Формирование рафинировочного шлака на УКП	96
Практическая работа № 18. Десульфурация стали магнием- кальцевой порошковой проволокой в пеще-ковше	99
Практическая работа № 19 Внепечная обработка аргоном с углубленной десульфурации металла	102
Практическая работа № 20 Технология конвертерной плавки, нехватка углерода на повалке	104
Практическая работа № 21 Технология конвертерной плавки, избыток углерода в металле	106
Практическая работа № 22 Расчет сталеразливочного ковша	108
Практическая работа № 23. Расчет изложницы	112
Практическая работа № 24. Определение температуры ликвидус и температуры солидус.	116
Практическая работа № 25. Определение температурных параметров непрерывной разливки	117
Практическая работа № 26. Расчет и выбор скорости непрерывной разливки.	118
Практическая работа № 27. Определить температуру поверхности и толщины корки МНЛЗ на выходе из кристаллизатора и в ЗВО	119
Практическая работа № 28. Расчет охлаждения заготовки	125
Практическая работа № 29. Расчет формы технологической оси МНЛЗ	130
Практическая работа № 30. Производительность, состав МНЛЗ, пропускная способность и время разливки	135

ВВЕДЕНИЕ

Металлургическая промышленность является основой развития машиностроения. Современная черная металлургия составляет материальную базу всего комплекса тяжелой индустрии страны. Черная металлургия влияет на развитие всех отраслей хозяйства, является главным потребителем топлива, электроэнергии и воды. Она охватывает добычу, обогащение и агломерацию железных, марганцевых и хромитовых руд, производство чугуна, доменных ферросплавов, стали и проката, огнеупоров, металлов промышленного значения, добыча вспомогательных материалов.

Черная металлургия с новым техническим циклом производства является важным фактором создания промышленных и экономических районов. Металлургия стимулирует развитие добычи железной руды и каменного угля.

Характерным для черной металлургии является высокий уровень концентрации производства: 98% чугуна и 97% стали производится на предприятиях с годовым выходом более 1 млн. тонн. Современный уровень развития черной металлургии обеспечивает собственные потребности страны, а также потребность ряда стран Европы и Америки. Диапазон производства готовой продукции достаточно широк и удовлетворяет в основном все потребности машиностроения .

Практическая работа №1

Тема: Расчёт параметров дуговой печи.

Выдача заданий на домашнюю расчётно-графическую работу по вариантам

Цель работы

1. Рассчитать геометрические размеры электродуговой печи для заданной номинальной садки
2. Рассчитать и выбрать толщину футеровки и материалы для ее изготовления.
3. Рассчитать электрические параметры электродуговой печи (мощность трансформатора, количество ступеней напряжения, диаметр электродов).
4. По результатам расчетов на миллиметровой бумаге выполнить эскиз рабочего пространства печи (в масштабе) с послойным изображением футеровки в соответствии с рисунками 1-3.
5. При расчетах и выборе параметров использовать характеристики существующих ЭДП, приведенные в таблице 1.

Практическая работа посвящена определению основных геометрических размеров электродуговой печи заданной номинальной садки, а также расчету электрических параметров работы сталеплавильного агрегата. Данная работа позволяет студентам познакомиться с основами проектирования ДСП, выбора и изготовления футеровки печи, графического изображения ее основных конструктивных элементов, расчета параметров трансформатора и диаметра электродов обеспечивающих эффективную работу печи заданной емкости.

В ходе расчетов студенты должны ознакомиться:

- с особенностями выбора футеровки основных узлов ДСП;
- огнеупорами, применяемыми для футеровки печи;
- назначением, устройством и основными технологическими характеристиками трансформаторов, используемых на действующих печах, принципом выбора ступеней напряжения и их ролью в процессе выплавки стали в ДСП;
- с конструкцией, назначением и способами изготовления электродов, используемых как для электросталеплавильных, так и для ферросплавных печей;
- принципами выбора оптимального электрического режима работы печей и параметрами, оказывающими основное влияние на их величину.

В ходе расчетов необходимо тщательно контролировать каждый параметр, сравнивая его с параметрами действующих печей близкой номинальной садки и типа, значения которых можно найти в специальной литературе, или использовать опыт работы металлургических предприятий, имеющих в своем распоряжении аналогичные агрегаты. Особенное внимание необходимо уделить мощности трансформатора, диаметру электродов, плотности тока, толщине слоев футеровки различных элементов печи.

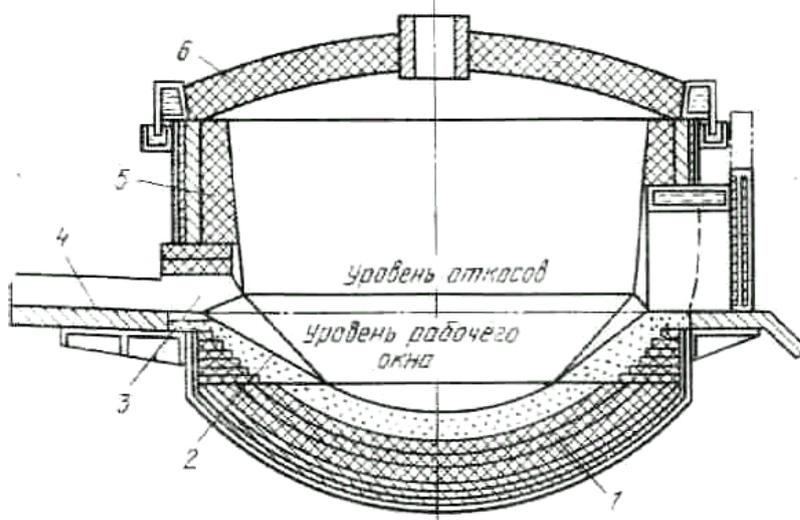
После выполнения расчетной части студенты должны на миллиметровой бумаге с соблюдением масштаба нарисовать эскиз ДСП с изображением послойного расположения футеровки состоящей из различных видов огнеупорных материалов.

1. Футеровка дуговых сталеплавильных печей

Футеровка дуговых печей играет важную роль при выплавке стали. Она предназначена для сохранения высоких температур в плавильном пространстве и защиты корпуса печи от действия расплавленного металла и шлака.

Футеровка печи (рисунок 1) состоит из пода 1, откосов 2, стен 5 и свода 6, арки рабочего окна, сливного отверстия 3 и носка 4. Футеровка пода, откосов и стен может выполняться различными способами из магнезитохромитовых, магнезитовых, хромито-магнезитовых, иногда доломитовых материалов при работе печи основным процессом, и дианасовых при работе печи кислым процессом. В качестве теплоизоляционных материалов используют шамотные изделия, асбест и т.д.

Кладку и набивку подины электроречей выполняют в ходе капитального ремонта, общая продолжительность которого зависит от вместимости печей, и составляет 5-10 суток. Стойкость подины колеблется от 1500 до 5000 плавов. Подину основных печей обычно изготавливают в следующей последовательности (рисунок 2). На металлическое днище укладывают слой молотого или листового асбеста 7 толщиной 10-25 мм, на который для выравнивания поверхности засыпают шамотный порошок 4 толщиной 30-40 мм. Первый слой кладки выполняют шамотным кирпичом 3 толщиной 65 мм, а затем несколько слоев – из магнезитового кирпича 1, уложенного на плашку или ребро. Толщина магнезитовой кладки зависит от размера печи и составляет 575 мм в печах вместимостью 100 т и 295–360 мм в печах вместимостью 10–20 т. Направление кладки каждого слоя изменяют или 90° так, чтобы швы нижнего ряда перекрывались кирпичом следующего ряда. Швы каждого ряда засыпают мелким магнезитовым порошком 5.

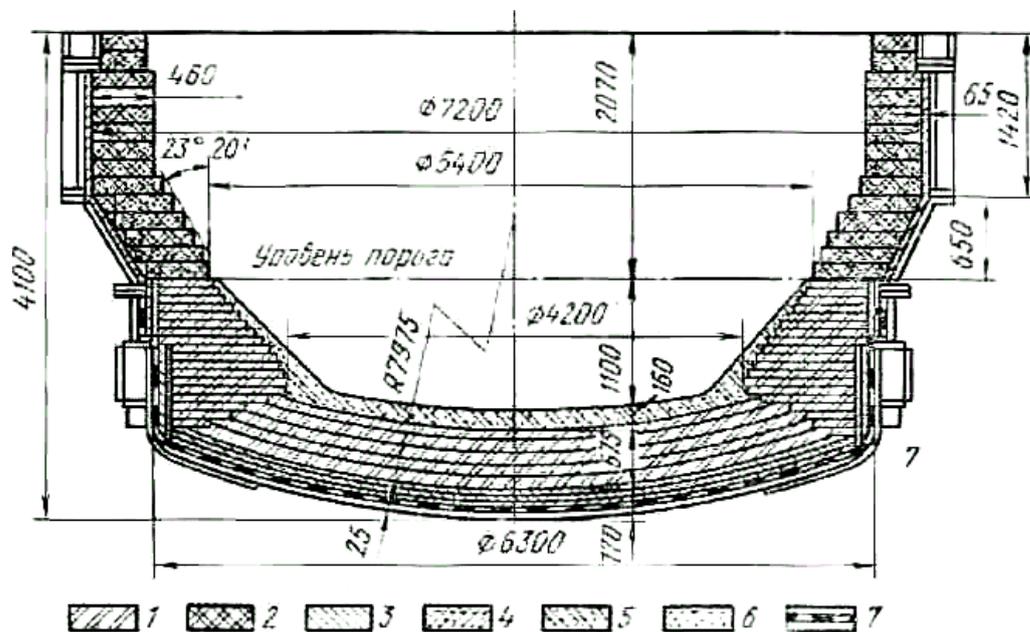


- 1 – пода печи;
- 2 – откосов;
- 3 – стен;
- 4 – сливного носка;
- 5 – арки рабочего окна;
- 6 – свода

Рисунок 1 - Футеровка дуговой печи

Верхний рабочий слой подины выполняют набивным из магнезитового порошка. Для набивки применяют магнезитовый порошок «экстра» (МПЭ), просеянный через сито. Крупность порошка должна быть 1–4 мм. После выполнения последнего кирпичного слоя кладку пода нагревают дровами до

температуры 60–80⁰С, а затем промазывают горячей смолой и проводят набивку подогретым до 100⁰С магнезитовым порошком, смешанным с каменноугольным пеком в соотношении: 88–90% магнезитового порошка и 12–10% каменноугольного пека. Массу распределяют равномерными слоями толщиной 30–40 мм и трамбуют пневматическими трамбовками. Трамбовку слоев ведут непрерывно.



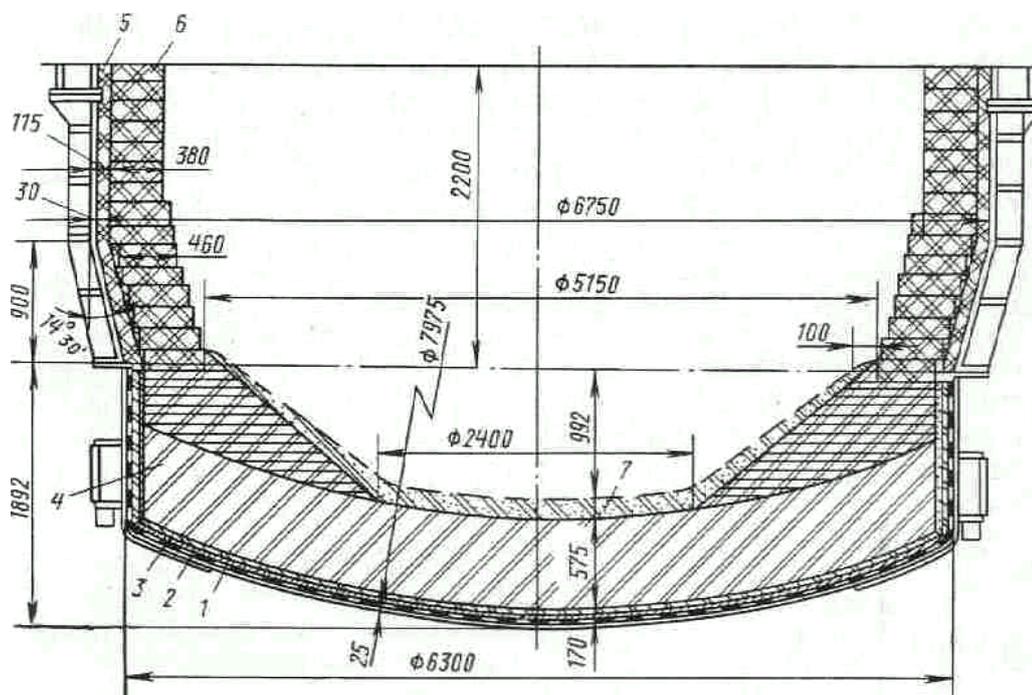
- 1 – кирпич магнезитовый; 2 – кирпич магнезитохромитовый;
3 – кирпич шамотный; 4 – порошок шамотный; 5 – порошок магнезитовый; 6 – асбест молотый; 7 – асбест листовой

Рисунок 2 – Футеровка подины и стен 100 т электропечи:

Общая толщина набивного слоя подины зависит от вместимости печи. Например, на печах вместимостью 12 т она составляет 110–125 мм, на печах большой вместимости 250–300 мм. Продолжительность набивки составляет 8–10 ч. Качество трамбовки подины проверяют с помощью пневматического молотка. При ударе бойком средней силы он должен отскакивать от набойки, не оставляя следов, а звук должен быть однородным. Такой способ изготовления рабочего слоя подины является очень трудоемким. На многих заводах набивку подов дуговых печей осуществляют всухую из магнезитового порошка.

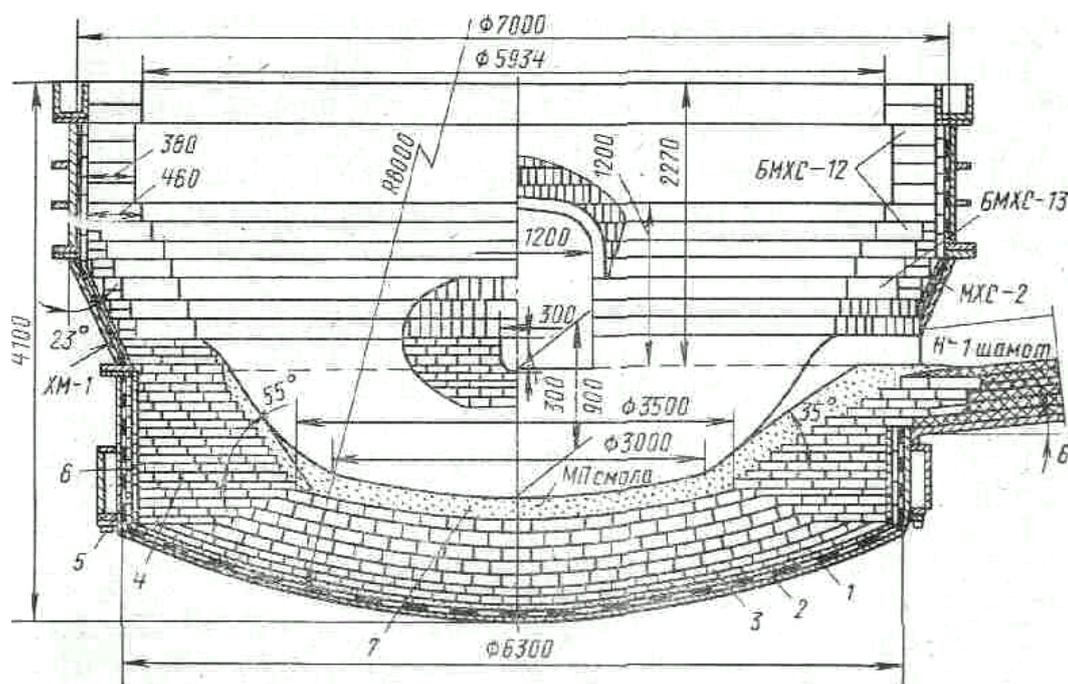
На рисунках 3 и 4 изображена конструкция рабочего пространства и характерное расположение основных слоев футеровки 100 тонных ЭДП металлургических предприятий Челябинска и Липецка.

Изготовление подин кислых печей отличается от изготовления подин основных печей тем, что для кладки применяют динасовый кирпич. Динасовый кирпич при нагревании расширяется (увеличивается его объем), поэтому между динасовыми кирпичами оставляют зазоры, в которые закладывают деревянные прокладки. Отсутствие зазоров между кирпичами приводит к выпучиванию и разрушению пода за счет чрезмерного расширения динаса в процессе службы. Швы между кирпичами смежных рядов кладки не должны совпадать.



1 – листовой асбест; 2 – молотый асбест; 3 – шамотный кирпич; 4 – магнезитовый кирпич; 5 – хромомагнезитовый кирпич; 6 – манезитохромитовый кирпич; 7 – манезитовый порошок

Рисунок 3 - Футеровка печи ДСП-100 ЧМЗ



1 – асбестовый картон; 2 – шамотный порошок; 3 – шамотный кирпич; 4 – магнезитовый кирпич; 5 – легковесный шамотный кирпич; 6 – асбестовая засыпка; 7 – набивной слой

Рисунок 4 - Футеровка печи ДСП-100 НЛМЗ

При изготовлении набивного рабочего слоя поверхностный ряд динасового кирпича слегка смачивают жидким стеклом, на него насыпают слой смеси, состоящий из кварцевого песка и молотой огнеупорной глины (в соотношении 10:1

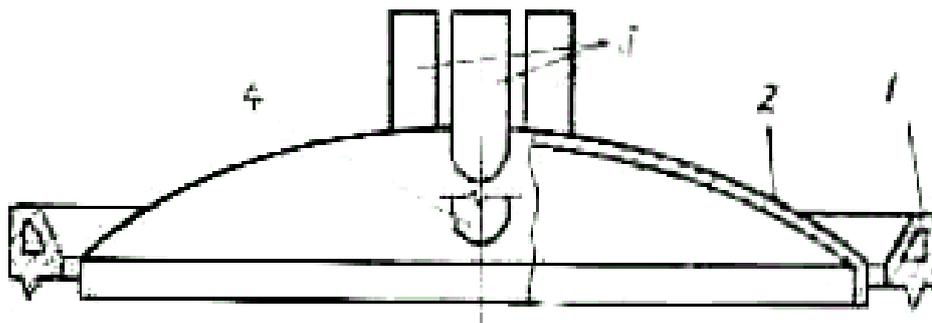
– 15:1 мм), уплотняют пневматическими трамбовками, затем операцию повторяют несколько раз.

Футеровку стен дуговых сталеплавильных печей выполняют в трех принципиально различных вариантах: в виде *кирпичной кладки, набивными и блочными*. На основании опыта работы отечественных заводов стены основных электропечей выполняют преимущественно из магнезитового, а также из периклазошпинелевидного, магнезитохромитового и безобжигового кирпича в кассетах. Кирпичную кладку стен чаще выполняют на откосах, набитых смесью магнезитового порошка либо ведут ее прямо с кирпичной кладкой подины. Толщину стен обычно уменьшают от откосов до свода, что способствует повышению стойкости огнеупорной кладки стен.

Столбики и арки рабочего окна и выпускного отверстия испытывают частые тепловые и механические удары. Их выкладывают из термостойкого хромомагнезитового или магнезитового кирпича.

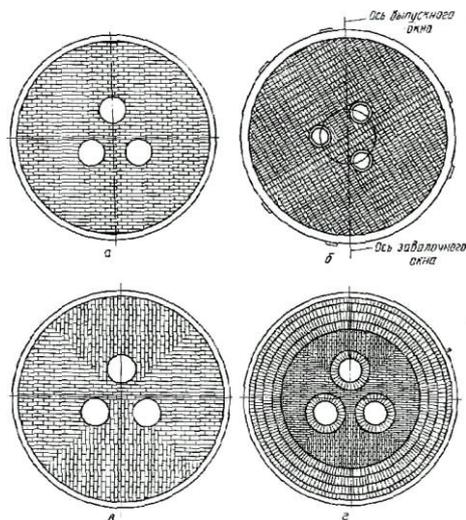
Свод электросталеплавильной печи является наиболее быстро изнашивающимся элементом. Кладка свода перегревается, причем весьма неравномерно, отраженной от стен и шлака лучистой энергией электрических дуг. Кладка разрушается также от сотрясения и переохлаждения при подъеме и повороте свода и химического взаимодействия с печной атмосферой. Главным материалом для изготовления сводов основных и кислых дуговых печей ранее применялся динасовый кирпич. В настоящее время своды основных печей изготавливают из магнезитохромитовых или высокоглиноземистых огнеупорных материалов. Это позволяет в 2-3 раза повысить стойкость сводов. Средняя стойкость хромомагнезитовых сводов составляет 100–200, а динасовых 40–70 плавов в зависимости от особенностей работы печи и ее вместимости.

Свод набирают на специальном металлическом шаблоне (рисунок 5), выпуклость которого соответствует стреле подъема свода. Для динасового свода отношение стрелы подъема к диаметру должно быть не менее 1:12, а для хромомагнезитового – не менее 1:10. На шаблоне имеются указатели для точного установления сводового кольца 1 и копиры отверстий для электродов 3, для патрубка – дымогазоотсоса 4 и кислородной фурмы. Кладку свода (рисунок 6) в зависимости от вместимости печи и условий ее работы ведут различными способами: арочным (рисунок 6,а), секторно-арочным (рисунок 6,б), секторным (рисунок 6,в), комбинированным (рисунок 6,г). Секторную кладку могут вести одновременно четыре каменщика, поэтому она получила широкое распространение, особенно на малых печах, благодаря простоте выполнения и симметричному расположению кирпичей.



1 – сводовое кольцо; 2 – опалубка; 3 – копии электродных отверстий; 4 – копир отверстий для патрубка дымогазоотсосов

Рисунок 5 - Шаблон для изготовления свода



а – арочная кладка в перевязку;

б – секторно-арочная;

в – секторная;

г – комбинированная

Рисунок 6 - Различные способы кладки сводов

На крупных печах применяется главным образом секторно-арочная кладка свода. Для ее выполнения применяют кирпичи четырех фасонов. Иногда применяется также кладка с центральной аркой, не доведенной до сводового кольца. В этом случае центральная арка проходит между отверстием для электрода второй фазы и отверстиями для электродов первой и третьей фаз. Она опирается на поперечные сегменты кладки над рабочим окном и выпускным отверстием.

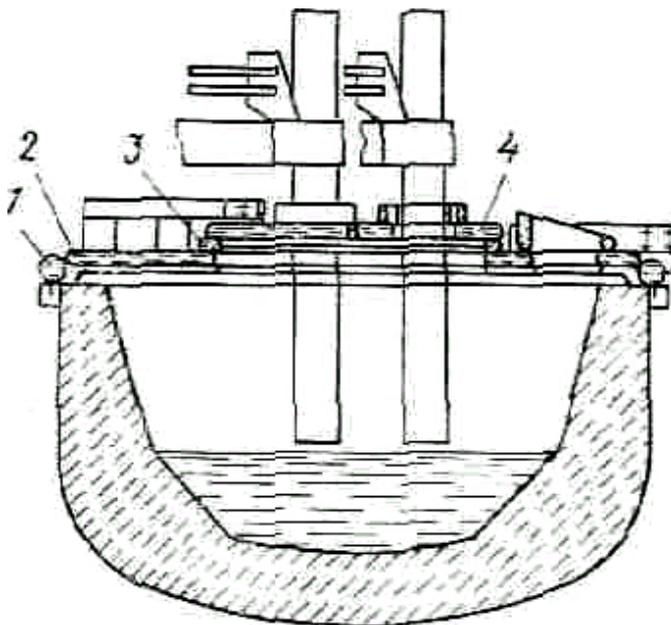
Комбинированная кладка свода сочетает кольцевую кладку по периферии с секторной в центре; такой способ кладки применяется значительно реже, чем другие.

Область электродных отверстий является слабым местом свода из-за наличия отверстий и чрезмерного нагревания в связи с электрическим замыканием электродов через огнеупорную кладку. На многих заводах участки электродных отверстий изготавливают из электроизоляционного бетона, состоящего из высокоглиноземистого цемента (25–20%) и высокоглиноземистого шамота (80%) или плавленого магнезита (85–87%).

Кладку свода из динасового кирпича ведут так же, как из основных огнеупоров. Однако в связи с увеличением объема динаса при нагревании свод делают более выпуклым.

В последнее время опробованы и начинают внедряться водо-охлаждаемые своды. Стойкость таких сводов увеличивается до 4 тыс. и более плавок. Такие своды имеют плоскую форму (рисунок 7), что резко упрощает их изготовление и уменьшает площадь тепловоспринимающей поверхности.

Свод состоит из водоохлаждаемого сводового кольца 1, водоохлаждаемой периферийной части 2, водоохлаждаемой съемной центральной части 4, электроизоляционной прокладки 3, выполняемой из высокоглиноземистого кирпича толщиной не менее 115 мм. Центральная часть свода состоит из трех изолированных один от другого секторов. В одном из секторов выполняется отверстие диаметром 200 мм для ввода кислородной фурмы. Периферийную часть разделяют на три участка. В одном из них выполняют отверстие для отсоса дымовых газов. Электрическая изоляция между секторами центральной части свода обеспечивается воздушным зазором шириной 70 мм и между участками периферийной части 30 мм. Эти зазоры сверху перекрывают кладкой из высокоглиноземистого кирпича.



- 1 – сводовое кольцо;
 - 2 – водоохлаждаемый сектор периферийной части;
 - 3 – электроизоляционная прокладка;
 - 4 – водоохлаждаемый сектор центральной части
- Рисунок 7 - Электродуговая печь с водоохлаждаемыми сводами

С внутренней стороны свод набивают огнеупорной массой толщиной 65 мм. Для удержания набивки поверхность свода армируют стальной полосой в виде ячеек. Масса металлоконструкций с теплоизоляцией водоохлаждаемого свода ДСП-100 составляет 34 т, что примерно в 1,7 раза легче свода, выполненного из кирпичной кладки.

2 Определение оптимального электрического режима работы дуговой печи

Производительность дуговой печи и расход электроэнергии на тонну стали в большой мере зависят от умения определить оптимальный электрический режим плавки. Мы видели, что печной трансформатор имеет несколько ступеней напряжения. Какая мощность, какой ток являются для каждой ступени оптимальными, т. е. обеспечивают наибольший электрический КПД установки и наилучший $\cos\phi$, обеспечивающие максимальное выделение мощности в печи? На

этот вопрос помогают ответить так называемые электрические характеристики дуговой печи, которые строят для каждой ступени напряжения трансформатора на основании полученных опытным путём показателей холостого хода и короткого замыкания трансформатора (рисунок 8). Кривые построены как функции силы тока.

Приняты следующие обозначения и связи между характеристиками:

P_a - активная мощность, забираемая из сети:

$$P_a = 1,73UI \cos \varphi 10^{-3} \text{ кВт}; \quad (2.1)$$

$P_{\text{Э.П}}$ - мощность электрических потерь:

$$P_{\text{Э.П}} = 3I^2R 10^{-3} \text{ кВт}, \quad (2.2)$$

где R – активные сопротивления фаз короткой сети;

$P_{\text{ПОЛ}}$ - полезная мощность (мощность на дугах):

$$P_{\text{ПОЛ}} = P_a - P_{\text{Э.П}} = (1,73UI \cos \varphi - 3I^2R) 10^{-3} \text{ кВт}; \quad (2.3)$$

$\eta_{\text{ЭЛ}}$ - электрический КПД – отношение полезной мощности к мощности, забираемой из сети:

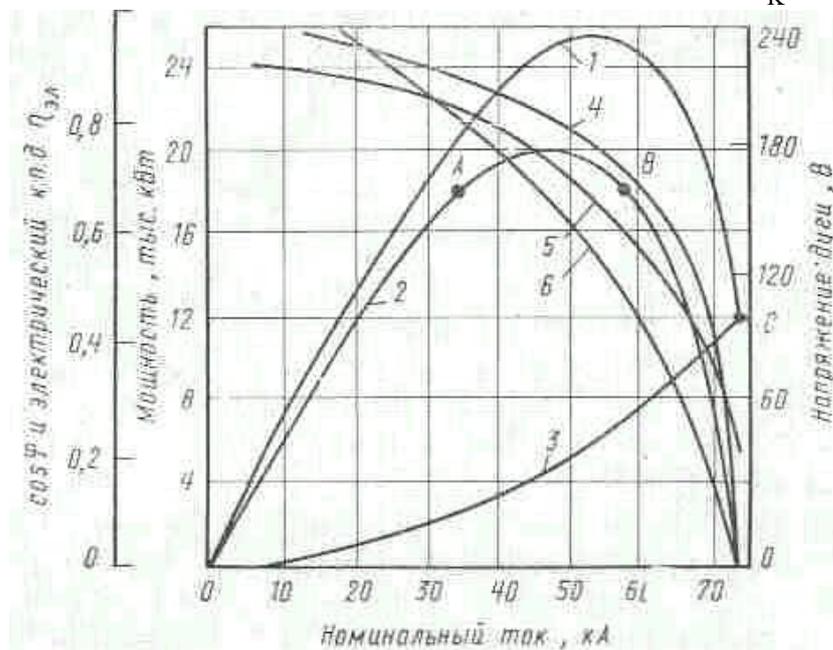
$$\eta_{\text{ЭЛ}} = \frac{P_{\text{ПОЛ}}}{P_a}. \quad (2.4)$$

Кроме активной мощности P_a , из сети забирается также реактивная мощность P_p . Если геометрически сложить активную и реактивную мощности, то получим кажущуюся или установленную мощность, измеряемую в киловольт-амперах

$$P_k = \sqrt{P_a^2 + P_p^2}; \quad (2.5)$$

$\cos \varphi$ - коэффициент мощности установки

$$\cos \varphi = \frac{P_a}{P_k}. \quad (2.7)$$



1 – потребляемая активная мощность, P_A ;

2 – полезная мощность дуг $P_{\text{ПОЛ}}$;

3-мощность электрических потерь $P_{\text{Э.П}}$

4 – электрический КПД $\eta_{\text{ЭЛ}}$;

5-коэффициент мощности $\cos \varphi$;

6 – напряжение дуги U_d

Рисунок 8 - Характеристика электрического режима 100-т дуговой печи для ступени напряжения 417 В

Чем больше реактивная мощность, тем ниже коэффициент мощности, тем хуже использование электрической энергии.

Из диаграммы, составленной для 100-т печи, видно, что полезная мощность максимальная (20 000 кВт) при силе тока 47 000 А, мощность из сети при этом 24 500 кВт, потери 4500 кВт. Кривая полезной мощности имеет точку перегиба. Это значит, что одно и то же значение мощности, выделяющейся внутри печи, может быть достигнуто при двух различных значениях силы тока. При силе тока 35 кА, соответствующей точке А, показатели более выгодные: $\cos \varphi = 0,84$; $\eta_{эл} = 0,86$; потери 2800 кВт. Для силы тока 57 кА, соответствующей точке В, та же полезная мощность 18 00 кВт будет получена при $\cos \varphi = 0,60$, $\eta_{эл} = 0,75$ и мощности потерь 7000 кВт. Следовательно, работать нужно при режиме, определяемом левой ветвью кривой, так как он обеспечивает более высокие электрические показатели, или на максимуме этой характеристики. Однако для сверхмощных дуговых печей рекомендуется работать на правой ветви кривых, что определяется условиями службы футеровки печи.

При одной и той же силе тока более высокое напряжение низкой стороны трансформатора обеспечивает лучшие электрические показатели

Напряжение, В	138	160	240
Электрический КПД, %	80	83	90
$\cos \varphi$	0,83	0,87	0,92

Включение дросселя снижает полезную мощность. Во время эксплуатационного короткого замыкания на электродах (обвал шихты) полезная мощность равна нулю, мощность потерь равна мощности, забираемой из сети. На диаграмме (рисунок 8) при силе тока короткого замыкания 73 кА кривая 1 (P_a) сходится с кривой 3 ($P_{эл}$) в точке С.

Основной недостаток выбора режимов работы по электрическим характеристикам заключается в том, что при этом не учитываются тепловые потери печи и особенности металлургических процессов, происходящих при плавке. По электрическим характеристикам нельзя судить о производительности печи, удельном расходе электроэнергии. В то время как электрические потери, учитываемые электрическими характеристиками, составляют в среднем 10 – 12% от общего расхода электроэнергии на плавку, тепловые потери дуговых печей (по А. Н. Соколову) достигают 25 – 35%, т. е. превышают электрические потери в 2,5 – 3 раза.

Для печи определённой ёмкости электрические потери приблизительно пропорциональны квадрату силы тока и продолжительности работы печи. Тепловые потери существенно изменяются с изменением мощности электрических дуг, которая в свою очередь является сложной функцией от силы тока.

Особенности металлургических процессов при плавке вынуждают отдельно рассматривать периоды плавления – окислительный и восстановительный, так как

полностью каждый из них характеризуется своими значениями электрических параметров, мощности тепловых потерь печи и полезного расхода электроэнергии.

Ю. Е. Ефроймович оптимальный режим периода плавления выбирает на основе анализа зависимостей продолжительности плавления, удельного расхода электроэнергии, стоимости передела тонны стали и коэффициента мощности от силы тока печи для различных ступеней напряжения трансформатора с учетом технологических особенностей выплавки отдельных сталей и свойств, применяемых огнеупоров. Минимуму удельного расхода электроэнергии, минимуму стоимости передела стали и минимуму продолжительности плавления соответствуют различные значения силы тока.

Плавление на высшей ступени напряжения, работа при номинальной силе тока трансформатора, своевременное выключение дросселя, уменьшение реактивного сопротивления короткой сети и другие мероприятия должны быть осуществлены при установлении оптимального электрического режима плавки в период плавления. График электрической нагрузки определяет продолжительность работы на высшей ступени напряжения (по расходу установленного количества электроэнергии); предусмотрено переключение на вторую ступень, когда открытые дуги становятся опасными для футеровки; график должен обеспечить высокий нагрев металла к началу окислительного периода.

3 ЭЛЕКТРОДЫ ДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ

Электроды служат для подвода тока в рабочее пространство печи и образования электрической дуги. Электроды могут быть *угольные и графитированные*. В Электросталеплавильном производстве применяют главным образом графитированные электроды. Угольные электроды обычно используют на малых печах.

Графитированные электроды изготавливают из малозольного нефтяного или пекового кокса с добавками смолы. Спрессованные из них заготовки электродов обжигают сначала в газовых печах при температуре около 1300°C , а затем в печах сопротивления при температуре 2500°C . После обжига и графитизации электроды подвергают механической обработке. Их изготавливают секциями. В торцах секций выполняют гнезда с винтовой резьбой. Соединение отдельных секций осуществляют с помощью цилиндрических или конических ниппелей (рисунок 9), которые обычно изготавливают из заготовок с повышенной прочностью. Ниппели для электродов с диаметром меньше 200 мм имеют резьбу с шагом 8,47 мм, а ниппели большего диаметра – 12,7 мм.

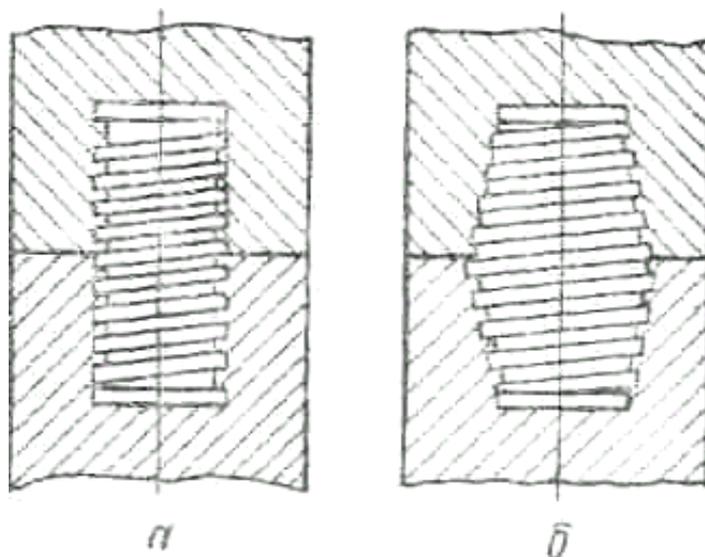


Рисунок 9 - Соединение электродов посредством цилиндрического (а) и конического (б) ниппелей

При диаметре электродов более 400 мм сборку отдельных секций электродов осуществляют не всухую, а на пасте или пеке. Кроме того, для свинчивания электродов обязательно применять специальные устройства, которые обеспечивают необходимое усилие при затяжке электродов. В противном случае от динамических усилий, возникающих при горении дуг, электроды развинчиваются, и ток в этих местах уже идет не по всему их сечению, а только по ниппелю, что приводит к их перегреву и обрыву. На дуговых печах малой вместимости применяют электроды диаметром 300 и 350 мм; средней 500 мм; большой 555 и 610 мм.

При нормальной работе электропечи расход графитированных электродов на 1 т жидкого металла составляет 4-6 кг при кислом и 6-9 кг при основном процессах выплавки стали. С целью уменьшения разъедания шлаком поверхности графитированных электродов их иногда пропитывают раствором борсодержащих соединений. При этом удельный расход электродов снижается на 25 %

4 Пример расчета для определения размеров дуговой электросталеплавильной печи и ее основных электрических параметров

Определение размеров печи покажем на следующем примере.

Рассчитаем печь с номинальной емкостью 45 т, работающую с оптимальной садкой $45 \times 1,4 = 63$ т.

Объем ванны

1 т жидкой стали занимает объем $0,14 \text{ м}^3$, 1 т шлака — $0,333 \text{ м}^3$. Кратность шлака составит $\frac{P_{\text{шлака}}}{P_{\text{металла}}} = 0,07$.

Отсюда ванна печи после капитального ремонта должна иметь объем $(45 \times 0,14) + (45 \times 0,07 \times 0,333) = 6,30 + 1,05 = 7,35 \text{ м}^3$.

Глубина и диаметр ванны

Примем следующие условия:

1) форма ванны — сфероконическая (рисунок 10); 2) уровень шлака в окислительный период плавки совпадает с уровнем порога загрузочного окна и с уровнем нижней кромки выпускного отверстия; 3) отношение диаметра зеркала ванны к глубине ванны $D/H = 5$; 4) высота сферической части ванны $h_1 = 0,2H$.

Объем ванны равен сумме объемов усеченного конуса и шарового сегмента

$$V_B = \frac{\pi h_2}{3} (R^2 + rR + r^2) + \pi h_1 \left(\frac{r^2}{2} + \frac{h_1^2}{6} \right),$$

где R — радиус зеркала ванны на уровне порога;

r — радиус шарового сегмента;

h_2 — высота усеченного конуса.

Так как по условию $D = 5H$; $R = 2,5H$; $h_1 = 0,2H$; $h_2 = 0,8H$;

$d = D - 2h_2 = 3,4H$; $r = 1,7H$, то

$$V_B = 12,1H^3, \text{ или } 0,0968D^3.$$

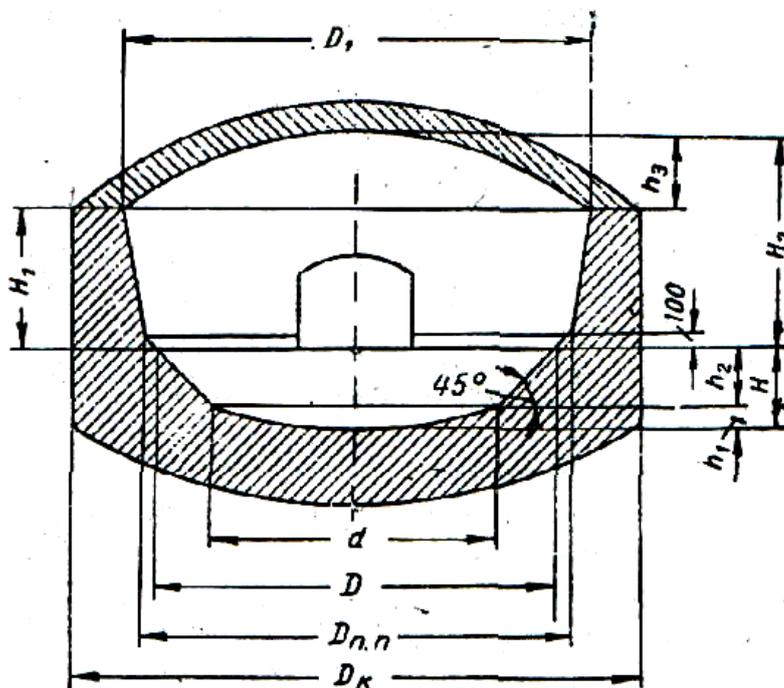


Рисунок 10 - Форма плавильного пространства дуговой печи

Для объема $7,35 \text{ м}^3$:

Глубина ванны $H = 847 \text{ мм} \approx 850 \text{ мм}$.

Диаметр зеркала $D = 850 \times 5 = 4250 \text{ мм}$.

Диаметр сферической части ванны $d = 850 \times 3,4 = 2890 \text{ мм}$.

Высота сферической части $h_1 = 0,2 \times 850 = 170 \text{ мм}$.

Высота конической части $h_2 = 0,8 \times 850 = 680 \text{ мм}$.

Размеры плавильного пространства

Если уровень откосов на 100 мм выше уровня зеркала ванны, то диаметр плавильного пространства на уровне откосов

$$D_{п.п} = 4250 \times 200 = 4450 \text{ мм}.$$

Высота H_1 от порога до пят свода может быть принята равной

$$0,42D \div 0,44D,$$

т. е. $H_1 = 4250 \times 0,44 = 1870$ мм.

Уклон стен рекомендуется равным 10% от высоты пят свода над уровнем откосов, т. е.

$$\frac{1870 - 100}{10} \approx 180_{\text{мм}}$$

Диаметр плавильного пространства на уровне пят свода

$$D_1 = D_{\text{п.п}} + 2 \times 180 = 4810 \text{ мм.}$$

Высота подъема для магнезитохромитового свода равна $\frac{1}{8} D_{\text{п.п}}$

$$h_3 = \frac{4450}{8} \approx 556_{\text{мм}}$$

Толщина свода 300 мм. Расстояние от зеркала ванны до центральной части свода равно

$$1870 + 300 = 2170 \text{ мм.}$$

Толщина футеровки

На уровне верхнего края откосов толщина стен равна 535 мм; она составляется из 10 мм асбеста, 65 мм пеношамота и 460 мм магнезита.

Толщина подины для печей с электромагнитным перемешиванием металла примерно равна 90% от глубины ванны, т. е. 765 мм. Футеровку подины образуют: 20 мм инфузорной земли или шлаковой ваты, 65 мм пеношамотного кирпича, 65 мм шамотного кирпича, 410 мм магнезитового кирпича, 205 мм магнезитовой набойки.

Диаметр кожуха

Внутренний диаметр кожуха равен

$$D_{\text{к}} = D_{\text{п.п}} + 2\delta = 4453 + 2 \times 535 = 5520 \text{ мм.}$$

Если кожух выполнен из железа толщиной 30 мм, то наружный диаметр кожуха

$$D_{\text{к.н}} = 5520 + 2 \times 30 = 5580 \text{ мм.}$$

Печной трансформатор предназначен для преобразования электроэнергии высокого напряжения (35 или 110 кВ) в электроэнергию низкого напряжения в пределах от 600 до 110 В в зависимости от мощности трансформатора.

Трехфазный трансформатор имеет связанные между собой три сердечника, на каждом из которых имеются по две обмотки. Обмотки высокого напряжения в связи с малой силой тока выполняют из медного провода небольшого сечения, а вторые обмотки из медных шин большого сечения. Сердечник с обмотками помещен в бак, заполненный маслом, которое является хорошим изолятором и охлаждающей жидкостью. Печные трансформаторы бывают с естественной и принудительной циркуляцией масла.

Трансформатор устанавливают в отдельном помещении как можно ближе к печи, что способствует сокращению расхода меди и снижению электрических потерь.

Трансформатор оборудуют переключателем напряжения, предназначенным для увеличения или снижения потребляемой мощности. Для этого на первичной обмотке трансформатора делают несколько отпаек, которые выводят на переключатель ступеней напряжения. Переключение трансформатора с одной ступени на другую осуществляют масляными переключателями, имеющими приводы с дистанционным управлением с пульта печи. На печах малой вместимости переключение ступени проводят при снятом напряжении, а на печах большой вместимости – под нагрузкой, что позволяет сократить длительность переключения и общую продолжительность плавки, а также более рационально расходовать электроэнергию во время плавки. Переключение под нагрузкой облегчается благодаря большому числу ступеней напряжения. Так, трансформатор мощностью 25 МВ*А имеет 23 ступени напряжения в пределах 417–131 В.

Выбор мощности трансформатора

Рекомендуется следующее эмпирическое соотношение: кажущаяся мощность трансформатора

$$P_{\text{к}} = \frac{110 \times D_{\text{к.н}}^{3,32}}{\tau},$$

где $P_{\text{к}}$ - в киловольт-амперах;

$D_{\text{к.н}}$ - наружный диаметр кожуха в метрах;

τ - продолжительность плавления номинальной садки;

$$P_{\text{к}} = \frac{110 \times 5.58^{3,32}}{2} \approx 16300 \text{ кВА}$$

По практическим данным для периода плавления

$$P_{\text{ср}} = 0,8 P_{\text{к}} = 16300 \times 0,8 = 13040 \text{ кВА}$$

Полезная мощность за период плавления

$$P_{\text{пол}} = P_{\text{ср}} \cos \varphi \eta_{\text{эл}} = 13040 \times 0,85 \times 0,90 = 9980 \text{ кВт}$$

Здесь $\cos \varphi$ и $\eta_{\text{эл}}$ - средние значения для периода плавления. Если принять расход электрической энергии на плавление 1 т шихты, подогрев металла выше температуры плавления на 100° , плавление и подогрев шлака равным 440 кВт-ч , то для садки в 45 т потребуется $440 \times 45 = 19800 \text{ кВт-ч}$. Для садки в 63 т потребуется $440 \times 63 = 27720 \text{ кВт-ч}$.

В первом случае выбранный трансформатор обеспечит плавление за 1,98 час. ($19800:9980 = 1,98$ часа), или (округленно) за 2 часа; во втором случае за 2,77 часа ($27720 : 9980 = 2,77$ часа), или 2 час. 46 мин.

Выбор ступеней напряжения

При выборе верхней ступени вторичного напряжения рекомендуется следующее эмпирическое соотношение

$$U_{\text{л}} = 15 \sqrt[3]{P_{\text{к}}},$$

где $P_{\text{к}}$ — кажущаяся мощность трансформатора.

Для нашего примера $U_{\text{л}} = 15 \sqrt[3]{16300} \approx 380 \text{ В}$. Для печей средней емкости (до 70 т) рекомендуется 8 ступеней напряжения, из них низшая не должна превышать 130 в. Плавное снижение мощности можно обеспечить при следующей величине промежуточных ступеней вторичного напряжения:

Треугольник

Звезда

1 ступень	380 в	5 ступень (380:1,73)	219 в
2 ступень (380×0,85)	323	6 ступень (323:1,73)	186 в
3 ступень (323×0,85)	274 в	7 ступень (274:1,73)	158 в
4 ступень (274×0,85)	233 в	8 ступень (233:1,73)	134 в

Расчет диаметра электродов

Для трансформатора мощностью 16300 кВА и вторичного напряжения 380В сила тока

$$I = \frac{16300 \times 1000}{380 \times 1,73} = 24790 \text{ А.}$$

Диаметр электрода определяется по формуле

$$D = \sqrt[3]{\frac{0,406 \times I^2 \times \rho}{k}} \text{ см,}$$

где I—сила тока;

ρ —удельное сопротивление электрода при 500°, для графитированных электродов $\rho = 10 \text{ ом/мм}^2 \times \text{м}$;

k—коэффициент для графитированных электродов $k=2,1 \text{ (вт/см}^2 \text{)}$;

$$d = \sqrt[3]{\frac{0,406 \times 24790^2 \times 10}{2,1 \times 10^4}} = 49,2 \text{ см.}$$

Ближайший размер электродов, выпускаемых промышленностью, 500 мм. Сечение такого электрода равно 1912 см². Плотность тока для электрода диаметром 500 мм

$$\frac{I}{S} = \frac{24790}{1912} = 12,96 \text{ а / см}^2.$$

Останавливаем свой выбор на электроде диаметром 500 мм.

Диаметр распада электродов

Равномерность излучения на стены достигается, когда отношение диаметра распада электродов к диаметру зеркала ванны близко к 0,3.

Для нашего примера

$$d_{расп} = 0,3D = 0,3 \times 4250 = 1275 \text{ мм.}$$

5 Параметры, рекомендуемые для контроля правильности рассчитываемых величин

Анализ литературных данных позволил определить основные пределы технологических параметров дуговых сталеплавильных печей, которые необходимо учитывать при выполнении данного задания.

1. Толщина свода:

до 20 т – 230 мм; 20–40 т – 300 мм; более 40 т – 380-460 мм.

2. Толщина стен:

до 100 т – 450-550 мм; более 100т – 550-650 мм.

3. Мощность трансформатора, МВ А:

25 т – 15-20; 50 т – 20-32; 75 т – 30-45; 100 т – 30-50;

150 т - 45-60; 200 т – 60-80; 250 т – 90-120; 400 т – 200.

4. Самые крупные печи имеют высшую степень напряжения 450-950 В, напряжение на нижней ступени не должно превышать 163 В.

Рекомендуемое напряжение на верхней ступени (В) и количество ступеней:

200-250 В – 2 - 4 ступени; 260-300 – 4 - 6 ступеней; 320-400 – 6 - 8 ступеней; 400-500 – 8-12 ступеней; 600 и более – до 23 ступеней.

Пределы напряжения в зависимости от садки печи:

1,5 т – 104-225 В; 3 т – 116-242 В; 6 т – 115-280 В; 12 т – 120-320 В; 25 т – 132-390 В; 50 т – 146-430 В; 100 т – 163-480 В.

5. Рекомендуемая плотность тока (A/cm^2) в зависимости от диаметра электрода, мм:

100 – 32; 150 – 26; 200 – 23; 250 – 21; 300 – 19; 350 – 18; 400 – 16; 500 – 15; 555 – 15; 610 – 12-14.

7 ВАРИАНТЫ ЗАДАНИЙ

Вариант	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ном. садка печи, т	0,5	1	1,5	2	3	5	6	10	12	15
Вариант	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Ном. садка печи, т	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65
Вариант	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
Ном. садка печи, т	70	75	80	90	100	130	150	200	220	250
Вариант	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
Ном. садка печи, т	280	120	95	290	230	160	300	350	360	400

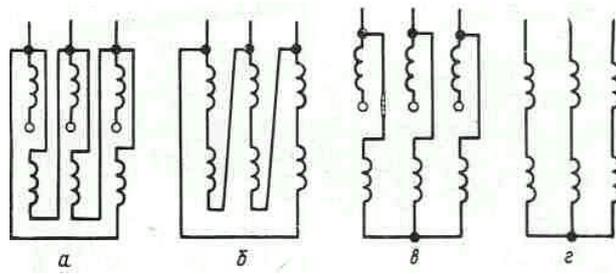


Рис. Схема соединения обмоток трансформатора.

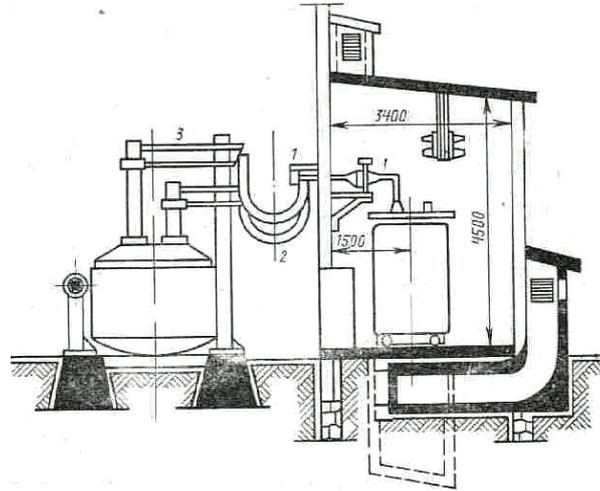


Рис. Короткая сеть дуговой печи.

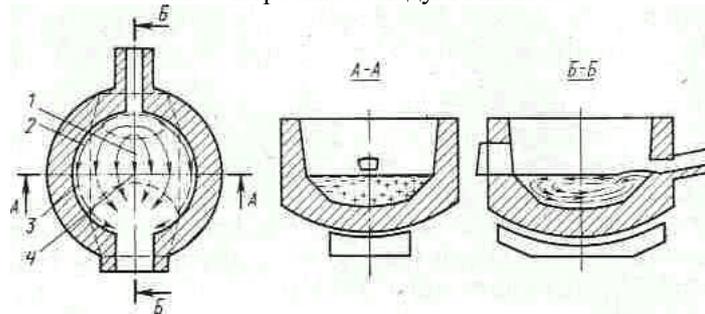


Рис. Электромагнитное перемешивание металла в дуговой печи
 1 – скорость перемешивания (у поверхности ванны) 0,4 м/с; 2 – то же 0,6 м/с; 3 – то же 0,4 м/с; 4 – то же 0 м/с.

Практическая работа № 2

Тема: Расчет основных размеров и параметров кислородного конвертера

Цель: Приобретение навыков решения практических задач и умение анализировать предусмотренные результаты.

Теоретическое обоснование

Размеры конвертера влияют на многие показатели процесса и есть заранее всего, обеспечить без выбросов металла везде горловину, по сколько уменьшают выход годной стали и требуют периодических остановок конвертера. Целью удаления настилей металла с горловины и входной части котла-утилизатора. Основные параметры, яки признают возможность работы конвертера беи выбросов - это удельный объем (объем рабочей полости, которая поступает на 1 т жидкой стали, $\text{м}^3 / \text{т}$ и отношение высоты рабочего пространства (от среза горловины до центра днища) к его внутреннего диаметра $H_1 : D_v$ (величина D_v выбирается от сады).

Для ранее построенных конвертеров характерно их колебания в широких пределах: удельного объема - от 0,5 до 1,5 $\text{м}^3 / \text{т}$; величины $H_1 : D_v$ от 2,1 до 1,17. Удельный объем должен находиться в оптимальных пределах. Как он недостаточен, то во время продувки возникают выбросы металла и шлака, которые вспенивающимися. При этом нижний допустимый предел удельного объема зависит от параметров дутьевого режима: чем выше интенсивность подачи кислорода и чем меньше количество сопел в фурму, тем больше должен быть удельный объем. Вместе с тем, как что удельный объем очень большой, тогда несправедливо растут габариты конвертера и высота конверторного цеха, а также теплопотери и затраты огнеупоров для кладки футеровки.

При снижении величины $H_1 : D_v$ стенки конвертера виддалюются от высокотемпературной зоны, что способствует повышению их устойчивости; растет также площадь контакта со шлаком, что облегчает удаление в шлак фосфора и серы. Вместе с этим при очень большом понижении отношение $H_1 : D_v$, то есть снижению высоты конвертера, начинаются выбросы. Но и повышение $H_1 : D_v$ сверху оптимальной величины не рекомендуется, так как это требует повышения высоты сооружения цеха.

В последние годы диаметр горловины D , конвертеров емкостью от 50 до 400 м изменяется от 1,0 до 4,1 м (обычно возрастает при повышении емкости конвертера, так как при этом увеличивается количество догруженный лома). При выборе величины D г стального лома учитывают то, что горловина больших розмирив позволяет выполнять завалку стального лома в одно приемов. Вместе с тем, при повышении D г растут теплопотери и несколько возрастает содержание азота в стали, потому что везде большую горловину должна быть больше, чем это необходимо для загрузки шихты. $D_r = (0,4-0,63) D_v$.

От углу наклона стенок горловины к вертикали (α) зависит устойчивости футеровки горловины. С повышением емкости угол α растет. Диаметр сталевыпускного отверстия $d_{отв}$ обычно колеблется в пределах 100- 190 мм [1].

Во время выполнения работы необходимо:

1. Расположить высоту рабочего процесса H_1 .
2. Рассчитать диаметр горловины D_r .

3. Расчетными размерами соответственно варианту задания (рисунок 1)

4. Нарисовать профиль конвертора.

5. Рассчитать высоту рабочего пространства H_1 .

6. Рассчитать диаметр горловины D_g

7. Рассчитать высоту горловины H_g

8. $H_g = ((D_b - D_g) / 2) \times \operatorname{tg} \alpha$

9. На рисунке 1 показан профиль конвертора с буквенными обозначениями главных размеров.

Пример: расчет кислородного конвертора емкостью 300 т.

Определение главных размеров конвертера.

Таблица - Исходные данные.

Садка конвертера, м	Диаметр, D_b , м	Отношение H_1/D_b	Отношение D_g/D_b
300	6,5	1,7	0,52

Определяем высоту рабочего пространства конвертера:

$$H_1 = 1,7 \times D_b, \text{ м,}$$

где D_b - внутренний диаметр конвертера

$$H_1 = 1,7 \times 6,5 = 11,05$$

По данному отношению $D_g / D_b = 0,52$ определяем диаметр горловины:

$$D_g = 0,52 \times D_b, \text{ м}$$

$$D_g = 0,52 \times 6,5 = 3,38$$

Определяем высоту горловины по формуле:

$$H_g = \frac{D_b - D_g}{2} \times \operatorname{tg} \alpha;$$

где α угол наклона к вертикали, в конвертерах средней и великой емкости колеблется в пределах 53-75°.

Принимаем $\alpha = 60^\circ$;

$$\operatorname{tg} \alpha = 1,7315;$$

$$\text{тогда } H_g = \frac{6,5 - 3,38}{2} \times 1,7315 = 2,7011 \text{ м}$$

Определяем объем жидкого металла:

$$V_{\text{мет}} = 0,145 \times Q_{\text{ф}}, \text{ м}^3$$

где 0,145 – удельный объем металла, $\text{м}^3/\text{т}$

300 – садка конвертера,

$$\text{Тогда } V_{\text{мет}} = 0,145 \times 300 = 43,5 \text{ м}^3$$

Рассчитываем общую глубину металлической ванны.

Днище конвертера устраивается немного изогнутым с целью повышения его устойчивости. Металл в спокойном состоянии вмещивается в шаровом сегменте цилиндрической части конвертера, то есть:

$$V_{\text{мет}} = V_{\text{шс}} + V_{\text{цч}}, \text{ м}^3$$

Объем шарового сегмента определяется по формуле

$$: V_{\text{шс}} = \frac{1}{6} \pi \times h_{\text{шс}} \times \left[3 \times \left(\frac{D_b}{2} \right)^2 + h^2 \right]_{\text{шс}}, \text{ м}^3$$

где $h_{шс} = 0,40$ принятая высота шарового сегмента, высота шарового сегмента обычно составляет 0,3-0,5м

$$\text{тогда } V_{шс} = \frac{1}{6} \times 3,14 \times 0,4 \times \left(3 \times \left(\frac{6,5}{2} \right)^2 + 0,4^2 \right) = 6,66$$

Объем цилиндрической части конвертера, содержащий металл, равна:

$$V_{цч} = \pi \times \left(\frac{Dв}{2} \right)^2 \times h_{цч},$$

$$V_{цч} = 3,14 \times \left(\frac{6,5}{2} \right)^2 \times h_{цч} = 33,166 \times h_{цч}$$

Определяем высоту металла, который расположен в цилиндрической части конвертера по формуле

$$43,5 = 6,66 + 33,1663 h_{цч}$$

$$43,5 - 6,66 = 33,1663 h_{цч}$$

$$36,84 = 33,1663 h_{цч}$$

$$h_{цч} = 1,11$$

Рассчитываем высоту слоя шлака по формуле:

$$h_{шл} = \frac{Q_k G_{шл}}{\rho \times \pi \times \left(\frac{Dв}{2} \right)^2}$$

где $G_{шл}$ – количество шлака, %.

Принимаем $G_{шл} = 10\%$

ρ - плотность шлака, кг/м³.

Принимаем $\rho = 3000$ кг/м³.

$$\text{Тогда } h_{шл} = \frac{300000 \times 0,1}{3000 \times 3,14 \times \left(\frac{6,5}{2} \right)^2} = 0,3$$

Общая высота ванны в спокойном состоянии:

$$h_{в} = h_{мет} + h_{шл}, \text{ м}$$

$$h_{в} = 1,11 + 0,3 = 1,410$$

Высота цилиндрической части конвертера равна:

$$H_{цч} = H_1 - H_{г} - h_{шс},$$

$$H_{цч} = 11,05 - 2,7011 - 0,4 = 7,949$$

Определяем толщину футеровки конвертера

Толщина футеровки в цилиндрической части ($t_{ц}$) обычно составляет 650 - 1000 мм в зависимости от емкости конвертера:

Емкости конвертера	($t_{ц}$), мм
50	650
100-130	780-830
150	870
200-250	890-930
300-400	830-1000

Принимаем $t_{ц} = 915$ мм

Толщина футеровки в конической части S_k принимается на 125 - 179 мм и менее, чем в цилиндрической. $915 - 150 = 765$ Принимаем $t_k = 765$ мм.

Толщина футеровки днища t_d принимается на 110 - 125 мм больше

цилиндрической части. $915+115=1030$, принимаем $t_d = 1030$ мм

Определяем наружные размеры конвертера.

Внешний диаметр конвертера

$$D = D_{в} + 2t_{ц} + 2\delta_{ц}$$

где δ – толщина кожуха цилиндрической части, обычно составляет 60-100мм.

принимаем $\delta_{ц} = 70$ мм

$$\text{Тогда } D = 6.5 + 2 \times 0,915 + 2 \times 0,07 = 8,47 \text{ м}$$

Общая высота конвертера

$$H = H_1 + t_{дн} + \delta_{дн}, \text{ м}$$

где $\delta_{д}$ – толщина кожуха днища конвертера, обычно составляет 50-70мм.

принимаем $\delta_{д} = 70$ мм

$$H = 11,05 + 0,915 + 0,07 = 12,035$$

Расстояние от уровня спокойной ванны до среза горловины:

$$H_2 = H_1 - h_{в}, \text{ м}$$

$$H_2 = 11,05 - 1,410 = 9,64 \text{ м}$$

Диаметр стали выпускного отверстия $d_{отв}$ обычно колеблется в пределах 100 - 250 мм в зависимости от емкости конвертера.

принимаем $d_{отв} = 200$ мм.

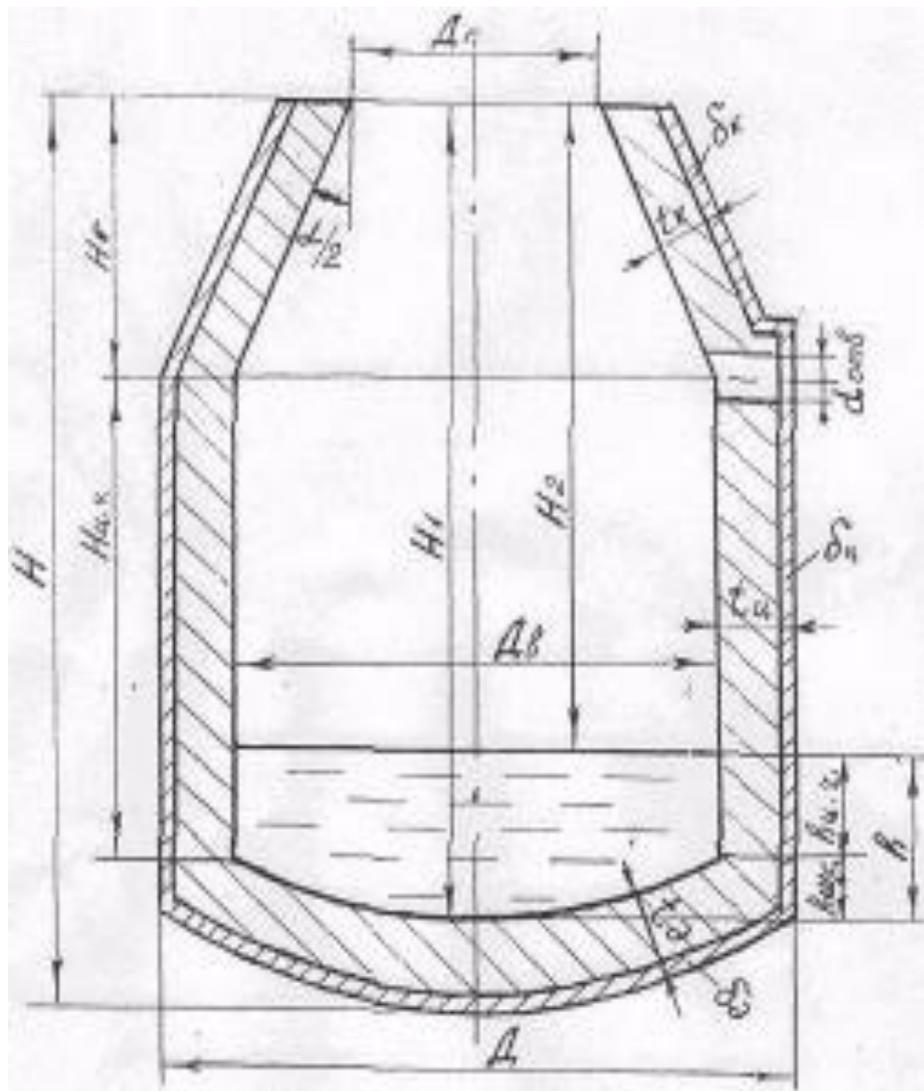


Рисунок 1-Основные геометрические размеры кислородного конвертера.

**Приложение 1 для выполнения расчета основных размеров конвертера
Задача для расчета конвертеров кислородного дутья сверху**

варианты	Сада конвертора, m	Диаметр, Дв .m	Отношение Н ₁ / Дв	Отношение Дг / Дв
1	100	4,2	1,4	0,4
2	130	4,3	1,45	0,42
3	200	5,5	1,55	0,46
4	250	6,2	1,6	0,48
5	275	6,4	1,65,	0,5
6	300	6,5	1,7	0,52
7	350	7	1,75	0,6
8	400	7,1	1,8	0,61
9	450	7,6	1,8	0,63
10	400	7,2	1,8	0,61
11	350	7,1	1,8	0,6
12	300	6,7	1,75	0,52
13	250	6,3	1,6	0,48
14	200	5,8	1,55	0,44
15	130	4,9	1,45	0,44
16	100	4,3	1,43	0,44
17	50	3,4	1,41	0,42
18	100	4,4	1,42	0,42
19	200	5,6	1,43	0,44
20	250	5,9	1,44	0,55
21	275	6,3	1,63	0,49
22	300	6,6	1,67	0,53
23	350	7,2	1,71	0,57
24	400	7,4	1,75	0,58
25	450	7,5	1,77	0,61

Практическая работа №3

Тема: Расчет материального баланса кислородно-конвертерной плавки

Цель работы: Научиться рассчитывать материальный баланс кислородно-конвертерной плавки.

При продувке жидкого чугуна технически чистым кислородом сверху применяются три основных способа охлаждения операции (плавки):

1) Охлаждение твердыми окислителями (железной рудой, окалины, агломераты и т.д.).

2) Охлаждение стальным скрапом.

3) Охлаждение стальным скрапом с добавкой небольшого количества твердого окислителя (1-2% от массы чугуна) для ускорения процесса шлакообразования и корректировки температуры металла по ходу продувки.

В современных большегрузных кислородных конвертерах чаши применяется третий способ охлаждения плавки.

Настоящий примерный расчет материального баланса кислородно-конвертерной плавки составлен для случая работы с применением для охлаждения операции стального скрапа с небольшими добавками твердого окислителя (железной руды) и предназначен в качестве учебного пособия при выполнении курсовых и дипломных работ.

Расчет кислородно-конвертерной плавки с охлаждением операции скрап и рудой

Исходные данные

Таблица №1 - Химический состав чугуна, скрапа, металла перед раскисления и готовой стали 3 сп%

Наименование материала	C	Si	Mn	P	S
Чугун передельный 80%	4,12	0,67	1,58	0,13	0,05
Скрап 20%	0,17т	0,23	0,46	0,03	0,04
Металл перед раскислением	0,15	0	0,18	0,01	0,03
готова сталь	0,14 - 0,22	0,12 - 0,30	0,40 - 0,65	н.б.0,04	н.б.0,05

Таблица 2 - Химический состав известь, плавикового шпата, железной руды и футеровки%

Наименование материала	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	H ₂ O	
Известь	2,0	91,0	1,0	1,5	-	-	0,5	4,0
плавиковый шпат	4,2	2,1	-	0,8	-	89,4	-	3,5
Железная руда	7,1	1,0	0,2	4,6	86,0	-	1,1	-
Смолодоломитовый кирпич	2,0	58,0	36,5	1,5	2,0	-	-	-

Расход чугуна составляет 80% от массы металлической шихты, расход скрапа - 20%.

Расход железной руды для ускорения шлакообразования и корректировки температуры металла - 1,5% от массы металл в шихты (обычно составляет 1-2%).

Температура чугуна при заливке в конвертер 1315 ° С.

Температура стали перед выпуском 1610 ° С.

Расчет ведем на 100 кг металлошихты (чугун + скрап). Определяем средний состав металлической шихты%

Для чугуна

$$C \ 80/100 \times 4,12 = 3,296$$

$$Mn \ 80/100 \times 1,58 = 1,284$$

$$Si \ 80/100 \times 0,67 = 0,536$$

$$P \ 80/100 \times 0,13 = 0,104$$

$$S \ 80/100 \times 0,05 = 0,040 \text{ эти данные внесем в таблицу 3}$$

Для скрапа

$$C \ 20/100 \times 0,17 = 0,034$$

$$Mn \ 20/100 \times 0,46 = 0,092$$

$$Si \ 20/100 \times 0,23 = 0,046$$

$$P \ 20/100 \times 0,03 = 0,006$$

$$S \ 20/100 \times 0,04 = 0,008 \text{ эти данные внесем в таблицу 3}$$

Таблица 3 - Определяем средний состав металлической шихты, кг.

	C	Mn	Si	p	S
Чугун	3,296	1,264	0,536	0,104	0,040
Скрап	0,034	0,092	0,046	0,006	0,008
Средний состав	3,380	1,356	0,582	0,110	0,048

Определяем сколько удаляется примесей на 100кг металла, кг

$$C \ 3,330 - 0,15 \times 0,9 = 3,195$$

$$Mn \ 1,356 - 0,18 \times 0,9 = 1,194$$

$$Si \ 0,582$$

$$P \ 0,110 - 0,01 \times 0,9 = 0,101$$

$$S \ 0,048 - 0,08 \times 0,9 = 0,021$$

$$Fe \text{ (в дым)} \ 1,2$$

 угар примесей 6,293

Выход стали принимаем равным 0,9.

Потери железа испарением обычно составляют 0,8 - 1,6%.

Принимаем 1,2%

Принимаем, что при продувке ванны кислородом 10% S выгорает до SO₂, то есть окисляется:

$$0,048/10 = 0,0048 = 0,005 \text{ кг серы}$$

Расход кислорода на окисление примесей составляет, кг:

$$C - CO_2 \ 3,195 \times 0,1 \times 32/12 = 0,850$$

$$C - CO \ 3,195 \times 0,9 \times 16/12 = 3,834$$

$$Si - SiO_2 \ 0,582 \times 32/28 = 0,665$$

$$Mn - MnO \ 1,194 \times 16/55 = 0,347$$

$$\begin{array}{l}
 S - SO_2 \quad 0,005 \times 32/32 = 0,005 \\
 P - P_2O_5 \quad 0,101 \times 80/62 = 0,130 \\
 Fe - Fe_2O_3 \quad 1,200 \times 48/112 = 0,514 \\
 \qquad \qquad \qquad 6,345
 \end{array}$$

Принимаем, что 90% С окисляется до CO, а 10% до CO₂

Образуется масса оксидов, кг

$$CO_2 \quad 3,195 \times 0,1 \times 44/12 = 1,169$$

$$CO_2 \quad 3,195 \times 0,9 \times 28/12 = 6,710$$

$$SiO_2 \quad 0,582 \times 60/28 = 1,247$$

$$MnO \quad 1,194 \times 71/55 = 1,541$$

$$P_2O_5 \quad 0,101 \times 142/62 = 0,231$$

$$SO_2 \quad 0,005 \times 64/32 = 0,010$$

$$Fe_2O_3 \quad 1,200 \times 160/112 = 1,714$$

В шлак переходит серы, кг

$$0,021 - 0,005 = 0,016$$

При переходе серы в шлак освобождается кислорода, кг

$$0,016 / 2 = 0,008$$

Расход кислорода составляет, кг

$$6,345 - 0,006 = 6,337$$

Расход известь определяем по балансу CaO и SiO₂ в шлаке для получения основности 3,2 (основность шлака должна составлять от 2,8 до 3,5). Для формирования шлака принимаем расход плавикового шпата равным 0,3 кг. По данным практики отечественных и зарубежных заводов расход. Разжижители обычно составляет:

а) боксита 0,6 - 1,2%;

б) плавикового шпата 0,2 - 0,6%.

Расход (износ) футеровки колеблется в пределах 0,8-1,2% от массы металлошихты.

Принимаем расход футеровки равным 1,1% или 1,1 кг на 100 кг металлошихты.

Расходы извести обозначим через X.

Количество CaO в конечном шлака, поступающего из материалов, составит, кг

$$\text{Футеровки } 1,1 / 100 \times 58 = 0,638$$

$$\text{Железной руды } 1,5 / 100 \times 1,0 = 0,015$$

$$\text{Плавиковый шпат } 0,3 / 100 \times 2,1 = 0,006$$

$$\text{Известь } X / 100 \times 91 = 0,91x$$

 Всего $0,659 + 0,91x$

SiO₂ в конечном шлака, вносится материалами, кг

$$\text{Металлическая шихта} \quad 1,247$$

$$\text{Железной руды } 1,5 / 100 \times 7,1 = 0,106$$

$$\text{Плавиковый шпат } 0,3 / 100 \times 4,2 = 0,013$$

$$\text{Футеровки } 1,1 / 100 \times 2,0 = 0,022$$

$$\text{Известь } X / 100 \times 2,0 = 0,02x$$

$$\text{Всего } 1,388 + 0,02x$$

MgO в конечном шлака, вносится материалами, кг

$$\text{Футеровки } 1,1 / 100 \times 36,5 = 0,4015$$

Железной руды $1,5 / 100 \times 0,2 = 0,003$

Известь $x / 100 \times 1,0 = 0,01x$

Всего $0,4045 + 0,01x$

Al_2O_3 в конечном шлаке, вносится материалами, кг

Футеровки $1,1 / 100 \times 1,5 = 0,016$

Железной руды $1,5 / 100 \times 4,6 = 0,069$

Известь $x / 100 \times 1,5 = 0,015x$

Плавиковый шпат $0,3 / 100 \times 0,8 = 0,002$

Всего $0,0879 + 0,015x$

Fe_2O_3 в конечном шлаке, вносится материалами, кг

Футеровки $1,5 / 100 \times 86,0 = 1,29$

Железной руды $1,1 / 100 \times 2,0 = 0,022$

Всего 1,312

CaF_2 в конечном шлаке, вносится материалами, кг

Плавиковый шпат $0,3 / 100 \times 89,4 = 0,2682$

Вместо CaO и SiO_2 подставляем их значения и определяем расход извести

$0,659 + 0,91x = 3,2 (1,388 + 0,02x)$

$0,659 + 0,91x = 4,4416 + 0,064x$

$0,659 - 4,416 = 0,064x - 0,91x$

$-3,7826 = -0,846 X$

$X = -3,7826 / -0,846$

$X = 4,47$

Металлическая шихта, железная руда, плавиковый шпат, известь и футеровки вносят в шлак, кг (таблица 4)

Таблица 4 - составляющие шлака, кг

	Материалы					Всего
	Мет шихта	Железная руда	Футеровка	Плавиков. Шпат	Известь / X /	
SiO_2	1,247	0,106	0,022	0,013	0,069	1,477
CaO	-	0,015	0,638	0,006	4,068	4,727
MgO	1,382	0,003	0,402	-	0,045	0,450
Al_2O_3	-	0,069	0,016	0,002	0,067	0,154
S	0,016	-	-	-	-	0,016
MnO	1,541	-	-	-	-	1,541
P_2O_5	0,231	-	-	-	-	0,231
Fe_2O_3	-	1,29	0,022	-	-	1,312
CaF_2	-	-	-	0,268	-	0,268
Σ	3,035	1,483	1,100	0,289	4,289	10,176

В извести содержится

$4,47 / 100 \times 0,5 = 0,022$ кг H_2O

$$4,47 / 100 \times 4,0 = 0,179 \text{ кг } \text{CO}_2$$

Плавиковый шпат содержит

$$0,3 / 100 \times 3,5 = 0,011 \text{ CO}_2$$

Железняк содержит

$$1,5 / 100 \times 1,1 = 0,016 \text{ кгH}_2\text{O}$$

Масса шлака без оксидов железа составляет, кг

$$10,176 - 1,312 = 8,864$$

В зависимости от режима продувки, основности конечного шлака и содержание "С" в металле в конце продувки плавки отношение FeO (в%) в Fe₂O₃ (в%) в шлаке обычно колеблется в пределах 1,5 - 3,0.

Принимаем содержание оксидов железа в шлаке 12% FeO и Fe₂O₃ 5%, (при верхнем дутье) тогда масса оксидов шлака без FeO и Fe₂O₃ будет составлять 83%.

Принимаем содержание оксидов железа в шлаке **7% FeO и Fe₂O₃ 4%** (при комбинированном), тогда масса оксидов шлака без FeO и Fe₂O₃ будет составлять **89%**.

$$\text{Масса шлака ровная, кг } 8,864 / 83 \times 100 = 10,679$$

Рассчитываем химический состав конечного шлака, кг

$$\% \text{ SiO}_2 \quad 1,477 / 10,679 \times 100 = 13,83$$

$$\% \text{ CaO} \quad 4,727 / 10,679 \times 100 = 44,26$$

$$\% \text{ MgO} \quad 0,450 / 10,679 \times 100 = 4,21$$

$$\% \text{ Al}_2\text{O}_3 \quad 0,154 / 10,679 \times 100 = 1,44$$

$$\% \text{ S} \quad 0,016 / 10,679 \times 100 = 0,15$$

$$\% \text{ MnO} \quad 1,541 / 10,679 \times 100 = 14,43$$

$$\% \text{ P}_2\text{O}_5 \quad 0,231 / 10,679 \times 100 = 2,17$$

$$\% \text{ CaF}_2 \quad 0,268 / 10,679 \times 100 = 2,51$$

$$\% \text{ FeO} \quad \mathbf{12,00}$$

$$\% \text{ Fe}_2\text{O}_3 \quad \mathbf{5,00}$$

Всего 100

Таблица 5- Хим. состав конечного шлака, %

SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	S	MnO	P ₂ O ₅	CaF ₂	FeO	Fe ₂ O ₃	Σ
13,83	44,26	4,21	1,44	0,15	14,43	2,17	2,51	12	5	100

Фактическая основность конечного шлака

$$\frac{\% \text{ CaO}}{\% \text{ SiO}_2} = \frac{44,26}{13,83} = 3,2 \text{ то есть соответствует заданной (допустим на } \pm 0,05)$$

Масса оксидов железа составляет

$$10,679 - 8,864 = 1,815 \text{ кг, в том числе}$$

$$\text{FeO} = 10,679 / 100 \times \mathbf{12} = 1,281$$

и

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 1,815 - 1,281 = 0,534$$

Принимаем, что 90% вносится рудой и футеровкой Fe₂O₃ восстанавливается до железа, а 10% - до FeO

Восстановление Fe₂O₃ до железа дает, кг

$$\text{а) кислород} \quad 1,312 \times 0,9 \times 48/160 = 0,354$$

$$\text{б) железа} \quad 1,312 \times 0,9 - 0,354 = 0,827$$

Восстановление Fe₂O₃ до FeO дает, кг

а) кислорода $1,312 \times 0,1 \times 16/160 = 0,013$

б) FeO $1,312 \times 0,1 - 0,013 = 0,118$

Это количество FeO поступает в шлак.

В результате окисления железа образуется, кг

FeO $1,281 - 0,118 = 1,163$

Fe₂O₃ 0,534

Всего 1,697

Окисляется железа, кг

$(1,163 \times 56/72) + (0,534 \times 112/160) = 0,904 + 0,374 = 1,278$

Потери железа в виде корольков металла запутались в шлаке (колеблется в пределах 6 - 10% от массы шлака). **(колеблется в пределах 5- 6% от массы шлака при комбинированном дутье)**. Принимаем 8%, тогда потери составят:

$10,679 / 100 \times 8 = 0,85$

Выход стали ровный, кг

$100 + 0,827 - 6,293 - 1,278 - 1,0 - 0,85 = 91,406$

где 1,0 - потери металла с выбросами (колеблется в пределах 0,5 - 1,1% от массы металлошихты)

6,293 - угар примесей;

1,278 - окисляется железа

0,85- потери железа в виде корольков металла

0,827- восстановления Fe₂O₃ к железу

Потребуется кислорода на окисление железа, кг

$1,697 - 1,278 = 0,419$

Всего потребуется кислорода на окисление примесей и железа, кг

$6,337 + 0,419 - (0,354 + 0,013) = 6,389$

Принимаем технический кислород содержащий 99,5% O₂ и 0,5% N₂

Потребуется технического кислорода при 95% усвоении, м³

$$\frac{6,389 \times 22,4}{0,995 \times 0,95 \times 32} = 4,731$$

Количество неосвоенного кислорода равна $4,731 \times 0,05 = 0,237$ м³ или

$0,237 \times 32 / 22,4 = 0,338$ кг

Количество азота равна $4,731 \times 0,005 = 0,024$ м³ или

$0,024 \times 28 / 22,4 = 0,030$ кг

Масса технического кислорода равна, кг $6,389 + 0,338 + 0,030 = 6,757$

Таблица 6 Состав и количество газов

Составляющие	Кг	М ³	%
CO ₂	$1,169 + 0,179 + 0,011 = 1,359$	0,692	10,86
CO	6,710	5,368	84,27
H ₂ O	$0,022 + 0,016 = 0,038$	0,047	0,74
O ₂	0,338	0,236	3,70
N ₂	0,030	0,024	0,38
SO ₂	0,010	0,003	0,05
Всего	8,485	6,370	100

Для расчета колонке м³ таблицы 6 необходимо:

$$\begin{aligned} \text{CO}_2 & 1,359 \times 22,4 / 44 = 0,692 \\ \text{CO} & 6,710 \times 22,4 / 28 = 5,368 \\ \text{H}_2\text{O} & 0,038 \times 22,4 / 18 = 0,047 \\ \text{O}_2 & 0,338 \times 22,4 / 32 = 0,236 \\ \text{N}_2 & 0,030 \times 22,4 / 28 = 0,024 \\ \text{SO}_2 & 0,010 \times 22,4 / 64 = 0,003 \end{aligned}$$

Для расчета столбика, % таблицы 6 необходимо:

$$\begin{aligned} \text{CO}_2 & 0,692 \times 100 / 6,37 = 10,86 \\ \text{CO} & 5,368 \times 100 / 6,37 = 84,27 \\ \text{H}_2\text{O} & 0,047 \times 100 / 6,37 = 0,74 \\ \text{O}_2 & 0,236 \times 100 / 6,37 = 3,7 \\ \text{N}_2 & 0,024 \times 100 / 6,37 = 0,38 \\ \text{SO}_2 & 0,003 \times 100 / 6,37 = 0,05 \end{aligned}$$

Таблица 7-Материальный баланс плавки

Поступило, кг		%	Получили, кг		%
Чугуна	80,00	70,09	Стали	91,406	80,09
Скрапа	20,00	17,53	Корольков	0,850	0,74
Железняка	1,500	1,314	металл в выкидах	1,000	0,88
Плавленого шпата	0,300	0,263	Шлака	10,679	9,36
Извести	4,47	3,92	Газов	8,485	7,43
Футеровки	1,100	0,96	Fe ₂ O ₃ (в дым)	1,714	2,57
Техн.. кислорода	6,757	5,92			
Всего	114,127	100	Всего	114,134	100

$$\text{Неувязка} = \frac{114,243 - 114,127}{114,243} \times 100 = 0,010 \text{ что в пределах допустимого.}$$

Допустимо до 0,20%

Данные для расчета материального баланса конвертерной плавки

Вариант	доля чугуна	Содержание чугуна, %					доля скрапа	Содержание скрапа, %				
		C	Mn	Si	S	P		C	Mn	Si	S	P
1	75	4,10	1,56	0,7	0,13	0,05	25	0,20	0,42	0,23	0,04	0,03
2	74	4,11	1,55	0,71	0,14	0,05	26	0,21	0,44	0,22	0,04	0,03
3	73	4,09	1,53	0,72	0,14	0,06	27	0,22	0,44	0,22	0,04	0,03
4	72	4,09	1,48	0,73	0,13	0,06	28	0,20	0,43	0,23	0,04	0,03
5	71	4,12	1,54	0,74	0,14	0,05	29	0,16	0,44	0,24	0,04	0,03
6	70	4,11	1,55	0,65	0,13	0,06	30	0,19	0,45	0,25	0,04	0,03
7	69	4,09	1,56	0,66	0,13	0,05	31	0,19	0,46	0,26	0,04	0,03
8	68	4,14	1,56	0,69	0,13	0,06	32	0,17	0,47	0,24	0,04	0,03
9	65	4,13	1,58	0,68	0,12	0,05	35	0,18	0,48	0,24	0,04	0,03
10	75	4,12	1,59	0,69	0,13	0,06	25	0,19	0,49	0,23	0,04	0,03
11	74	4,12	1,55	0,65	0,13	0,05	26	0,18	0,50	0,25	0,03	0,03
12	73	4,13	1,56	0,71	0,12	0,05	27	0,16	0,51	0,24	0,03	0,03
13	72	4,12	1,57	0,69	0,13	0,05	28	0,19	0,52	0,22	0,03	0,03
14	71	4,12	1,57	0,68	0,13	0,06	29	0,19	0,53	0,23	0,03	0,03
15	70	4,12	1,57	0,65	0,12	0,05	30	0,19	0,49	0,24	0,03	0,03
16	69	4,13	1,58	0,66	0,13	0,05	31	0,17	0,44	0,21	0,04	0,03
17	68	4,13	1,49	0,66	0,13	0,06	32	0,18	0,45	0,22	0,04	0,03
18	65	4,14	1,60	0,67	0,12	0,05	35	0,18	0,44	0,23	0,04	0,03
19	75	4,14	1,58	0,68	0,13	0,05	25	0,18	0,44	0,23	0,04	0,03
20	74	4,15	1,56	0,69	0,13	0,05	26	0,19	0,45	0,25	0,04	0,03
21	73	4,15	1,55	0,69	0,12	0,05	27	0,18	0,45	0,23	0,04	0,04
22	72	4,16	1,55	0,68	0,13	0,06	28	0,18	0,46	0,23	0,041	0,04
23	71	4,16	1,60	0,66	0,12	0,05	29	0,18	0,46	0,22	0,042	0,04
24	70	4,17	1,55	0,67	0,13	0,05	30	0,17	0,46	0,23	0,043	0,04
25	69	4,15	1,55	0,68	0,13	0,06	31	0,18	0,46	0,24	0,044	0,04

Химический состав стали

Вариант	Марка стали	Массовое содержание элементов в готовой стали				
		С	Mn	Si	S	P
					не более	не более
1	ЗСП	0,14- 0,20	0,40-0,65	0,15-0,30	0,050	0,040
2	5сп	0,28-0,37	0,50-0,80	0,20-0,40	0,050	0,040
3	10	0,07-0,1 4	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
4	20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
5	A515-6	0,14-0,21	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
6	A36	0,15-0,20	0,85-1,15	0,17-0,37	0,040	0,040
7	St 37-2	0,12-0,17	0,40-0,60	0,15-0,30	0,035	0,035
S	St44-2	0,15-0,20	0,40-0,60	0,10 0,25	0,040	0,040
9	15Г	0,12-0,19	0,70-1,00	0,17-0,37	0,035	0,035
10	St 52-3	0,15-0,20	1,2-1,60	0,35-0,55	0,030	0,035
11	17ГС	0,14-0,20	1,00-1,40	0,40-0,60	0,030	0,030
12	A	0,17-0,21	0,40-1,00	0,15-0,30	0,040	0,040
13	E	0,13-0,18	0,70-1 , 40	0,15-0,30	0,040	0,040
14	D40	0,12-0,18	0,90-1,60	0,15-0,30	0,035	0,035
15	A 572-50	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
16	A 516-55	0,12-0,18	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
17	A 516-70	0,14-0,22	0,85-I, 21	0,15-0,40	0,035	0,035
18	AB / EH	0,12- 0,18	1,20-1,60	0,17-0,50	0,040	0,040
19	A 572-65	0,14-0,23	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
20	A 572-60	0,14-0,25	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
21	A 572-42	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
22	LRA	0,14-0,22	0,30-0,60	0,17-0,37	0,030	0,040
23	3пс	0,14-0,22	0,40-0,65	0,05-0,17	0,050	0,040
24	SS400	0,14-0,22	0,40-0,60	0,17-0,37	0,030	0,030
25	30	0,27-0,35	0,50-0,80	0,17-0,37	0,040	0,035

Практическая работа № 4

Тема: Расчет теплового баланса кислородно-конвертерной плавки

Цель работы: Научиться рассчитывать тепловой баланс кислородно-конвертерной плавки.

Настоящий примерный расчет теплового баланса кислородно-конвертерной плавки составленный для случая работы с применением для охлаждения операции стального скрапа с небольшими добавками твердого окислителя (железной руды) и предназначен в качестве учебного пособия при выполнении курсовых и дипломных работ.

Приход тепла

1. Физическое тепло чугуна, то есть чугун поступающего в конвертер при температуре 1315°C , вносит

$$Q_1 = 80 [0,755 \times 1180 + 218 + 0,92 \times (1315-1180)] = 98648 \text{ кДж}$$

где 80 - количество (масса) чугуна в металлошихты, кг

0,755 - средняя теплоемкость твердого чугуна от 0°C до температуры плавления, кДж / кг \times град;

1180 - температура плавления чугуна, 0°C (в зависимости хим. состав колеблется в пределах $1150-1200^{\circ}\text{C}$)

218 - скрытая теплота плавления твердого чугуна, кДж / кг;

0,92 - средняя теплоемкость жидкого чугуна, кДж / кг \times град.

2. Тепло экзотермических реакций

$$\text{C} - \text{CO}_2 \quad 0,1 \times 34090 \times 3,195 = 10875$$

$$\text{C} - \text{CO} \quad 0,9 \times 10470 \times 3,195 = 30112$$

$$\text{Si} - \text{SiO}_2 \quad 31100 \times 0,582 = 18100$$

$$\text{Mn} - \text{MnO} \quad 7370 \times 1,194 = 8799$$

$$\text{P} - \text{P}_2\text{O}_5 \quad 25000 \times 0,101 = 2525$$

$$\text{S} - \text{SO} \quad 9280 \times 0,005 = 46$$

$$\text{Fe} - \text{Fe}_2\text{O}_3(\text{в шлак}) \quad 7370 \times 0,374 = 2766$$

$$\text{Fe} - \text{FeO} \quad 4820 \times 0,904 = 4357$$

$$\text{Fe} - \text{Fe}_2\text{O}_3(\text{в дым}) \quad 7370 \times 1,200 = 8844$$

$$Q_2 = 86414 \text{ кДж}$$

где множитель - тепловые эффекты, отнесенные к 1 кг элемента окисляется, кДж / кг;

множитель - количество примесей чугуна, кг, что окисляются, кг.

3. Тепло шлакообразования

При формировании шлака в нем образуются соединения

$(\text{CaO})_2 \times \text{SiO}_2$ и $(\text{CaO})_2 \times \text{P}_2\text{O}_5$ и выделяет тепло:

$$\text{SiO}_2 + 2\text{CaO} = (\text{CaO})_2 \times \text{SiO} \quad 2320 \times 1,247 = 2893$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 + 4\text{CaO} = (\text{CaO})_4 \times \text{P}_2\text{O}_5 \quad 4740 \times 0,231 = 1095$$

$$Q_3 = 3988 \text{ кДж}$$

где 2320 и 4740 - количество тепла от расхода 1 кг оксидов на образование соединения, кДж / кг;

1,247 и 0,231 - масса оксидов, образующихся кг

Приход тепла равной

$$Q_{\text{прих}} = Q_1 + Q_2 + Q_3$$

$$Q_{\text{прих}} = 98648 + 86414 + 3988 = 189050 \text{ кДж}$$

Расход тепла

1. Физические тепло стали, то есть сталь нагретая до 1610°C относит тепло

$$Q_1 = 93,256 \times [0,70 \times 1527 + 272 + 0,84 \times (1610 - 1527)] = 131500 \text{ кДж}$$

где 86,686- масса жидкой стали, корольков и выбросов, кг

$$93,256 = 91,406 + 0,850 + 1,000$$

0,7 - средняя теплоемкость твердой стали, кДж / кг × град.

1 527 - температура плавления металла, С⁰ определяется

$$1540 - 85 \times 0,15 = 1527$$

где 1540 - температура плавления чистого железа, °С;

85 - снижение температуры плавления на 1% углерода, С;

272 - скрытая теплота плавления твердой стали, кДж / кг × град

0,84- средняя теплоемкость жидкой стали, кДж / кг × град.

2. Физическое тепло шлака, то есть шлак относит тепло

$$Q_2 = 10,679 \times (1,2 \times 1610 + 210) = 22874 \text{ кДж}$$

где 10,679- масса шлака, кг

1,20 - теплоемкость шлака, кДж / кг × град .;

210 - теплота плавления шлака, кДж / кг × град.

3. Газы относят тепло при средней температуре равной 1500 °С (температура конверторных газов колеблется в пределах 1400 - 1700 °С и зависит от температуры металла за время продувки)

$$\text{CO}_2 \quad 3548 * 0,692 = 2456$$

$$\text{CO} \quad 2202 * 5,368 = 11820$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 2760 * 0,047 = 130$$

$$\text{O} \quad 2298 * 0,236 = 542$$

$$\text{N} \quad 2172 * 0,024 = 52$$

$$\text{SO} \quad 3548 * 0,003 = 11$$

$$Q_3 = 15010 \text{ кДж}$$

где сомножитель - теплотемпист 1 м³ газа при температуре 1500°C, кДж / м³;

множитель - количество отходящих газов, м³. /

4. Тепло, относится частицами Fe₂O₃ в дыме

$$Q_4 = 1,714 (1.200 \times 1500 + 210) = 3445 \text{ кДж}$$

где - количество Fe₂O₃ в дыме.

5. Тепло, затрачиваемое на восстановление Fe₂O₃ руды и футеровки

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до Fe} \quad (1,312 \times 0,9) \times 824\,000 / 160 = 6\,081$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до FeO} \quad (1,312 \times 0,1) \times 290\,000 / 160 = 237$$

$$Q_5 = 6\,318 \text{ кДж}$$

где в скобках - количество того, что возобновилось Fe_2O_3 кДж / кмоль;
 824000 и 290000-тепловой эффект реакций восстановления, отнесенный к 1 кмоль Fe_2O_3 кДж / кмоль;
 160 - молекулярная масса.

6. Потери тепла (на нагрев футеровки, излучение через горловину конвертера и др.). Эти потери составляют от 3 до 6% от прихода тепла, тогда принимаем величину потерь принимаем 4% от приход

$$Q_6 = Q_{\text{прих}} \times 0,04$$

$$Q_6 = 189050 \times 0,04 = 7562 \text{ кДж}$$

Расход тепла равна

$$Q_{\text{расходов}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 + Q_6$$

$$Q_{\text{расходов}} = 131500 + 22874 + 15010 + 3445 + 6318 + 7562 = 186709 \text{ кДж}$$

$$\text{Избыток тепла равной} = 189050 - 186709 = 2341 \text{ кДж}$$

Таблица 1 - Тепловой баланс

Приход тепла кДж	кДж	%	Расход тепла кДж	кДж	%
Физ.тепло чугуна Q_1	98648	52,19	Физ. тепло стали, Q_1	131500	69,57
Тепло экз реакций Q_2	86414	45,70	Физ. тепло шлака, Q_2	22874	18,09
Тепло шлакообразований Q_3	3988	2,11	Газы относят тепло, Q_3	15010	7,94
			Тепло взаимоотношений Fe_2O_3 , Q_4	3445	1,82
			Тепло восстан Fe_2O_3 , Q_5	6 318	3,34
			Потери тепла, Q_6	7562	4,00
			Избыток тепла	2341	1,24
Всего	189050	100	Всего	189050	100

Расчет количества скрапа для исправления операции

Корректирующий количество стального скрапа можно определить из следующего балансового уравнения

$$2341 = \Delta M_{\text{кр}} \times [0,70 \times 1527 + 285 + (1610 - 1527) \times 0,84],$$

где 2341 - избыток тепла на процессе, кДж;

1527 - Температура плавления скрапа, равная температуре плавления стали, °C;

285 - скрытая теплота плавления скрапа, кДж / кг;

0,84 - теплоемкость жидкого скрапа, кДж / кг × град

$$2341 = \Delta M_{\text{скр}} \times 1424$$

откуда $\Delta M_{\text{кр}} = 1,64$ кг или 1,64 % от массы металлошихты.

Так что для получения заданной температуры в конце продувки плавки (в нашем случае 1610 °C) фактический расход скрапа и жидкого чугуна в металлошихты должны быть

$$\text{скрапа: } = \frac{20 \pm 1,64}{100 \pm 1,64} \times 100 = 21,3\%$$

- Чугун: $100 - 21,3 = 78,7\%$

При недостатке тепла на процесс фактический расход скрапа в металлошихты уменьшается на соответствующую величину.

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Задание для выполнения расчета теплового баланса

Вариант	Температура, °С		Вариант	Температура, °С	
	Чугун	Сталь		Чугун	сталь
1	1 315	1 600	14	1 315	1620
2	1310	1 590	15	1325	1620
3	1305	1 610	16	1 315	1615
4	1310	1620	17	1310	1620
5	1 315	1620	18	1305	1630
6	1 320	1630	19	1310	1620
7	1 315	1620	20	1 320	1625
8	1 320	1620	21	1 315	1 610
9	1 315	1625	22	1305	1 600
10	1 320	1630	23	1310	1 600
11	1310	1640	24	1 315	1 610
12	1 300	1620	25	1 320	1 600
13	1305	1620			

Практическая работа № 5

Тема: Расчет раскисления кислородно конвертерной плавки

Цель работы: Научиться раскислить необходимую марку стали.

Раскисления всех марок стали проводятся в ковше при слива металла.

При выплавке кипящих марок стали, не содержащие в своем составе кремния, раскисления металла проводятся одними ферромарганцем. Раскисления спокойных марок стали проводится ферромарганцем и богатым ферросилицием или силикомарганца, а также присадке алюминия из расчета 0,035 - 0,120 кг на 100 кг металлошихты.

Таблица 1 - Химический состав готовой стали и металла перед раскислением

Наименование	C	Si	Mn	P	S
Сталь	0,14-0,22	0,12-0,30	0,40-0,84	Не б. 0,04	Не б. 0,05
Металл перед раскислением	0,15	0	0,18	0,01	0,03

Таблица 2 – Угар элементов раскислителей:

Тип стали	Вариант раскисления	Содержание углерода в металле % C	Угар элементов %		
			C	Si	Mn
Кипящая	Ферромарганцем	до 0,10	20-25	60-70	25-30
		0,11 – 0,16	17-22	55-60	20-25
		0,17 и более	14-18	50-55	15-20
Спокойная и полуспокойная	Ферромарганцем и богатым ферросилицием или силикомарганцем	до 0,10	17-22	25-30	20-25
		0,11 – 0,16	15-20	20-25	15-20
		0,17 и более	12-16	15-20	12-16

Таблица 3 - Химический состав раскислителей

Раскислители	Содержание элементов %					
	C	Si	Mn	P	Fe	Σ
Fe Mn	6,5	1,1	74,8	0,30	17,3	100,0
Fe Si 45%	0,20	46,5	0,65	0,05	52,6	100,0
Si Mn	1,10	18,5	65,6	0,20	14,6	100,0

1. Расчет необходимого количества раскислителей

а) средне заданное содержание элементов в готовой стали

$$[\%Si]_{cp} = \frac{[Si]^{min} + [Si]_{max}}{2} = \frac{0,12 + 0,30}{2} = 0,21\%$$

$$[\%Mn]_{cp} = \frac{[Mn]^{min} + [Mn]_{max}}{2} = \frac{0,40 + 0,65}{2} = 0,52\%$$

б) не получает элементов к средне заданного в готовой стали:

кремния: $[\% Si] = [\% Si]_{cp} - [\% Si]_{к} = 0,21 - 0 = 0,21\%$

марганца: $[\% Mn] = [\% Mn]_{cp} - [\% Mn]_{к} = 0,52 - 0,18 = 0,34\%$

необходимое количество раскислителей определяем по формуле

$$M_{раск} = \frac{\Delta[\% m] \times M_{мет}^k}{B} \times \frac{100}{100 - a},$$

$M_{раск}$ – количество исследуемого раскислителя, кг

$[\% m]$ - недостает элемента к среднезаданному составу в готовой стали, %

$M_{мет}^k$ - количество жидкого металла в конце продувки плавки, кг

a - угар элемента раскислителя в ковше при сливе %;

B - содержание элемента в раскислителе %.

Принимаем угар элемента раскислителей C – 17 %; Si – 22%; Mn – 18%.

$$M_{FeMn} = \frac{0,34 \times 91,406}{74,8} \times \frac{100}{100 - 18} = 0,508 \text{ кг}$$

$$M_{FeSi} = \frac{0,21 \times 91,406}{46,5} \times \frac{100}{100 - 15} = 0,529 \text{ кг}$$

Таблица 4 - вносится в металл раскислителями

Элемент	Вносится ферромарганцем	Вносится ферросилицием	M _{раскис.}
C	$0,506 \times \frac{6,5}{100} \times \frac{100 - 17}{100} = 0,0273$	$0,529 \times \frac{0,2}{100} \times \frac{100 - 17}{100} = 0,0009$	0,0282
Si	$0,506 \times \frac{1,1}{100} \times \frac{100 - 22}{100} = 0,0043$	$0,529 \times \frac{46,5}{100} \times \frac{100 - 22}{100} = 0,1919$	0,1962
Mn	$0,506 \times \frac{74,8}{100} \times \frac{100 - 18}{100} = 0,3104$	$0,529 \times \frac{0,65}{100} \times \frac{100 - 18}{100} = 0,0028$	0,3132
P	$0,506 \times \frac{0,3}{100} = 0,0015$	$0,529 \times \frac{0,05}{100} = 0,0003$	0,0018
Fe	$0,506 \times \frac{17,3}{100} = 0,0875$	$0,529 \times \frac{52,6}{100} = 0,2782$	0,3657
Σ	0,4310	0,4741	0,9051

2. Выход жидкой стали после раскисления

Принимаем, что фосфор раскислитель полностью переходит металл.

Выход жидкой стали в ковше равной:

$$M_{ст} = 91,406 + 0,9051 = 92,311 \text{ кг}$$

3. Содержание элементов в готовой стали определяется по формуле

$$[\%Э]_{ст.} = \frac{M_{'эл}^к + M_{'эл}^{раскислителя}}{M_{ст}} \times 100$$

$$[\%C]_{cm} = \frac{0,15 + 0,0282}{92,311} \times 100 = 0,19\%$$

$$[\%Si]_{cm} = \frac{0 + 0,1962}{92,311} \times 100 = 0,21\%$$

$$[\%Mn]_{ст} = \frac{0,18 + 0,3132}{92,311} \times 100 = 0,53\%$$

$$[\%P]_{cm} = \frac{0,010 + 0,0018}{92,311} \times 100 = 0,013\%$$

$$[\%S]_{cm} = \frac{0,030}{92,311} \times 100 = 0,032\%$$

Практическая работа №6

Тема: «Расчет кислородной фурмы»

Цель: отработка методики выполнения расчета

Кислородная фурма представляет собой конструкцию из трех цельнотянутых стальных труб концентрически входящих одна в другую. По внутренней трубе подается кислород, между внутренней и разделительной трубами осуществляется подвод воды на охлаждение кислородной фурмы, между разделительной и наружной трубами – вода отводится.

В верхней части стальных труб приварены патрубки для подключения кислородной фурмы к трактам кислорода и охлаждающей воды.

Компенсаторы обеспечивают независимые перемещения стальных труб относительно друг друга в связи с различным температурным расширением в процессе эксплуатации.

Нижняя часть кислородной фурмы заканчивается наконечником из чистой меди. Крепление наконечника к внутренней трубе осуществляется путем сварки или резьбового соединения, к наружной – путем сварки.

Наконечник кислородной фурмы формирует струи кислорода в соответствии с заданными аэродинамическими характеристиками. Его конструирование сводится к определению рационального числа сопел (n), угла наклона осей сопел к вертикальной оси кислородной фурмы (α), оптимальных геометрических размеров сопла Лаваля.

Число сопел кислородной фурмы выбирают исходя из предотвращения выбросов шлакометаллической эмульсии из конвертера и обеспечения приемлемой стойкости кислородных фурм. При однорядном расположении сопел по окружности их число 3-7. Угол наклона осей сопел к вертикальной оси кислородной фурмы выбирают из условия необходимости обеспечения достаточного рассредоточения реакционных зон. При однорядном расположении сопел по окружности величина угла наклона осей сопел к вертикальной оси кислородной фурмы составляет 10-27 град.

При расчете параметров сопел Лавая с постоянным углом раскрытия необходимо учитывать, что сопло Лавая – сопло закритического режима истечения.

По всей длине сопло Лавая имеет круглое сечение.

При работе сопла Лавая в режиме сверхзвукового истечения газового потока в нем различают:

- докритическую часть сопла или область дозвуковых скоростей газового потока;
- критическое сечение, в котором скорость газового потока близка к скорости звука;
- закритическую часть сопла или область сверхзвуковых скоростей газового потока.

При расчете приняты следующие условные обозначения:

а) исходных данных

Q – номинальная емкость конвертера, равная 50 т;

q – удельная интенсивность продувки, равная $3,8 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$;

T – температура кислорода перед соплами кислородной фурмы, равная 300К;

P – давление кислорода на срезе сопел кислородной фурмы, равное 140000 Н/м^2 .

β – угол раскрытия закритической части сопел, равный 8 градусов;

$V_{\text{уд}}$ – удельный объем конвертера, равный $0,95 \text{ м}^3/\text{т}$;

$W_{\text{кр}}$ – критическая скорость истечения кислорода, равная $301,38 \text{ м/с}$;

$P_{\text{н}}$ – давление кислорода перед соплами кислородной фурмы, равное 784000 Н/м^2 ;

б) промежуточных данных

$P_{\text{кр}}$ – давление кислорода в критическом сечении сопел кислородной фурмы, Н/м^2 .

$T_{\text{кр}}$ – температура кислорода в критическом сечении сопел кислородной фурмы, К.

m – массовый расход кислорода через одно сопло кислородной фурмы, кг/с;

$f_{\text{кр}}$ – площадь критического сечения сопла кислородной фурмы, м^2 ;

$f_{\text{вых}}$ – площадь выходного сечения сопла кислородной фурмы, м^2 ;

в) выходные данные

n – число сопел кислородной фурмы, шт

α – угол наклона осей сопел к оси кислородной фурмы, град.

Расчет

Давление кислорода в критическом сечении сопел кислородной фурмы

$$P_{кр} = P_n * 0.528 = 784000 * 0.528 = 413962 \text{ Н/м}^2$$

Температура кислорода в критическом сечении сопел кислородной фурмы

$$T_{кр} = T * 0.833 = 300 * 0.833 = 249.9 \text{ К}$$

Плотность кислорода в критическом сечении сопел кислородной фурмы

$$\rho_{кр} = \frac{P_{кр}}{R * T_{кр}} = \frac{413952}{(8319/32) * 249,9} = 6,372 \text{ кг/м}^3$$

Число сопел кислородной фурмы

$$n = \frac{0.35 * q^{1.17} * H_0^2}{V_{уд}} = \frac{0,35 * 3,8^{1,17} * 1,38^2}{0,95} = 3 \text{ шт}$$

Массовый расход кислорода через одно сопло кислородной фурмы

$$m = \frac{Q * q * 32}{n * 60 * 22.4} = \frac{50 * 3.8 * 32}{3 * 60 * 22.4} = 1.51 \text{ кг/с}$$

Площадь критического сечения сопла кислородной фурмы

$$f_{кр} = \frac{m}{W_{кр} * \rho_{кр}} = \frac{1,51}{301,38 * 6,372} = 0,00086 \text{ м}^3$$

Диаметр критического сечения сопла кислородной фурмы

$$d_{кр} = \sqrt{\frac{4 * f_{кр}}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 * 0,00086}{3,14}} = 0,033 \text{ м}$$

Площадь выходного сечения сопла кислородной фурмы

$$\begin{aligned} f_{вых} &= f_{кр} \left[0,658 + 0,1382 * P_n * 10^{-5} - 0,00161 * (P_n * 10^{-5})^2 \right] = \\ &= 0,00086 \left[0,658 + 0,1382 * 784000 * 10^{-5} - 0,00161 * (784000 * 10^{-5})^2 \right] = 0,001412 \text{ м}^2 \end{aligned}$$

Диаметр критического сечения сопла кислородной фурмы

$$d_{вых} = \sqrt{\frac{4 * f_{вых}}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 * 0,001412}{3,14}} = 0,042 \text{ м}$$

Длина докритической части сопла Лаваля

$$L_{\text{докр}} = \frac{d_{\text{кр}}}{2} = \frac{0,033}{2} = 0,0165\text{м}$$

Длина закритической части сопла Лавалья

$$L_{\text{закр}} = \frac{d_{\text{вых}} - d_{\text{кр}}}{2 * \text{tg}\beta/2} = \frac{0.042 - 0.033}{2 * \text{tg}8/2} = 0.033\text{м}$$

Длина сопла Лавалья

$$L_{\text{сопл}} = L_{\text{докр}} + L_{\text{закр}} = 0.0165 + 0.033 = 0.0495\text{м}$$

Радиус закругления тороида входной части сопла Лавалья

$$r_{\text{T}} = d_{\text{кр}} = 0,033 \text{ м}$$

Угол наклона осей сопел к оси кислородной фурмы

$$\alpha = 3.3 * n = 3.3 * 3 = 9.9\text{град}$$

Приложениеб

Вариант	Q	q м ³ /(т*мин);	вариант	Q	q м ³ /(т*мин);
1.	100	2,5	10.	130	2,8
2.	120	2,67	11.	220	2,56
3.	180	2,85	12.	160	2,9
4.	400	4,0	13.	125	2,55
5.	350	3,9	14.	230 ⁰	3,69
6.	300	3,56	15.	130	2,61
7.	200	3,76	16.	330	3,9
8.	250 ⁰	3,25	17.	280	3,85
9.	170	2,35	18.	400	4,0

Практическая работа № 7

Тема: «Определение продолжительности периодов и длительности плавки, производительности кислородного конвертера»

Цель: отработка методики выполнения расчета

Исходные данные для примера конвертера емкостью- Q =50 т

Номинальная емкость конвертера - Q =50 т;

Удельная интенсивность продувки – q = 3,8 м³/(т.мин);

Удельный расход кислорода – I = 55,138 м³/т;

Число конверторов в цехе - N = 3 ;

Число календарных суток в год - $K = 365$ суток

Расчет

Продолжительность периода завалки стального скрапа (принимая нормативную)

$$\tau_{\text{скр}} = 1,5 \text{ мин}$$

Продолжительность периода заливки чугуна

$$\tau_{\text{чуг}} = 0,67 + Q^{0.267} = 0,67 + 50^{0.267} = 2,00 \text{ мин}$$

Продолжительность периода продувки

$$\tau_{\text{пр}} = I/q = 55,138 / 3,8 = 14,74 \text{ мин}$$

Продолжительность периода повалки конвертера

$$\tau_{\text{пов}} = 0,0072Q + 3,8 = 0,0072 * 50 + 3,8 = 4,16 \text{ мин}$$

Продолжительность периода выпуска плавки

$$\tau_{\text{вып}} = 0,0109 * Q + 3,5 = 0,0109 * 50 + 3,5 = 4,05 \text{ мин}$$

Продолжительность периода межплавочного простоя

$$\tau_{\text{мп}} = 0,0111 * Q + 1,7 = 0,0111 * 50 + 1,7 = 2,25 \text{ мин}$$

Длительность конвертерной плавки

$$\tau_{\text{пл}} = \tau_{\text{скр}} + \tau_{\text{чуг}} + \tau_{\text{пр}} + \tau_{\text{пов}} + \tau_{\text{вып}} + \tau_{\text{мп}} = 1,5 + 2,0 + 14,74 + 4,16 + 4,05 + 2,25 = 28,69 \text{ мин.}$$

Производительность цеха с 3-мя конвертерами (при классической схеме работы)

$$\text{ПР} = (N-1) 1440 Q K / [(1+0.12) \tau_{\text{пл}}] = (3 - 1) * 1440 * 50 * 365 / [(1 + 0.12) * 28.69] = 1635854 \text{ т}$$

Производительность 50 -т конвертера при классической схеме работы

$$\text{ПР}_{\text{конв}} = \text{ПР} / N = 1635854 / 3 = 545285 \text{ т}$$

Таким образом, длительность конвертерной плавки в заданных условиях составит 28,69 мин, производительность 50 -т конвертера (при установке 3 конвертеров в цехе и классической схеме работы) – 545,285 тыс.т стали в год.

Вариант	Q	q м ³ /(т*мин);	I м ³ /т;	вариант	Q	q м ³ /(т*мин);	I м ³ /т;
1.	100	2,5	55,666	10.	130	2,8	47,943
2.	120	2,67	47,660	11.	220	2,56	53,976
3.	180	2,85	48,996	12.	160	2,9	53,329
4.	400	4,0	56,999	13.	125	2,55	49,996
5.	350	3,9	56,553	14.	230 ⁰	3,69	52,964
6.	300	3,56	53,887	15.	130	2,61	51,863
7.	200	3,76	54,656	16.	330	3,9	52,964
8.	250 ⁰	3,25	53,777	17.	280	3,85	51,976
9.	170	2,35	47,886	18.	400	4,0	50,861

Практическая работа № 8

Тема: «Расчет материального баланса десульфурации чугуна магнием в гранулах на установке десульфурации чугуна»

Цель: отработка методики выполнения расчета

Теоретическая часть

Наиболее эффективными способами внедоменной десульфурации чугуна является применение порошковых реагентов в виде гранул с вдуванием порошка инертным газом, или порошковой проволоки, вводимой вглубь чугуна посредством трайбаппарата, а также механических мешалок по японской технологии.

Согласно плану строительства конвертерного комплекса установка десульфурации чугуна оснащается устройством для вдувания в металл десульфурующих реагентов в струе инертного газа, азота.

В мировой практике применяются в качестве десульфураторов силикокальций, карбид кальция, известь, магний, кальций, плавиковый шпат и их смеси.

Из всех этих реагентов наиболее эффективным является магний в виде гранул.

По расходу для связывания единицы серы магний стоит на первом месте по сравнению с другими десульфураторами. Достоинством также является незначительное количество шлака, образующегося на поверхности металла. Сульфид магния является очень прочным соединением и благодаря низкой плотности он легко удаляется в шлак.

Реакция десульфурации чугуна магнием протекает с выделением тепла, поэтому потери температуры металла при обработке магнием в струе инертного газа незначительны.

Магний имеет низкую плотность, что составляет проблему введения его в металл, также вследствие низкой температуры кипения магния образуется большой объем пара: так, 1 кг магния дает $22,4 : 24,32 = 0,92\text{м}^3$ пара, т.е. увеличивается объем магния в 6 раз, что составляет опасность выбросов и выделения большого количества магниевых пара, что ограничивает интенсивность продувки.

Также применяется комбинированная система десульфурации: сначала обработка силикокальцием в струе инертного газа, а затем введением порошковой проволоки на основе магния, что сложнее в технологии и значительно дороже, но выбросы при этом фактически исключаются.

Из этих соображений выбираем в качестве десульфуратора магниевый реагент в виде гранул с вдуванием его в чугуна в струе азота, который значительно дешевле аргона, при этом усвоение азота жидким чугуном вследствие высокого содержания углерода и кремния в металле незначительно.

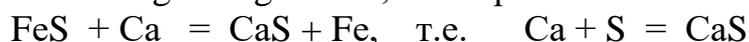
Практическая часть

Расчет десульфурации чугуна гранулами магния.

Химический состав магниевых гранул:

магний - 78%, кальций - 20,0%, титан – 1,5%, железо – 0,5%.

Десульфурация чугуна магниевыми гранулами, содержащими в своем составе магний и кальций, осуществляется по реакциям:



Для десульфурации чугуна с 0,035 до 0,005 кг расход магниевых гранул составит:

$$X * 32 : 24 * 0,78 + X * 32 : 40 * 0,20 = 0,030$$

$$1,040X + 0,160X = 0,030$$

$$1,200X = 0,030$$

$$X = 0,030 / 1,200$$

$$X = 0,025 \text{ кг/100кг чугуна}$$

С учетом частичного выброса пузырьков магния на поверхность металла с десульфурующим эффектом на уровне 62% расход магниевого реагента увеличиваем пересчетом:

$$0,025 : 0,62 = 0,040 \text{ кг/100кг, или } 0,400 \text{ кг/т}$$

что хорошо согласуется с практическими данными.

В магниевых гранулах содержится

магния, кг: $0,040 * 0,78 = 0,0312$

кальция, кг: $0,040 * 0,20 = 0,008$

титана, кг: $0,040 * 0,015 = 0,0006$

железа, кг: $0,040 * 0,005 = 0,0002$

В графу «Поступило материалов» добавляется 0,040кг порошкового реагента. При этом 0,0312 кг магния и 0,008 кг кальция расходуется на образование сульфидов и оксидов магния и кальция, 0,0006 кг титана на 90% растворяются в металле, а 10% окисляются с образованием оксида титана, железо 0,0002 кг переходит в металл, оксиды и сульфиды при продувке инертным газом переходят в шлак.

Расходуется магния на десульфурацию с учетом угара магния 11% и степени десульфурации магнием 70%, кг:

$$0,0312 * 0,89 * 0,70 = 0,019$$

Удалится серы при образовании сульфида магния, кг:

$$0,019 * 32 : 24 = 0,025$$

Образуется сульфида магния (вес магния + серы), кг:

$$0,019 + 0,025 = 0,044$$

Расходуется кальция на десульфурацию чугуна с учетом угара кальция 9% и степени десульфурации кальцием 40%, кг:

$$0,008 * 0,91 * 0,40 = 0,003$$

Удалится серы при образовании сульфида кальция, кг:

$$0,003 * 32 : 40 = 0,0024$$

Образуется сульфида кальция (вес кальция + серы), кг:

$$0,003 + 0,0024 = 0,0054$$

Суммарно удалится серы из чугуна, кг:

$$0,025 + 0,0024 = 0,0274$$

Расход магния на окисление составляет, кг:

$$0,0312 * 0,11 = 0,0034$$

Расход кислорода на окисление магния, кг:

$$0,0034 * 16 : 24 = 0,002$$

Образуется оксидов магния, кг:

$$0,0034 + 0,002 = 0,0054$$

Расход кальция на окисление составляет, кг:

$$0,008 * 0,09 = 0,0007$$

Расход кислорода на окисление кальция, кг:

$$0,0007 * 16 : 40 = 0,00028$$

Образуется оксидов кальция, кг:

$$0,0007 + 0,00028 = 0,00098$$

Переходит титана в металл, кг:

$$0,0006 * 0,90 = 0,00054$$

Окисляется титана, кг:

$$0,0006 * 0,10 = 0,00006$$

Расход кислорода на окисление титана, кг:

$$0,00006 * 32 : 48 = 0,00004$$

Образуется оксида титана, кг:

$$0,00006 + 0,00004 = 0,0001$$

Суммарный расход кислорода из атмосферы, кг:

$$0,002 + 0,00028 + 0,00004 = 0,00232$$

Снизится количество металла на вес удаленной серы, кг: 0,0274

Остаточное содержание серы в рафинированном чугуне с учетом потерь составило, кг:

$$\underline{0,035 - 0,0274 = 0,0078}$$

Потери магния и кальция с выбросами и не прореагировавших, кг:

$$0,0312 - 0,019 - 0,0034 + 0,008 - 0,0007 - 0,003 = 0,0131$$

Вес шлака увеличится на вес образовавшихся сульфидов, оксидов, и непрореагировавшего реагента, кг:

$$0,044 + 0,0054 + 0,0054 + 0,00098 + 0,0001 + 0,0131 = 0,06898$$

Т.о. степень использования магниикальциевого реагента составила при потерях 0,0131 кг из 0,040 кг

$$(0,040 - 0,0131) : 0,040 * 100 = 67,3 \%$$

На десульфурацию использовано реагентов, кг:

$$0,0312 - 0,019 + 0,008 - 0,003 = 0,0172 \text{ кг, или } 43 \%$$

Общий десульфурующий эффект реагентов составил:

$$(0,040 - 0,0172) : 0,040 * 100 = 57 \%$$

Расход магниевого реагента на плавку:

$$0,400 \text{ кг/т} * 250\text{т} = 100 \text{ кг}$$

При продувке аргоном продукты реакции активно удаляются из металла в шлак.

Масса чугуна, кг: $100 + 0,040 + 0,00232 - 0,06898 = \underline{99,97334}$

Таблица 1 Материальный баланс десульфурации чугуна, кг:

№	Поступило	Кг	Получено	Кг
1	Чугуна до десульфурации	100,000	Чугуна после десульфурации	99,97334
2	Реагента	0,040	Шлака и выбросов	0,06898
3	Кислорода из атмосферы	0,00232		
	Всего:	100,04232	Всего:	100,04232

Вывод: гранулированный магний дает достаточно высокую степень десульфурации при расходе магниевого реагента 0,4 кг/т при незначительном количестве выбросов в виде магниевого пара, что улавливается системой газоочистки.

Приложение к практической работе №8

№ вар	садка т	Десульф. эффект	Дусульфурация Чугуну, кг	Состав магневых гранул %			
				магний	кальций	Титан	Железо
1	100	91	0,042-0,005	78	20	1,5	0,5
2	150	91	0,039-0,004	77	21	1,4	0,6
3	200	92	0,036-0,003	78	20	1,4	0,6
4	180	93	0,031-0,003	77	21	1,5	0,5
5	130	92	0,032-0,003	79	19	1,5	0,5
6	200	90	0,037-0,004	76	24	1,4	0,6
7	300	91	0,038-0,002	77	21	1,7	0,3
8	250	92	0,044-0,002	78	20	1,4	0,6
9	180	93	0,043-0,005	76	22	1,5	0,5
10	100	93	0,041-0,004	77	21	1,5	0,5
11	300	92	0,044-0,002	76	24	1,5	0,5
12	350	91	0,045-0,003	78	20	1,7	0,3
13	250	93	0,035-0,004	75	23	1,6	0,4
14	400	92	0,031-0,002	76	22	1,4	0,6
15	130	92	0,030-0,004	75	23	1,5	0,5
16	180	93	0,031-0,003	77	21	1,4	0,6
17	130	92	0,030-0,002	78	20	1,5	0,5
18	150	92	0,031-0,004	77	21	1,6	0,4
19	200	91	0,030-0,004	78	20	1,5	0,5
20	250	93	0,031-0,005	76	22	1,4	0,6
21	300	92	0,030-0,005	77	21	1,7	0,3
22	350	93	0,031-0,004	76	22	1,5	0,5
23	200	92	0,030-0,004	75	23	1,6	0,4
24	250	93	0,031-0,004	75	23	1,3	0,7
25	100	92	0,030-0,005	74	24	1,4	0,6

Литература

1. Ковшевая доводка стали В.А.Вихлевчук Дн Системные технологии 2000 190с.
2. Metallurgical and iron-ore industry. №1 2003г. с.27,
3. Metallurgical and iron-ore industry. №7 2004г. с.62,
3. Черная металлургия России и стран СНГ в 21 веке №3 94г.с 61. (опыт ММК).
4. А.Б.Гловацкий Внедоменная десульфурация чугуна М Металлургия 1986, 94с.

Првктическая работа №9

Тема: «Десульфурация чугуна смесью магниевых гранул и извести на установке десульфурации чугуна»

Цель: отработка методики выполнения расчета

Теоретическая часть

Установка десульфурации чугуна оснащается устройством для введения в металл десульфурующих реагентов в виде порошковых гранул.

В мировой практике применяются в качестве десульфураторов магний, силикокальций, карбид кальция, известь, плавиковый шпат и их смеси.

Наиболее эффективными способами внедоменной десульфурации чугуна является применение магния в виде гранул, вдуваемых инертным газом, при этом достигается наиболее высокая степень десульфурации на уровне 92 %.

Для неглубокой десульфурации с конечным содержанием серы в металле уровня 0,010% применяется добавка извести, что целесообразно с экономических соображений и, как увидим в расчете, с целью частичной десиликонизации чугуна для ведения конверторной плавки по малошлаковой технологии (низкое содержание в чугуне серы и кремния).

Выбор десульфуратора и способ его введения определяются факторами стоимости, экологии, технологичности, допустимости внесения дополнительного кремния, или наоборот обескремнивания чугуна, уровня необходимой степени десульфурации от начального содержания серы до конечного.

По расходу для связывания единицы серы магний стоит на первом месте по сравнению с другими десульфураторами. Достоинством его также является незначительное количество шлака, образующегося при десульфурации магнием.

Сульфид магния является очень прочным химическим соединением, и благодаря низкой плотности он легко переходит в шлак.

Реакция десульфурации чугуна магнием протекает с выделением тепла, поэтому потери температуры при обработке магнием даже в струе инертного газа незначительны.

Магний имеет низкую плотность, что составляет проблему введения его в металл. Вследствие низкой температуры кипения магния образуется большой объем пара: 1 кг магния дает $22,4 : 24,32 = 0,92 \text{ м}^3$ пара с увеличением объема магния при переходе в газообразное состояние в 1590 раз, что составляет опасность выбросов

и выделения большого количества магниевых паров, особенно при введении его в металл в среде газа. Однако, вследствие характера движения магниевых пузырей в жидкости обеспечивается создание максимальной контактной поверхности с металлом и высокая степень десульфурации.

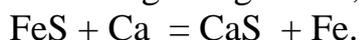
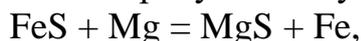
Целесообразно вместо чистых магниевых гранул вводить смеси с более спокойным десульфуратором - известью, при этом опасность пироэффекта и выбросов значительно снижается.

Представляет интерес технология, при которой десульфуррующий порошковый реагент не вдувается в жидкий чугун, а производится механическое перемешивание реагента с металлом, что снижает стоимость операции без использования инертного газа (аргон дорогой, а азот вреден), значительно снижается образование вредных газов, выбросов, пироэффекта, потери десульфурующих реагентов от окисления их атмосферным кислородом.

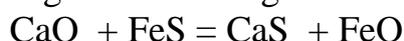
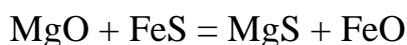
В данном расчете предлагается использовать смесь магниевых гранул с известью в соотношении 1 : 5 с механическим перемешиванием десульфурующих реагентов без вдувания инертного газа.

Расчет десульфурации чугуна смесью извести и гранул магния.

Десульфурация чугуна магниевыми гранулами осуществляется по реакциям:



Известью по реакциям:



Химический состав магниевых гранул:

Магний = 78%, кальций = 20%, титан = 1,5%, железо = 0,5%.

Химический состав извести:

MgO = 1,0%, CaO = 91,0%, SiO₂ = 2,0%, Al₂O₃ = 1,5%, H₂O = 0,5%, CO₂ = 4,0%.

В процессе десульфурации принимают участие наиболее сильные десульфураторы из магниевых гранул: магний, кальций, с несколько ниже десульфурующей способностью из извести оксид кальция CaO, и низкой - оксид магния MgO.

Примесные компоненты переходят в металл, шлак, отходящие газы.

Определим количество смеси гранул и извести при из соотношении 1 : 5 для десульфурации чугуна на **0,025 кг** с 0,0324 до 0,0074 кг при условии: десульфурация магниевыми гранулами составляет: магний 90,0%, кальций – 94%. десульфурация оксидами кальция 86,0%, оксидами магния -27%.

Составим пропорцию по весовому соотношению гранул/извести:

$$1/6 * (x * 32 : 24 * 0,78 * 0,90 + x * 32 : 40 * 0,20 * 0,94) +$$

$$5/6 * (x * 32 : 40 * 0,01 * 0,27 + x * 32 : 56 * 0,91 * 0,86) = 0,025$$

$$1/6 * (0,936x + 0,150x) + 5/6 * (0,00216x + 0,4472x) = 0,025$$

$$0,1811x + 0,375x = 0,025.$$

$$0,55607 x = 0,025.$$

$$x = 0,04496.$$

Принимаем 0,045кг/100кг чугуна.

Т.о. для десульфурации чугуна по содержанию серы на 0,025 кг необходимо 0,045кг смеси магниевых гранул с известью.

Состав рафинировочной смеси, кг:

$$\text{Магниевых гранул } 0,045 : 6 * 1 = 0,0075$$

$$\text{Извести } 0,035 : 6 * 5 = 0,0375$$

$$\text{Всего: } 0,045$$

Что соответствует практическим данным конверторных цехов: 0,45кг/т.

Десульфурация магниевыми гранулами

В магниевых гранулах содержится, кг:

$$\text{Магния } 0,0075 * 0,78 = 0,00585$$

Кальция	$0,0075 * 0,20 = 0,00150$
Титана	$0,0075 * 0,015 = 0,0001125$
Железа	$0,0075 * 0,005 = 0,0000375$
Всего:	$0,0075$

При этом 0,00585 кг магния и 0,0015 кг кальция образуют сульфиды и оксиды магния и кальция, 0,0001125 кг титана окисляются на 10% с переходом остального титана в металл, 0,0000375 кг железа полностью переходит в металл.

Принимаем, что десульфурация магнием составляет 90%, угар (окисление)-7,5% и 2,5% испаряется (выбросы).

Расходуется магния на десульфурацию, кг:

$$0,00585 * 0,90 = 0,005265$$

Удаляется серы при образовании сульфида магния, кг:

$$0,005265 * 32 : 24 = \mathbf{0,00702}$$

Образуется сульфида магния (вес магния + серы), кг:

$$0,005265 + 0,00702 = 0,012285$$

Расходуется кальция на десульфурацию чугуна с учетом угара кальция 6%, кг:

$$0,0015 * 0,94 = 0,00141$$

Удаляется серы при образовании сульфида кальция, кг:

$$0,00141 * 32 : 40 = \mathbf{0,001128}$$

Образуется сульфида кальция (вес кальция + серы), кг:

$$0,00141 + 0,001128 = 0,002538$$

Суммарно удалится серы из чугуна от обработки магниевыми гранулами, кг

$$\mathbf{0,00702 + 0,001128 = 0,008148}$$

Определим потери реагента при окислении, кг:

Расход магния от окисления на 7,5%, кг:

$$0,00585 * 0,075 = 0,0004387$$

Расход кислорода на окисление магния, кг:

$$0,0004387 * 16 : 24 = 0,0002924$$

Образуется оксидов магния, кг:

$$0,0004387 + 0,0002924 = 0,0007211$$

Не прореагировало магния, кг:

$$0,00585 - 0,005265 - 0,0004387 = 0,0001463 \text{ (выбросы)}$$

где

0,00585 – масса магния в магниевых гранулах,

0,005265 – масса магния, расходуемого на десульфурацию,

0,0004387 – масса окислившегося магния.

Расход кальция от окисления составляет, кг:

$$0,0015 * 0,06 = 0,00009$$

Расход кислорода на окисление кальция, кг:

$$0,00009 * 16 : 40 = 0,000036$$

Образуется оксидов кальция, кг:

$$0,00009 + 0,000036 = 0,000126$$

Окисляется титан на 90%, кг:

$$0,0001125 * 0,90 = 0,0001012$$

Расходуется кислорода на окисление титана, кг:

$$0,0001012 * 32 : 48 = 0,0000674$$

Образуется оксидов титана, кг:

$$0,0001012 + 0,0000674 = 0,0001686$$

Переходит в металл титана 10%, кг:

$$0,0001125 * 0,10 = 0,0000112$$

Переходит железа в металл, кг:

$$0,0000375$$

Расход кислорода на окисление магния, кальция и титана, кг:

$$0,0002924 + 0,000036 + 0,0000674 = 0,0003958$$

Переходит в металл титана и железа, кг:

$$0,0000112 + 0,0000375 = 0,0000487$$

Степень десульфурации магниевыми гранулами по расходу компонентов:

$$(0,005265 + 0,00141) : 0,0075 * 100 = 89 \%$$

где 0,005265 – масса магния, расходуемого на десульфурацию,

0,00141 – масса кальция, расходуемого на десульфурацию

Расход магниевых реагентов составил:

$$0,0075 * 10 = 0,075 \text{ кг/т}$$

Что соответствует практике конверторных цехов.

Десульфурация известью

В извести массой 0,0375 кг содержится, кг:

$$\text{Оксида магния} \quad 0,0375 * 0,01 = 0,000375$$

$$\text{Оксида кальция} \quad 0,0375 * 0,91 = 0,034125$$

$$\text{Оксида кремния} \quad 0,0375 * 0,02 = 0,00075$$

$$\text{Оксида алюминия} \quad 0,0375 * 0,015 = 0,0005625$$

$$\text{H}_2\text{O и CO}_2 \quad 0,0375 * 0,045 = 0,0016875$$

$$\text{Всего:} \quad 0,0375$$

При этом оксиды магния и кальция частично реагируют с образованием сульфидов магния и кальция, а частично не реагируют и переходят в шлак в виде оксидов.

Оксид кремния 0,00075 кг и оксид алюминия 0,0005625 кг полностью переходят в шлак.

Пары воды и диоксид углерода в сумме 0,0016875 кг удаляются с отходящими газами.

Расходуется оксид магния на десульфурацию согласно степени десульфурации оксидом магния 27%, кг:

$$0,000375 * 0,27 = 0,00010125$$

Десульфурация оксидом магния происходит по реакции:



Удалится серы при образовании сульфида магния (по атомным весам), кг:

$$0,00010125 * 32 : 40 = 0,0000809$$

Образуется сульфида магния, кг:

$$0,00010125 + 0,0000809 = 0,0001821$$

Переходит в металл кислорода при переходе сульфида магния в шлак, а кислорода из шлака в металл, кг:

$$0,0000809 * 16 : 32 = 0,00004045$$

Переходит в шлак оксид магния, кг:

$$0,000375 * 0,73 = 0,0002737$$

Расходуется оксид кальция на десульфурацию чугуна согласно степени десульфурации оксидом кальция 86%, кг:

$$0,034125 * 0,86 = 0,0293475$$

Удалится серы при образовании сульфида кальция, кг:

$$0,0293475 * 32 : 56 = \underline{\underline{0,01677}}$$

Образуется сульфида кальция, кг

$$0,0293475 + 0,01677 = 0,0461175$$

Переходит в металл кислорода от реакции десульфурации оксидом кальция, кг

$$0,0461175 * 16 : 32 = 0,0230587$$

Переходит в шлак оксид кальция, кг:

$$0,034125 * 0,14 = 0,0047775$$

Суммарно удаляется серы известью, кг:

$$\underline{\underline{0,0000809}} + \underline{\underline{0,01677}} = \underline{\underline{0,0168509}}$$

Выбросы из извести, кг: 0,0016875

Вносится в жидкий чугун из шлака кислорода, кг:

$$0,0000455 + 0,0230587 = 0,0231042$$

Переходит кислорода в чугун из шлака, кг:

$$0,0231042 - 0,0003958 = 0,0227084$$

где 0,0231042 – масса кислорода, поступившего в чугун из извести,

0,0003958 – масса кислорода, расходуемого на окисление магния, кальция и титана из магниевых гранул.

Расчет показывает, что при обработке чугуна смесью магниевых гранул с известью при соотношении 1 : 5 по реакциям десульфурации оксидами магния и кальция из извести в чугун переходит больше кислорода, чем расходуется на окисление магния, кальция и титана из гранул, т.о. в чугун из оксидов магния и кальция освобождается кислород, что вызовет в условиях высокой активности основных оксидов **окисление кремния**, т.е произойдет частичная десиликонизация чугуна с выделением тепла и созданием жидкоподвижного шлака.

Окислится кремния при количестве кислорода в чугуне 0,0227419кг, кг:

$$0,0227084 * 28 : 32 = 0,0198698$$

Образуется оксид кремния, кг:

$$0,0227084 + 0,0198698 = 0,0425782$$

Десульфуррующий эффект извести по расходу компонентов составляет:

$$(0,00010125 + 0,0293475) : 0,0375 * 100 = 53,33\%$$

Что соответствует практическим данным конверторных цехов.

Масса шлака составляет, кг:

$$0,012285 + 0,002538 + 0,0007211 + 0,000126 + 0,0001686 + +0,0007500++0,0005625+ +0,0001821 + 0,0461175 + 0,0002737 + 0,0047775+ 0,0425688-0,0000455 -0,0230587= 0,087976$$

где

- 0,012285 – масса сульфидов магния из магниевых гранул,
- 0,002538 – масса сульфидов кальция из магниевых гранул,
- 0,0007211 – масса оксидов магния из магниевых гранул,
- 0,000126 – масса оксидов кальция из магниевых гранул,
- 0,0001686 – масса оксидов титана из магниевых гранул,
- 0,0007500 – масса оксидов кремния из извести,
- 0,0005625 – масса оксидов алюминия из извести,
- 0,0001821 – масса сульфидов магния из извести,
- 0,0461175 – масса сульфидов кальция из извести,
- 0,0002737 – масса непрореагировавших оксидов магния из извести,
- 0,0047775 – масса непрореагировавших оксидов кальция из извести,

- 0,0425782 – масса оксидов кремния от окисления кремния чугуна,
- 0,0000455 – масса кислорода, перешедшего из извести в чугун при образовании сульфидов магния,
- 0,0230587 – масса кислорода, перешедшего из извести в чугун при образовании сульфидов кальция,

Основность образовавшегося шлака:

$$(0,0879812 - 0,042641) : 0,042641 = 1,063$$

Выбросы в атмосферу из магния и извести, кг:

$$0,0001463 + 0,0016875 = 0,0018338$$

где 0,0001756 – масса выбросов магния из магниевых гранул

0,0016875 – масса выбросов H₂O и CO₂ из извести.

Суммарно удалено серы магниевыми гранулами и известью, кг:

$$\underline{\underline{0,008148 + 0,0168509 = 0,024999}}$$

что соответствует исходной задаче

Т.о. в чугуне после десульфурации осталось серы, кг:

$$0,0324 - 0,024999 = 0,0074$$

что позволяет выплавить сталь с низким содержанием главной вредности прокатной продукции, а при дополнительной десульфурации при конвертерной плавке с доводкой на установке ковш-печь под новым высокоосновным шлаком получить дальнейшее снижение содержания серы не менее чем на 30%, т.е. получить конечное содержание серы на уровне 0,005%, а при необходимости снизить содержание серы десульфурующими реагентами порошковой проволокой в ковше-печи или вакууматоре до уровня 0,002% и ниже.

Общий десульфурующий эффект магниевыми гранулами и известью в соотношении 1 : 5 при расходе смеси 0,45кг/т составил:

$$0,024999 : 0,0324 * 100 = 77,2\%$$

Что соответствует практическим данным конвертерных цехов.

Таблица Материальный баланс десульфурации чугуна, кг:

Внесено	Кг	Получено	кг
Магниевых гранул	0,0075	Шлака	0,0879760
Извести	0,0375	Выбросы магния, H ₂ O и CO ₂	0,0018338
		Внесено титана и железа в чугун	0,0000487
		Десульфурация	-0,0249990
		Десиликонизация	-0,0198654
Всего:	0,0450	Всего:	0,0449941

$$\text{Невязка: } (0,045 - 0,0449941) : 0,045 * 100 = 0,01\%.$$

Выводы:

Предложенная технология десульфурации чугуна и расчет показывают преимущества механического перемешивания порошковых реагентов магния и извести при достаточной степени десульфурации с одновременной частичной десиликонизацией над методом вдувания порошковых реагентов в среде инертного газа.

№ вар	Десульфурация чугуна, на кг	Состав магниевых гранул %			
		магний	кальций	Оксид магния	Оксид Кальция
1	0,025	91	94	27	86
2	0,025	87	91	29	87
3	0,025	88	93	28	88
4	0,025	87	91	27	87
5	0,025	89	90	26	89
6	0,025	86	94	27	86
7	0,025	87	91	29	87
8	0,025	88	90	28	88
9	0,025	86	92	27	86
10	0,025	87	91	29	87
11	0,025	86	94	28	86
12	0,025	88	90	27	88
13	0,025	85	93	26	85
14	0,025	86	92	27	86
15	0,025	85	93	29	85
16	0,025	91	91	28	91
17	0,025	88	90	27	88
18	0,025	87	91	26	87
19	0,025	88	90	28	88
20	0,025	86	92	29	86
21	0,025	87	91	27	87
22	0,025	86	92	29	86
23	0,025	85	93	27	85
24	0,025	85	93	28	85
25	0,025	84	94	26	84

ЛИТЕРАТУРА.

1. Журнал “Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке”. М.: Металлургия, 1994г,187с. №1
2. Журнал “Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке”. М.: Металлургия, 1994г,205с. №3
3. А.Б. Гловацкий Внедоменная десульфурация чугуна М.: Металлургия 1986.с 94.

Практическая работа №10

Тема: Расчет десульфурации чугуна механическими мешалками на УДЧ.

Цель: Отработать методику расчета десульфурации чугуна по японской технологии.

Теоретическая часть

Десульфурация чугуна является важнейшим технологическим приемом производства конвертерной стали, что позволяет проводить плавку по малошлаковой технологии без необходимости дополнительной десульфурации стали в ковше-печи, или вакууматоре, или в незначительной мере с малой затратой десульфураторов.

Десульфурующими реагентами м.б. порошковые материалы, размешиваемые в чугуне механическими мешалками или вводимые в чугун в струе инертного газа, а также порошковая проволока, вводимая в металл посредством трайбаппарата.

В мировой практике используют все названные методы при внесении различных реагентов: карбида кальция, извести, силикокальция, магния или их смесей.

Наибольшим десульфурующим эффектом обладает магний удаляя серы соответственно атомным весам больше собственного веса (32 : 24), сульфиды магния вследствие малого удельного веса легко всплывают в шлак.

Имеются сообщения о более эффективной и ресурсосберегающей технологии с применением механических мешалок вместо вдувания порошковых реагентов в среде инертного газа. Такая технология м.б. применена и на проектируемой УДЧ с небольшой модернизацией.

Практическая часть

Используем магниевые гранулы, содержащие магний и кальций.

Десульфурация чугуна магнием и кальцием осуществляется по реакциям:



Магниевые гранулы состоят из:

магний - 78%, кальций - 20,0%, титан - 1,5%, железо - 0,5%.

Для десульфурации чугуна с 0,030 до 0,005 кг расход магниевых гранул составит:

$$X * 32 : 24 * 0,78 + X * 32 : 40 * 0,20 = 0,025$$

$$1,040X + 0,160X = 0,025 \quad 1,200X = 0,025$$

$$X = 0,021 \text{ кг/100кг чугуна}$$

С учетом частичного выброса пузырьков магния на поверхность металла с десульфурующим эффектом на уровне 92% расход магниевого реагента увеличиваем пересчетом:

$$0,021 : 0,92 = \underline{\underline{0,023}} \text{ кг/100кг, или } 0,23 \text{ кг/т}$$

В магниевых гранулах содержится, кг:

$$\text{магния:} \quad 0,023 * 0,78 = 0,0180$$

$$\text{кальция:} \quad 0,023 * 0,20 = 0,0046$$

$$\text{титана:} \quad 0,023 * 0,015 = 0,0003$$

$$\text{железа:} \quad 0,023 * 0,005 = 0,0001$$

В графу «Поступило материалов» добавляется 0,023кг порошкового реагента. При этом 0,018 кг магния и 0,005 кг кальция расходуется на образование сульфидов и оксидов магния и кальция, 0,0003 кг титана на 96% растворяется в металле, а 4% окисляется с образованием оксида титана, железо 0,0001 кг переходит в металл, оксиды, сульфиды и непрореагировавшие элементы переходят в шлак.

Расходуется магния на десульфурацию с учетом угара магния 6% и степени десульфурации магнием 92%, кг:

$$0,018 * 0,94 * 0,92 = 0,016$$

Удалится серы при образовании сульфида магния, кг:

$$0,016 * 32 : 24 = 0,022$$

Образуется сульфида магния (вес магния + серы), кг:

$$0,016 + 0,022 = 0,038$$

Расходуется кальция на десульфурацию чугуна с учетом угара кальция 7% и степени десульфурации кальцием 76%, кг:

$$0,0046 * 0,93 * 0,76 = 0,00325$$

Удалится серы при образовании сульфида кальция, кг:

$$0,00325 * 32 : 40 = 0,0026$$

Образуется сульфида кальция (вес кальция + серы), кг:

$$0,00325 + 0,0026 = 0,00585$$

Суммарно удалится серы из чугуна, кг:

$$0,022 + 0,0026 = 0,0246$$

Расход магния на окисление составляет, кг:

$$0,018 * 0,06 = 0,00108$$

Расход кислорода на окисление магния, кг:

$$0,00108 * 16 : 24 = 0,00072$$

Образуется оксидов магния, кг:

$$0,00108 + 0,00072 = 0,0018$$

Расход кальция на окисление составляет, кг:

$$0,0046 * 0,07 = 0,000322$$

Расход кислорода на окисление кальция, кг:

$$0,000322 * 16 : 40 = 0,000129$$

Образуется оксидов кальция, кг:

$$0,000322 + 0,000129 = 0,00045$$

Переходит титана в металл, кг:

$$0,0003 * 0,96 = 0,00029$$

Окисляется титана, кг:

$$0,0003 * 0,04 = 0,000012$$

Расход кислорода на окисление титана, кг:

$$0,000012 * 32 : 48 = 0,000008$$

Образуется оксида титана, кг:

$$0,000012 + 0,000008 = 0,00002$$

Суммарный расход кислорода из атмосферы, кг:

$$0,00072 + 0,00014 + 0,000008 = \underline{\underline{0,000868}}$$

Остаточное содержание серы в рафинированном чугуне с учетом потерь составило, кг:

$$\underline{\underline{0,032 - 0,0246 = 0,0074}}$$

Потери магния и кальция с выбросами и не прореагировавших, кг:

$$0,023 - 0,016 - 0,00325 - 0,00108 - 0,000322 + 0,00027 - 0,000003 = 0,00259$$

Вес шлака увеличится на вес образовавшихся сульфидов, оксидов, и непрореагировавшего реагента, кг:

$$0,038 + 0,00585 + 0,0018 + 0,000495 + 0,00002 + 0,00259 = \underline{\underline{0,048755}}$$

Примечание: испарением магния в расчете пренебрегаем.

Т.о. степень использования магнийкальциевого реагента составила при потерях 0,00259 кг из 0,023 кг

$$(0,023 - 0,00259) : 0,023 * 100 = 88,7\%$$

На десульфурацию использовано реагентов, кг:

$$0,016 + 0,00325 = 0,01925$$

Общий десульфурующий эффект реагентов составил:

$$(0,023 - 0,01925) : 0,023 * 100 = 83,7\%$$

Расход магниевого реагента на плавку

$$0,23 \text{ кг/т} * 250\text{т} = 57,5 \text{ кг в шлак.}$$

МАССА ЧУГУНА СОСТАВИТ, КГ:

$$100 + 0,023 + 0,000868 - 0,04875 = \underline{\underline{99,975113}}$$

Таблица Материальный баланс десульфурации чугуна, кг:

№ п. п	Поступило	Кг	Получено	кг
1	Чугуна до десульфурации	100,000	Чугуна после десульфурации	99,975113
1	Реагента	0,023	Шлака и выбросов	0,048755
3	Кислорода из атмосферы	0,000868		
	Всего	100,02368	Всего	100,023868

Невязка = 0.

Вывод: механические мешалки дают значительно выше степень десульфурации при расходе магниевого реагента 0,23 кг/т по сравнению с 0,34 кг/т при вдувании магниевых гранул в среде инертного газа и порошковой проволоки 0,35кг/т, что экономически целесообразно по стоимости инертного газа и порошковой проволоки, а также почти нет выбросов в процес се обрартки.

Приложение к практической работе №10

№ вар	садка т	Десульф. эффект	Дусульфурация Чугуну, кг	Состав магниевых гранул %			
				магний	кальций	Титан	Железо
1	100	91	0,042-0,005	77	21	1,5	0,5
2	150	91	0,039-0,004	77	21	1,4	0,6
3	200	92	0,036-0,003	78	20	1,4	0,6
4	180	93	0,031-0,003	77	21	1,5	0,5
5	130	92	0,032-0,003	79	19	1,5	0,5
6	200	90	0,037-0,004	76	24	1,4	0,6
7	300	91	0,038-0,002	77	21	1,7	0,3
8	250	92	0,044-0,002	78	20	1,4	0,6
9	180	93	0,043-0,005	76	22	1,5	0,5
10	100	93	0,041-0,004	77	21	1,5	0,5
11	300	92	0,044-0,002	76	24	1,5	0,5
12	350	91	0,045-0,003	78	20	1,7	0,3
13	250	93	0,035-0,004	75	23	1,6	0,4
14	400	92	0,031-0,002	76	22	1,4	0,6
15	130	92	0,030-0,004	75	23	1,5	0,5
16	180	93	0,031-0,003	77	21	1,4	0,6
17	130	92	0,030-0,002	78	20	1,5	0,5
18	150	92	0,031-0,004	77	21	1,6	0,4
19	200	91	0,030-0,004	78	20	1,5	0,5

20	250	93	0,031-0,005	76	22	1,4	0,6
21	300	92	0,030-0,005	77	21	1,7	0,3
22	350	93	0,031-0,004	76	22	1,5	0,5
23	200	92	0,030-0,004	75	23	1,6	0,4
24	250	93	0,031-0,004	75	23	1,3	0,7
25	100	92	0,030-0,005	74	24	1,4	0,6

Практическая работа №11

Тема: «Построение графика изменения содержания химических элементов в окислительном периоде плавки в конвертере комбинированного дутья»

Цель: Получение навыков расчета расходов кислорода и изменений содержания химических элементов в металле при ведении плавки в конвертере комбинированного дутья.

Исходные данные: Плавка ведется в конвертере комбинированного дутья (пример садка 250т).

Теоретическая часть

Главной частью окислительного периода является окисление лишнего углерода из металлошихты, которая в большей части состоит из чугуна, содержание углерода в котором 3,5 - 4,5 %.

При продувке кислорода через фурму идет активный процесс окисления углерода и вместе с ним других химических элементов: кремния, марганца, фосфора, серы и самого железа. Поэтому металл, полупродукт, на выпуске плавки содержит остаток от окисления этих элементов, а также растворенный в металле кислород.

Важной задачей также является нагревание металла от температуры слитого чугуна с учетом потерь тепла от холодного скрапа к температуре выпуска плавки из конвертера, которая установлена технологической инструкцией.

Контроль за ходом окисления химических элементов осуществляется отбором проб, при этом особенно важно соединить на выпуске плавки 3 главных фактора:

Содержание углерода

Содержание серы

Температура металла.

Поэтому нужно по периодам плавки контролировать ход окисления углерода, содержание серы, других элементов, чтобы иметь на выпуске плавки нужный химический состав, максимально приближенный к расчетному материальному балансу плавки.

Окислительный период в конвертере комбинированного дутья разделяется на 2 периода с разделом 1-го периода на 2 полупериода:

1.1. Жестко окислительный - состояние кислородного "голода", когда жадных к кислороду химических элементов в металлошихте много и они быстро окисляются, превращаются в оксиды с переходом их в шлак, или газ. Интенсивность продува кислородом максимальна с расходами кислорода 4,8 м³/т *мин (см Приложение).:

$$4,8 \text{ м}^3/\text{т} * \text{мин.} * 250 = 1200 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Продувка осуществляется около 3-х минут при высоком размещению кислородной фурмы 1700 мм. Плавка зажигается. Формируется активный окисленный шлак.

Над металлом появляется шлакометаллическая эмульсия с высокой способностью усвоения кислорода и перенесения его в металл.

При этом за 1 минуту в металл вносится:

$$1200 : 22,4 * 0,995 * 0,95 * 32 * 1 = 1620 \text{ кг}(1,620 \text{ т}) \text{ кислорода}$$

или в расчете на 100 кг:

$$1620 : 2500 = 0,648 \text{ кг}$$

Большая часть этого кислорода тратится на окисление кремния, у которого химическое сродство к кислороду при низкой температуре металла за диаграммой химического родства значительно больше, чем у углерода.

Кремний окисляется со значительным тепловым эффектом и почти до "следов", температура металла резко растет, повышается химическое сродство углерода до кислорода.

1.2. Умеренно окислительный - состояние углеродного "голода", когда кремний окислился, частично марганец и фосфор, температура металла выросла

Начинается активное окисление углерода, затраты кислорода вынужденно для предотвращения выбросов металла снижать до 1000 м³/мин.

Длительность продува 2-го полупериода определяется нужным содержанием углерода на выпуске плавки, обычно это 12-14 минута.

Окисление проводится к содержанию углерода 0,070-0,100% в зависимости от выхода на нужную температуру.

Высота размещения кислородной фурмы представляет 1300 мм и регулируется дистрибуторщиком.

2-й период: окислительно-восстановительный, когда содержание углерода почти на нижнем уровне, температура металла около нужной на выпуске плавки, продувка заканчивают с небольшим расходом кислорода для доокисления углерода за счет растворенного в металле кислорода. Высота размещения кислородной фурмы 900 мм

При этом углерод доокисляется к содержимому 0,05-0,03%, также марганец со снижением его содержимого почти до "следов", металл при этом процессе самораскисляется остаточным углеродом и марганцем, и на выпуске имеет низкую окисленность, что дает экономию раскислителей и легирующих, меньше загрязняется металл продуктами раскисления.

При аргоновом продуве металл перемешивается, в шлак выносятся неметаллические включения, частично удаляются растворенные в металле вредные газы.

На выпуске плавки отсекается шлак, приводится новый высокоосновный шлак, металл раскисляется, легируется, передается на УКП, вакууматор, на МБЛЗ

Практическая часть

Задание:

1. Просчитать общее окисление элементов для данной марки стали.

2. Просчитать график изменения содержания химических элементов в металле в 1-ом полупериоде

3. Просчитать продолжительность продувки во 2-ом полупериоде по содержанию химических элементов при окислительном периоде в конвертере комбинированного дутья для данной марки стали согласно исходным данным в металлошихте.

4. Просчитать содержание углерода и марганца при продувке металла кислородо-аргоновой смесью и одним аргоном.

5. Построить график изменения химического состава металла по периодам плавки : содержащее углерода, марганца, кремния, фосфора, серы.

Расчет окисления в 1-ом и 2-ом на полупериоде

Исходные данные :

Таблица Средний состав металлошихте, кг

Химические элементы	C	Si	Mn	P	S
Средний состав	3,088	0,675	0,438	0,035	0,032

Принимаем, что содержащее химических элементов в металле в конце окислительного периода должно быть, кг:

углерод - 0,100

кремний - 0(следы)

марганец (согласно логарифму от температуры металла) - 0,175

фосфор при конвертерной плавке окисляется на 75 % от

содержимого в металлошихте:

$0,035 * 0,75 = 0,026$ (остаётся в металле 0,009)

сера окисляется на 10 % из половины исключения ее из

металлошихте:

$0,032 : 2 = 0,016$ $0,016 * 0,10 = 0,0016$

1. Должно окислиться химических элементов из металлошихте, кг:

C $3,088 - 0,100 * 0,92 = 2,996$

Si $= 0,675$

Mn $0,438 - 0,175 * 0,92 = 0,277$

P $0,035 - 0,009 * 0,92 = 0,027$

S $= 0,0016$

Fe (в дым) $= 1,100$

Всего $= 5,0766$ округляем $= 5,077$

Остаётся в металле химических элементов в конце продувки металла кислородом, кг:

C $3,088 - 2,996 = 0,092$

Si $= 0$ (следы)

Mn $0,438 - 0,277 = 0,161$

P $0,035 - 0,267 = 0,008$

S $0,032 - 0,016 = 0,016$

Принимаем, что в 1-ом полупериоде интенсивность окисления углерода невысокая, окисляется углерод на 12 %, кремний - 95 %, марганец - 70 %, фосфор - 50 %, сера - 50 %.

При этом углерод на 90 % окисляется до CO, на 10 % к CO₂, железо(принимаем) окислилось из всего окисленного 1,100 0,600 кг.

Окислилось химических элементов из металлошихты в 1-ом полупериоде, кг:

C → CO ₂	2,996 * 0,12 * 0,10 = 0,036
C → CO	2,996 * 0,12 * 0,90 = 0,324
Si SiO ₂	0,675 * 0,95 = 0,641
Mn MnO	0,277 * 0,70 = 0,194
P → P ₂ O ₅	0,027 * 0,50 = 0,014
S → SO ₂	0,0016 * 0,50 = 0,0008
Fe Fe ₂ O ₃	<u>0,600 = 0,600</u>
	Всего: = 1,810
	Тогда

Расходы кислорода на окисление этих химических элементов составляет, кг.:

C → CO ₂	0,036 * 32 : 12 = 0,096
C → CO	0,324 * 16 : 12 = 0,432
Si SiO ₂	0,641 * 32 : 28 = 0,733
Mn MnO	0,194 * 16 : 55 = 0,056
P → P ₂ O ₅	0,014 * 80 : 62 = 0,018
S → SO ₂	0,0008 * 32 : 32 = 0,0008
Fe Fe ₂ O ₃	<u>0,600 * 48 : 112 = 0,257</u>
	Всего: 1,5928
	Тогда

Тогда длительность продува в 1-ом полупериоде составит:

$$1,5928 : 0,648 = 2,458 \text{ мин.}$$

Интенсивность окисления углерода в 1-ом полупериоде составит:

$$(0,036 + 0,324) : 2,458 = 0,146 \text{ кг/мин. (что отвечает 2. с.115, С.В.Колпаков)}$$

В 2-ом полупериоде интенсивность окисления углерода значительно растет, окисляется углерод на 88%, кремний - 5%, марганец - 30%, фосфор - 50%, сера - 50%.

При этом углерод в объеме конвертера окисляется на 90% к CO, на 10 % к CO₂, железо - принимаем из 1,100 остаток составит: 1,110 - 0,600 = 0,500

Окислилось химических элементов из металлошихте в 2-ом полупериоде, кг:

C → CO ₂	2,996 * 0,88 * 0,10 = 0,263
C → CO	2,996 * 0,88 * 0,90 = 2,373

Si → SiO ₂	0,675 * 0,05 = 0,034
Mn MnO	0,277 * 0,30 = 0,083
P → P ₂ O ₅	0,027 * 0,50 = 0,014
S → SO ₂	0,0016 * 0,50 = 0,0008
Fe →	<u>0,500 = 0,500</u>
<u>Fe₂O₃</u>	Всего: = 3,268
	Тогда

Расход кислорода на окисление химических элементов составит, кг.:

C → CO ₂	0,263 * 32 : 12 = 0,701
C → CO	2,373 * 16 : 12 = 3,164
Si SiO ₂	0,034 * 32 : 28 = 0,039
Mn MnO	0,083 * 16 : 55 = 0,024
P → P ₂ O ₅	0,014 * 80 : 62 = 0,018
S → SO ₂	0,0008 * 32 : 32 = 0,0008
Fe <u>Fe₂O₃</u>	<u>0,500 * 48 : 112 = 0,214</u>
	Всего: = 4,1608
	Тогда

При интенсивности продувки 1000 м³/мин. за 1 минуту в металл вносится кислород:

$$1000 : 22,4 * 0,995 * 0,95 * 32 * 1 = 1350 \text{ кг} (\mathbf{1,350 \text{ т}})$$

или в расчете на 100 кг:

$$1350 : 2500 = 0,540 \text{ кг}$$

Тогда длительность продувки в 2-ом полупериоде составит:

$$4,1608 : 0,540 = 7,705 \text{ мин.}$$

Интенсивность окисления углерода в 2-ом полупериоде составит, кг:

$$(0,263 + 2,373) : 7,705 = 0,342 \text{ кг/мин. (что отвечает 2. с.117, С.В.Колпаков)}$$

В окислительно-восстановительном периоде металл продувают аргоном с небольшой интенсивностью продувки кислородом для доокисления углерода к нужному нижнему содержанию в металле. Скорость окисления углерода при его малом количестве в металле снижается.

Углерод окисляется за счет вдувания его через фурму и растворенного в металле кислорода. Этот процесс имеет название углеродного раскисления.

В то же время окисляются и марганец к очень низкому значению, иногда к "следам", особенно во время продувки металла одним аргоном.

Просчитаем количество окисленных элементов при продувке смесью и одним аргоном перед выпуском плавки.

Углерод, кг:

$$0,092 - 0,050 = 0,042$$

Марганец, кг:

$$0,161 - 0,030 = 0,131$$

Расход кислорода при этом составит, кг:

$$\begin{array}{l} \text{C} \longrightarrow \text{CO} \quad 0,042 * 16 : 12 = 0,056 \\ \text{Mn} \longrightarrow \text{MnO} \quad 0,131 * 16 : 55 = 0,038 \\ \text{Всего} \quad \quad \quad = 0,094 \end{array}$$

Содержимое кислорода в металле в конце продувки кислородом рассчитываем по формуле:

$$[\% \text{O}_2] = \frac{0,0035 + 0,006[\% \text{C}]}{[\% \text{C}]}$$

где $[\% \text{C}]$ - содержание углерода в металле после окислительного периода, кг:

$$[\% \text{O}] = (0,0035 + 0,006 * 0,092) : 0,092 = 0,044$$

Принимаем содержимое кислорода в металле на выпуске плавки из конвертера 0,012 кг.

Тогда недостает кислорода на доокисления углерода, кг:

$$0,094 - (0,044 - 0,012) = 0,060$$

При интенсивности продува кислородом 500 м³/мин. в металл вносится кислороду за минуту, кг:

$$500 : 22,4 * 0,995 * 0,95 * 32 * 1 = 675 \text{ кг (0,675 т)}$$

или в расчете на 100 кг:

$$675 : 2500 = 0,270 \text{ кг}$$

Тогда длительность продувки на завершающем этапе плавки составит:

$$0,060 : 0,270 = 0,222 \text{ мин.},$$

0,222×60= 13,3 или 13,3 сек. (Вносит кислород 0,060 кг)

Потом металл нужно продуть одним аргоном около 3-х минут для окисления углерода, вынесения в шлак неметаллических включений, исключения вредных газов, выравнивания металла по объему ванны по температуре и химическому составу.

Суммарная длительность продувочного периода плавки составит

$$2,458 + 7,705 + 0,222 + 3,0 = \underline{\underline{13,385}} \text{ мин. (около 14 минут).}$$

Общие расходы кислорода на продувку металла составят, кг/100кг :

$$1,5928 + 4,1608 + 0,060 = 5,8136$$

или в переводе на объем и металлическую садку в 272 т.:

$$5,8136 * 22,4 : 32 : 0,995 : 0,95 * 2720 = 11710 \text{ м}^3$$

Строим график изменения химического состава металла по периодам плавки

Изменение содержимого химических элементов, кг :

В 1-ом полупериоде :

$$\text{C} \quad 3,088 - 0,360 = 2,728$$

$$\text{Si} \quad 0,675 - 0,641 = 0,034$$

$$\text{Mn} \quad 0,438 - 0,194 = 0,244$$

$$\text{P} \quad 0,035 - 0,014 = 0,021$$

$$\text{S} \quad 0,032 - 0,0008 = 0,031$$

В 2-ом полупериоде:

$$\text{C} \quad 2,728 - 2,636 = 0,092$$

$$\text{Si} \quad 0,034 - 0,034 = 0 \text{ (следы)}$$

$$\text{Mn} \quad 0,244 - 0,083 = 0,161$$

$$P \quad 0,021 - 0,014 = 0,007$$

$$S \quad 0,031 - 0,0008 = 0,030 - \text{перешло в шлак около } 40\%, \text{ вместе } 0,015$$

При завершении плавки в окислительно-восстановительном периоде за счет самораскисления металла углеродом и марганцем, кг:

$$C \quad 0,092 - 0,042 = 0,050$$

$$Mn \quad 0,161 - 0,131 = 0,030$$

Интенсивность окисления углерода при этом составит:

$$0,050 : 0,222 = 0,225 \text{ кг/мин}$$

Рис. 1. График изменения содержания углерода в металле при конвертерной плавке:

Химический элемент

1-й на полупериоде 2-й на полупериоде продувки Ar, мин

Рис. 2. График изменения содержания кремния, марганца, фосфора и серы в металле при конвертерной плавке (в середине продувки за теорией 1.с.111).

Выводы: данные теоретического расчета отвечают, (не отвечают практике) конвертерных цехов.

Литература

1. Б.М. Бойченко Конвертерное производство стали Дн РВА "ДНЕПР-ВАЛ" 04-453с.

2. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М., Общая металлургия. М.: ИКЦ «Академкнига», 2005 - 768с.

Приложение к практической работе № 10

Вариант	доля чугуна	Содержание чугуна %					доля скрапа	Содержание скрапа %				
		C	Mn	Si	S	P		C	Mn	Si	S	P
1	75	4,21	0,56	0,98	0,13	0,05	25	0,20	0,42	0,23	0,04	0,03
2	74	4,11	0,55	0,96	0,14	0,05	26	0,21	0,44	0,22	0,04	0,03
3	73	4,09	0,53	0,94	0,14	0,06	27	0,22	0,44	0,22	0,04	0,03
4	72	4,09	0,48	0,92	0,13	0,06	28	0,20	0,43	0,23	0,04	0,03
5	71	4,12	0,54	0,90	0,14	0,05	29	0,16	0,44	0,24	0,04	0,03

6	70	4,11	0,55	0,88	0,13	0,06	30	0,19	0,45	0,25	0,04	0,03
7	69	4,09	0,56	0,86	0,13	0,05	31	0,19	0,46	0,26	0,04	0,03
8	68	4,14	0,56	0,84	0,13	0,06	32	0,17	0,47	0,24	0,04	0,03
9	65	4,13	0,58	0,82	0,12	0,05	35	0,18	0,48	0,24	0,04	0,03
10	75	4,12	0,59	0,98	0,13	0,06	25	0,19	0,49	0,23	0,04	0,03
11	74	4,12	0,55	0,96	0,13	0,05	26	0,18	0,50	0,25	0,03	0,03
12	73	4,13	0,56	0,94	0,12	0,05	27	0,16	0,51	0,24	0,03	0,03
13	72	4,12	0,57	0,92	0,13	0,05	28	0,19	0,52	0,22	0,03	0,03
14	71	4,12	0,57	0,90	0,13	0,06	29	0,19	0,53	0,23	0,03	0,03
15	70	4,12	0,57	0,88	0,12	0,05	30	0,19	0,49	0,24	0,03	0,03
16	69	4,13	0,58	0,86	0,13	0,05	31	0,17	0,44	0,21	0,04	0,03
17	68	4,13	0,49	0,84	0,13	0,06	32	0,18	0,45	0,22	0,04	0,03
18	65	4,14	0,60	0,98	0,12	0,05	35	0,18	0,44	0,23	0,04	0,03
19	75	4,14	0,58	0,96	0,13	0,05	25	0,18	0,44	0,23	0,04	0,03
20	74	4,15	0,56	0,94	0,13	0,05	26	0,19	0,45	0,25	0,04	0,03
21	73	4,15	0,55	0,92	0,12	0,05	27	0,18	0,45	0,23	0,04	0,04
22	72	4,16	0,55	0,90	0,13	0,06	28	0,18	0,46	0,23	0,041	0,04
23	71	4,16	0,60	0,88	0,12	0,05	29	0,18	0,46	0,22	0,042	0,04
24	70	4,17	0,55	0,86	0,13	0,05	30	0,17	0,46	0,23	0,043	0,04
25	69	4,15	0,55	0,84	0,13	0,06	31	0,18	0,46	0,24	0,044	0,04

Приложение к практической 10

Вариант	Q	q м ³ /(т*мин);	вариант	Q	q м ³ /(т*мин);
1.	100	3,5	10.	130	2,8
2.	120	3,67	11.	220	2,56
3.	180	3,85	12.	160	2,9
4.	400	4,0	13.	125	2,55
5.	350	4,9	14.	230 ⁰	3,69
6.	300	4,56	15.	130	2,61
7.	200	4,3	16.	330	3,9
8.	250 ⁰	3,75	17.	280	3,85
9.	170	2,35	18.	400	4,8

Практическая работа № 12

Тема: «Расчет необходимого количества цехового оборудования конвертерного цеха»

Цель работы:

1. Закрепить и углубить теоретические знания по разделу «Производства стали в кислородных конвертерах» программы предмета.

2. Научиться правильно рассчитывать основное и вспомогательное технологическое оборудование, обеспечивающее работу сталеплавильных агрегатов.

3. Использовать полученные знания и навыки при выполнении курсовых и дипломных проектов.

Студенты выполняют работу, используя микрокалькуляторы по изложенной ниже методике. Исходные данные для работы - приложение.

Выбор емкости конвертера и определение количества конвертеров на заданную производительность кислородно-конвертерного цеха.

Теоретическое обоснование:

Основное влияние на выбор емкости конвертера предоставляет, задана производительность цеха и принятый способ разливки стали (в изложницы или на МНЛЗ).

С увеличением емкости улучшаются технико-экономические показатели работы конвертеров: повышается производительность, снижается удельный расход огнеупоров и себестоимость стали. Кроме того, с увеличением емкости конвертера уменьшаются удельные тепловые потери, что позволяет повысить долю скрапа в металлошихты. Поэтому при прочих равных условиях следует отдать предпочтение установке конвертеров большей емкости.

Для цехов относительно небольшой производительности установка одного-двух крупных агрегатов, как правило, не рекомендуется, поскольку это приводит к недогрузке оборудования и осложнений в работе смежных цехов и отделений при остановке конвертеров на ремонт.

Вместимость кислородных конвертеров, действующих в настоящее время колеблется в пределах 50 - 400 т. В зависимости от способа разливки стали можно принимать следующие номинальные вместимости конвертеров:

-130-150 и 250-300 т - при разливке в слитки и на МНЛЗ;

-300-350 и 350-400 т - только при разливке на МНЛЗ.

При выборе емкости конвертера в зависимости от производительности цеха можно исходить из данных таблицы 1.

Таблица 1- Выбор емкости конвертеров

Продуктивность цеху, млн. тонн в год.	Рекомендуемые номинальные емкости конвертеров, т
От 2 до 4	130-160
От 3 до 5	250-300
От 4 до 6	300-350
От 5 и более	350-400

Таблица 2 Рекомендуются следующие варианты работы конвертеров:

Варианты	Количество конвертеров в цехе	Количество непрерывно работающих конвертеров	Количество конвертеров, находящихся в ремонте или ожидании
----------	-------------------------------	--	--

I	2	1	1		
1.Емкость конвертера, т	100	130	150	200	250
2.Емкость разливочного (заливочного) ковша,т	110	140	175	220	280
3.Грузоподъемность разливочных (заливочных) кранов, т	140/32	180/50	225/63	280+100/16	380+100/16
4.Грузоподъемность кранов в ковшовом пролете, т	50/10	50/10	80/16	125/30	125/30
II	3	2	1		
III	4	3	1		

Емкость разливочных (заливочных) ковшей и грузоподъемность разливочных (заливочных) кранов увязывают с емкостью конвертеров (см. табл. 3).

Продолжение таблица 3

1.Емкость конвертера, т	275	300	350	400	450
2.Емкость разливочного (заливочного) ковша,т	300	330	385	430	480
3.Грузоподъемность разливочных (заливочных) кранов, т	400+100/16	450+100/16	500+100/16	560+100/16	630+100/16
4.Грузоподъемность кранов в ковшовом пролете, т	125/30	125/30	125/30	140/32	140/32

1.2 Определение емкости и количества конвертеров

В проектируемом цехе с заданной производительностью 4,0 млн. т годных слитков в год принимаем конвертеры номинальной емкостью 150-180 т, работающие по второму варианту.

Количество непрерывно работающих конвертеров в цехе, обеспечивающих заданную производительность, определяется из следующей зависимости:

$$\eta_k^p = \frac{T_{ц}}{T_k},$$

где η_k^p – расчетное количество одновременно работающих конвертеров в цехе;

$T_{ц}$ – годовая производительность цеха, т годных слитков;

T_k – годовая производительность одного работающего конвертера, т годных слитков.

Производительность кислородно-конвертерных цехов можно определить по

$$\text{формуле: } T = \frac{8760(100 - K)}{\tau_{\text{пл.}} \times 100} \times m \times Q_K$$

где T - годовая производительность конвертера, тонн;

8760 - количество часов в году, час;

T_{пл.} - продолжительность плавки, час;

K - количество простоев%;

m - коэффициент выхода годных слитков с металлозавалки %;

Q_K - ориентировочное посадки конвертера, тонн.

С помощью методической помощи определить емкость и количество конвертеров для цеха заданной производительности./

Выбор емкости конвертера и определение количества конвертеров.

Вместимость кислородных конвертеров, действующих в настоящее время колеблется в пределах 50-400 т. В зависимости от способа разливки стали можно принимать следующие номинальные вместимости конвертеров:

130-300 - при разливке в слитки и на МНЛЗ;

300-400 - только при разливке на МНЛЗ.

При выборе емкости конвертера в зависимости от производительности цеха можно исходить из данных таблицы 1.

Рекомендуется иметь в цехе от 2 до 4 конвертеров при постоянном нахождении в ремонте одного из общего количества конвертеров.

В проектируемом цехе с заданной производительностью 5,5 млн.т годных слитков в год принимаем 3 конвертера ориентировочной вместимостью 150 т.

Количество непрерывно работающих конвертеров в цехе определяется из следующей зависимости:

$$N_K^P = \frac{Tn}{Tk},$$

где N_K^P - расчетное количество одновременно работающих конвертеров в цехе;

T_n - годовая производительность цеха, т годных слитков

T_k - годовая производительность одного работающего конвертера, т годных слитков.

Количество простоев работающего конвертера (K) определяется длительностью капитальных ремонтов конвертера (обычно 1-2% календарного времени) и продолжительностью горячих простоев, связанных с ремонтом и сменой фурм, кессонов и т.д. (Обычно 2-3% календарного времени).

Принимаем:

- Простой на капитальных ремонтах - 1,4%;

- Горячие простои - 2,4%

$$K = 1,4 + 2,4 = 3,8\%$$

Продолжительность плавки состоит из продолжительности продувки и вспомогательных операций.

Продолжительность продувки зависит от интенсивности подачи кислорода (2-5 м³ / т. мин) и составляет 12-25 мин.

Продолжительность вспомогательных операций определяется вместимостью конвертера и мощностью оборудования и составляет 15-30 мин.

В проектируемом цехе при интенсивности продувки 4-5 м³ / т.минуту. Принимаем общую продолжительность плавки равной 36 мин = 0,64 ч.

Коэффициент выхода годных слитков определяется выходом жидкой стали с металлозавалки и выхода годных слитков с жидкой стали. Выход годных слитков с жидкой стали зависит от принятого способа разливки стали и массы отливные слитков и составляет

при сифонной разливке в слитки массой до 7т - 0,96;

при сифонной разливке в слитки массой более 7т - 0,97 - 0,98;

при разливке сверху в слитки большой массы - 0,98 - 0,99.

Принимаем разливки сверху в крупные слитки с коэффициентом выхода годных слитков $K = 0,98$.

Коэффициент выхода годных слитков с металлозавалки:

$$m = 0,9231 \times 0,98 = 0,905$$

где 0,9231- выхода жидкой стали в ковше (берется из расчета выход жидкой стали).

Годовая производительность одного конвертера емкостью 150 т будет

$$\text{равна } T_k = \frac{8760(100 - 3,8)}{100 \times 0,6} \times 0,905 \times 150 = 1900000 \text{ т}$$

Нужно непрерывно работающих конверторов:

$$N_k^p = \frac{4000000}{1900000} = 2,11$$

Фактическая ёмкость конвертора составляет:

$$Q_\phi = 150 \cdot \frac{2,11}{2} = 158,2 = 160 \text{ т}, \text{ что находятся в пределах выбранной ёмкости } 150\text{-}180 \text{ т}.$$

С учётом запаса принимаем 3 конвертора ёмкостью по 160т.

Масса плавки в жидкой стали составляет:

$$\text{Мж.ст} = 160 \times 0,9234 = 147,7 \text{ т}.$$

Масса плавки в пригодных слитках составит

$$\text{Мсл.} = 147,7 \times 0,98 = 144,7 \text{ т}.$$

Годовое производство одного непрерывно работающего конвертера емкостью 200т

$$T_k = 1900000 \times \frac{160}{150} = 2000000 \text{ т}.$$

Максимальное количество плавов в сутки по цеху:

$$24 / 0,6 \times 2 = 80$$

Максимальная возможная суточная продуктивность по пригодным слитка:
 $A = 144,7 \times 80 = 11576 \text{ т}.$

Выбор и определение необходимого количества технологического оборудования кислородно-конвертерного цеха.

Выбор и определение необходимого количества технологического оборудования кислородно-конвертерного цеха. Теоретическое обоснование.

Расчета подлежит оборудования основных отделений цеха: миксерного, шихтовых и главного здания. Расчет ведут, исходя из рассчитанной части, суточной производительности цеха, а также расхода материалов на 1 т стали.

Ниже приведен пример выбора и определения необходимого технологического оборудования кислородно-конвертерного цеха суточной производительностью

$A = 11576$ т в составе 3-х конвертеров емкостью по 160т.

Миксерное отделения.

В зависимости от производительности цеха используются типовые миксеры вместимостью 600; 1300 и 2500 т.

Сумма емкость миксеров может быть определена по формуле:

$$\Sigma Q_M = \frac{P_q \times A \times t_q \times 1,01}{24\eta}$$

где P_q - коэффициент расхода чугуна на 1 т годных остатков;

A - суточная производительность цеха в пригодных слитках, т;

t_q - время пребывания чугуна в миксере, необходимое для усреднения его состава и температуры, ч. Колеблется в пределах 6-9 часов;

1,01 - коэффициент, учитывающий потери чугуна в миксере;

η - коэффициент заполнения миксера чугуном.

Колеблется в пределах 0,65-0,77.

Определяем коэффициент расхода жидкого чугуна:

$$P_q = \frac{78,7}{100 \times m}$$

$$P_q = \frac{78,7}{100 \times 0,905} = 0,87$$

где 78,7- содержание жидкого чугуна в металлошихте, % (берется из расчета материального баланса плавки)

m - коэффициент выхода годных слитков из металло завалки (см. формулу 3).

Тогда суммарная нужна емкость миксеров составит:

$$Q_M = \frac{0,87 \times 11578 \times 1,01 \times 7}{24 \times 0,72} = 4120m$$

При принятой емкости миксера $M = 1300$ т количество миксеров в цехе составляет:

$$P_M = 4120 / 1300 = 3,17$$

Принимаем 3 миксеры вместимостью по 1300 т. Тогда средний фактическое время пребывания чугуна в миксере составит

$$t_{ф.ч.} = \frac{n_M \times Q_M \times t_q}{\Sigma Q_M}$$

$$t_{ф.ч.} = \frac{3 \times 1300 \times 7,0}{4120} = 6,62ч$$

При низком расположении миксеров, в зависимости от размеров миксера и высоты рабочей площадки высота здания миксерного отделения до подкрановых рельсов обычно составляет 23 - 28 м, а ширина здания по осям колонн - 23 - 30 м. Общая высота миксерного здания до крыши составляет 28 - 35 м. Длина здания зависит от размеров и количества установленных миксеров и обычно составляет 40 - 75 м.

Определение необходимого оборудования миксерного отделения.

Вместимость чугуновозных ковшей для подачи чугуна из доменного цеха в миксерное отделение обычно составляет 100 или 140 т при грузоподъемности заливочных кранов соответственно 125/30 и 180/50 т.

Выбираем ковши емкостью 140 т.

Заливка чугуна в миксеры проводится заливочными кранами грузоподъемностью 180/50 т.

Количество заливочных кранов определяется по формуле:

$$n_{к.ф.} = \frac{K \times A \times \Sigma_K^q}{1440 \times B}$$

где К - коэффициент расхода времени крана на выполнение вспомогательных операций, принимается равным 1,15;

Σ_K^q - сумма расходов крана времени на 1 т чугуна, сливается в миксер, мин;

А - суточная производительность цеха, т;

1440 - количество минут в сутки

В - коэффициент использования крана. Принимаем $B = 0,8$.

Сумма потерь времени крана на заливку 1 т чугуна, при задолженности крана на вспомогательных работах 15% основных работ составляет

$$\Sigma_K^q = \frac{1,15t}{B_k \times Q_{ковш}};$$

$$\Sigma_K^q = \frac{1,15 \times 16}{0,85 \times 140} = 0,155 \text{ хвил} / \text{т}$$

где t - продолжительность операции заливки в миксер одного ковша (14 - 18 мин.), принимаем 16 минут

B_k - коэффициент заполнения ковша (0,8 - 0,9) принимаем 0,85;

$Q_{ковш}$ - вместимость ковша, т.

Необходимое количество заливочных кранов:

$$n_{кр.м} = \frac{1,15 \times 11576 \times 0,155}{1440 \times 0,8} = 1,78$$

Принимаем два заливочных крана

Для подачи чугуна в конвертеры емкостью 180 т принимаем чугуновозных ковши емкостью 175 т, а грузоподъемность заливочных кранов загрузочного пролета 225/65 т. Устанавливаем в отделении две машины для улавливания графита. Количество весов в отделении соответствует количеству миксеров. Принимаем 3 весов грузоподъемностью 250 т.

Принимаем 3 стенды для ковшей и 3 стенды для шлаковых чаш.

Принимаем три машины для скачивания шлака из миксеров.

Шихтовый двор

Шихтовый двор состоит из 2-х отделений:

- Отделение магнитных материалов;
- Отделение сыпучих материалов.

Отделение магнитных материалов

Ширина здания отделения магнитных материалов определяется количеством и расположением железных путей в нем, принятой шириной скрапных ям и обычно составляет 30 м по осям колонн здания и 28,5 м по осям подкрановых рельсов.

Высота здания зависит от габаритов подвижного состава и оборудования крана. Обычно составляет 9 - 10 м до уровня подкрановых рельсов.

Длина здания определяется длиной шихтовых ям и торцевых участков.

Вместимость ям определяется в зависимости от суточного расхода шихтовых материалов и принятой нормы их запаса (материальный баланс плавки).

Расход материалов на плавку равна

$$R_{пл} = P \times M_{сл},$$

где P - коэффициент расхода соответствующего материала на 1 т годных слитков; $M_{сл}$ - масса плавки в пригодных слитках, т (см формулу 5)

$$P = \frac{a}{100 \times m}$$

где a - расход соответствующего материала на 100 кг металлозавалки, кг (см материальный баланс плавки);

m - коэффициент выхода годных слитков (0,905)

Определяем коэффициенты расхода материалов:

$$P_{скр} = 21,3 / 90,5 = 0,23;$$

$$P_{FeMn} = 0,51 / 90,5 = 0,0056;$$

$$P_{FeSi} = 1,62 / 90,5 = 0,0058.$$

Определяемая расход материалов на одну плавку:

$$R_{скр.пл} = 0,23 \times 144,7 = 33,8т;$$

$$R_{FeMn.пл} = 0,0056 \times 144,7 = 0,81т;$$

$$R_{FeSi.пл} = 0,0058 \times 144,7 = 0,84т.$$

Определяемая расход материалов в сутки, т:

$$R_{скр.сут} = 33,8 \times 80 = 2664т,$$

$$R_{FeMn.сут} = 0,81 \times 80 = 64,8т,$$

$$R_{FeSi.сут} = 0,84 \times 80 = 67,2т,$$

где 80 - максимальное количество плавов в сутки.

Определяем количество материалов в отделении

$$N_{скр} = 2664 \times 8 = 21312 т$$

где 8 - принят запас скрапа, не снижается (обычно 6-10 дней)

$$N_{FeMn} = 64,8 \times 25 = 1620т$$

$$N_{FeSi} = 67,2 \times 25 = 1680т$$

где 25 - принят запас ферросплавов (обычно 20 - 30 суток).

Находим необходимую полезную емкость ям для материалов:

$$\text{- Для скрапа} \dots\dots\dots 22312 / 2,5 = 8525\text{м}^3;$$

$$\text{- Для ферромарганца} \dots\dots\dots 1620 / 3,0 = 540 \text{ м}^3;$$

$$\text{- Для ферросилиция} \dots\dots\dots 1680 / 2,2 = 764 \text{ м}^3$$

где 2,5; 3,0; 2,2 - соответственно насыпные массы материалов, т/м^3 .

Находим полную фактическую емкость ям для материалов:

$$\text{- Для скрапа} \dots\dots\dots 8525 / 1,2 = 7104\text{м}^3;$$

- Для ферромарганца $540 / 1,0 = 540 \text{ м}^3$;
- Для ферросилиция $764 / 1,0 = 764 \text{ м}^3$;

где-1,2; 1,0- коэффициент заполнения ям.

Выбираем основные размеры ям для материалов.

Глубина ям колеблется в пределах 2 - 3 м.

Толщина разделительных стенок между ямами должно быть не менее 0,7 м.

Ширина ям определяется шириной здания и количеством железнодорожных путей (колеблется в пределах 12 - 17 м).

Принимаем глубину ям равной 2,5 м, ширину -14м.

Тогда длины ям для магнитных материалов будут равны:

- Для скрапа $7104 / (14 \times 2,5) = 203 \text{ м}^3$;
- для силикомарганца $540 / (14 \times 2,5) = 15,4 \text{ м}^3$;
- для ферросилиция $764 / (14 \times 2,5) = 21,8 \text{ м}^3$.

Определяем количество магнитных кранов.

В скрапном отделении устанавливаются магнитные краны грузоподъемностью 10 и 15 т, с диаметром магнита 1,15 м и 1,85 м.

Грузоподъемность кранов определяется производительностью цеха, емкостью конвертеров и емкостью совков.

Для конвертерных цехов производительностью до 4 млн. тонн годных слитков в год применяются шихтовые краны грузоподъемностью 10 т, для цехов с годовой производительностью более 4 млн. т - грузоподъемностью 15 т.

Краны отделения используются для выполнения основных (разгрузка скрапа и ферросплавов из железнодорожных платформ, погрузка этих материалов в совки и бадьи) и вспомогательных (очистка путей, перестановка оборудования и т.д.) операций.

Выбираем краны грузоподъемностью 15 т. Потребное количество шихтовых кранов можно определить по следующей формуле:

$$\eta_{\text{кр.ш}} = \frac{K A \sum_k}{1440 B}$$

где K – коэффициент кранового времени на вспомогательные операции, принимаемый равным 1,15;

A – суточная производительность цеха, т;

B – коэффициент использования крана, принимаемый равным 0,8;

\sum_k – сумма затрат кранового времени на 1 т слитков, мин.

Сумма затрат кранового времени на 1 т слитков определяется, исходя из затрат кранового времени на переработку 1 т шихтовых материалов и коэффициентов расхода соответствующих материалов на 1 т слитков.

$$\text{Тогда } n_{\text{кр.м}} = \frac{1,15 \times 11576 \times 0,3528}{1440 \times 0,8} = 4,07$$

Принимаем 5 магнитных кранов, грузоподъемностью 15 т.

Емкость и количество совков для скрапа

Для загрузки скрапа в конвертер обычно достаточно одного или двух совков.

Объем совков зависят от емкости конвертера, доли скрапа в металлошихте и его плотности.

Принимаем объем совка 8 м^3 . Тогда емкость совка при коэффициенте заполнения 1,2 и при насыпной массе 2 т/м^3 (обычно $1,8\text{-}2,2 \text{ м}^3$) составит:

$$2 \times 8 \times 1,2 = 19,2$$

При расходе скрапа на плавку 33,3 т потребуется 2 совка . Количество совков находящихся в обороте, определяется по формуле

$$n_c = \frac{P_{пл} \times t_{пл}}{1440};$$

где $P_{пл}$ - максимальное количество плавков в сутки;

$t_{пл}$ - время оборота одного совка, мин (обычно составляет 120-180 мин)

Принимаем $t_{пл}$ 140 мин, тогда количество одновременно находящихся в обороте совков составляет

$$n_c = \frac{80 \times 140}{1440} = 7,8;$$

Принимаем 8 совков.

Например: емкость совка для лому, м³:

$$V_c = \frac{0,240 \cdot T}{q} = \frac{0,240 \cdot 250}{1} = 60$$

де 0,240 – доля лома от массы металлошихты;

T – емкость конвертера, т;

q – насыпная масса лома, т/м³.

Кількість совків для лому, шт

$$n = K \cdot \frac{A \cdot t_{об}}{24} = 1,15 \cdot \frac{30 \cdot 3}{24} = 4,31,$$

де K – коэффициент запаса (1,15);

24 – количество часов в сутках;

A – количество плавков на протяжении суток;

$t_{об}$ – длительность цикла оборота совка 3 часа.

Принимаю количество совков – 4 шт

Таблица 4 Параметры совков для завалки лома

Емкость конвертера	Совок для лома	Внутренний диаметр горловины, м
	Емкость, м ³	
100.....130	40	2,3
160	50	2,48
200	65	3,45
250	65	3,6
300	100	4,0
350	100	4,0
400	130	4,2

Отделение сыпучих материалов.

В отделении сыпучих материалов хранятся известь, плавиковый шпат, железная руда, боксит и другие материалы. Подача сыпучих материалов производится системой ленточных конвейеров. Размеры здания:

- ширина 24 м;
- высота до подкрановых рельсов 10 м.

Длина здания определяется суммарной длиной бункеров, а также длиной торцевых участков.

Определяем вместимость и размеры бункеров:

Определяем коэффициент расхода материалов

$$R_{ив} = 4.47 / 90,5 = 0,0494;$$

$$R_{ж.р.} = 1,5 / 90,5 = 0,0166;$$

$$R_{п.шп.} = 0,3 / 90,5 = 0,0033.$$

Определяемая расход материалов на одну плавку:

$$R_{изв}_{пл}^{изв} = 0,0494 \times 144,7 = 7,15 \text{ т};$$

$$R_{жр}_{пл}^{жр} = 0,0166 \times 144,7 = 2,40 \text{ т};$$

$$R_{пшп}_{пл}^{пшп} = 0,0033 \times 144,7 = 0,48 \text{ т};$$

Определяемая расход материалов в сутки:

$$R_{доб}^{изв} = 7,15 \times 80 = 572,0 \text{ т}$$

$$R_{доб}^{жр} = 2,4 \times 80 = 192,0 \text{ т};$$

$$R_{доб}^{п.шп.} = 0,48 \times 80 = 38,4 \text{ т}.$$

Определяем количество материалов в отделении:

$$N_{изв.} = 572,0 \times 2 = 1144,0 \text{ т};$$

$$N_{ж.р.} = 192 \times 15 = 2880,0 \text{ т};$$

$$N_{п.шп.} = 38,4 \times 25 = 960,0 \text{ т}$$

где множитель - принятый запас материалов (число суток).

Определяем необходимую полезную емкость бункеров сыпучих материалов:

$$\text{- Для извести} \dots\dots\dots 1144,0 / 0,8 = 1430,0 \text{ м}^3;$$

$$\text{- Для руды} \dots\dots\dots 2880,0 / 2,7 = 1066,6 \text{ м}^3;$$

$$\text{- Для плавикового шпата} \dots\dots\dots 960,0 / 1,7 = 564,7 \text{ м}^3$$

где 0,8; 2,7; 1,7 - соответственно насыпные массы материалов, т / м³.

Определяем полную (фактическую) емкость бункеров для материалов (с учетом коэффициента заполнения):

$$\text{Известь} \dots\dots\dots 1430,0 / 0,5 = 2860,0 \text{ м}^3;$$

$$\text{Зализняк} \dots\dots\dots 1\ 066,6 / 0,8 = 1333,2 \text{ м}^3;$$

$$\text{Плавиковый шпат} \dots\dots\dots 564,7 / 0,8 = 705,9 \text{ м}^3$$

где-0,5; 0,8 коэффициент заполнения бункеров

Глубина бункеров обычно составляет 6 - 7 м. Принимаем равной 6,5 м.

Ширина бункера составляет 12 - 17 м. Принимаем равной 14 м.

Тогда длина бункеров составит:

$$\text{- для извести: } \frac{2860}{14 \times 6,5} = 31,4 \text{ м}$$

$$\text{- для железной руды: } \frac{1333,2}{14 \times 6,5} = 14,6 \text{ м}$$

$$\text{для плавикового шпата: } \frac{70,5,9}{14 \times 6,5} = 7,8 \text{ м}$$

Определяем число кранов в отделении

В отделении сыпучих материалов е грейферные краны грузоподъемностью 10 и 15 т., с емкостью грейфера 1,75 и 2,5 м³.

Таблица 5- Затраты кранового времени на переработку 1 т сыпучих материалов.

Наименование операций	Продолжительность, мин./т.	
	Q _{кр} =10т	Q _{кр} =15 т
Погрузка извести в бункера	1,9	1,4
Погрузка железной руды	0,6	0,4
Погрузка плавикового шпата	0,9	0,6

Таблица 6 Суммарные затраты кранового времени на 1 т слитков.

Материалы	Коэффициент расходов, т/т	Продолжительность операций, мин. / т	Σк
Известь	0,0494	1,4	0,0494×1,4=0,0692
Руда	0,0166	0,4	0,0166×0,4=0,0066
Плавиковый шпат	0,0033	0,6	0,0033×0,6=0,0020
Итого			0,07778

Число кранов в отделении определяем:

где Σк = 0,07778

$$n_{кр}^{сп} = \frac{1,15 \times 12824 \times 0,07778}{1440 \times 0,8} = 0,99$$

Принимаем 2 грейферных крана грузоподъемностью 15 т, тогда фактическая загрузка грейфкрных кранов в отделении сыпучих материалов составит:

$$\frac{0,90}{2} \times 100 = 45\%$$

Главное здание цеха

Загрузочный пролет.

Основное значение- прием и завалка в конвертер чугуна и скрапа, а также прием и хранение ферросплавов и огнеупоров.

Количество заливающих кранов в загрузочном пролете определяется по формуле:

$$n_{кр,з} = \frac{K \times A \times \Sigma k}{1440 \times B}$$

где К - коэффициент неравномерности загрузки крана, равный 1,3;

Σк - сумма затрат кранового времени на 1 т чугуна, мин;(0,15-0,25мин/т чугуна, принимаю 0,20 мин/т)

А - суточный расход чугуна, т;

$$A_q = A \times K_q = 11576 \times 0,87 = 10071 \text{ т}$$

где А - суточное производство цеха, т;

0,87 - коэффициент расхода чугуна на 1 т годных слитков;

В - коэффициент использования крана, В = 0,8.

$$\text{Тогда } n_{кр,з} = \frac{1,3 \times 10071 \times 0,20}{1440 \times 0,8} = 2,27$$

Принимаем 3 заливочных крана грузоподъемностью 225 / 65т

Тогда загруженность составляет:

$$\frac{2,27 \times 100}{3} = 76\% .$$

Ковшовый пролет

Основное назначение ковшового пролета – смена футеровки сталеразливочных и чугуновозных ковшей. Перемещение ковшей к ремонтным ямам и внутри пролета проводятся мостовыми кранами грузоподъемностью 80/16 т (обычный 2-3 крана). Принимаем 2 крана.

Разливной пролет

Необходимое количество разливочных кранов определяется по формуле:

$$N_{р.кр.} = \frac{1,3 \times A \times \Sigma k}{1440 \times 0,8}$$

где 1,3 коэффициент равномерности выпуска плавки;

A-максимальная суточная производительность цеха в годных слитках тыс.т,

Σk - сумма затрат кранового времени на разливке и вспомогательных работах,

мин. / т слитков

Σk по практическим данным находится в пределах 0,3-0,5 мин.

$$N_{р.кр.} = \frac{1,3 \times 11576 \times 0,44}{1440 \times 0,8} = 5,75$$

Принимаем 6 разливочных кранов грузоподъемностью 225/63 т

$$\frac{5,75}{6} \times 100 = 96\%$$

Количество сталеразливочных ковшей определяется по формуле:

$$N_{ковш} = \frac{N_{пл} \times t_k}{1440}$$

где $N_{пл.}$ - максимальное количество плавков в цехе в сутки

t_k - время оборота одного ковша (обычно 6 - 10 ч. или 360 - 600 мин)

Принимаем $t_k = 420$ хв. Тогда

$$N_{ковш} = \frac{80 \times 420}{1440} = 23,3$$

Принимаем 24 ковша емкостью 175 т, одновременно находящихся в обороте.

При стойкости футеровки ковша 12 плавков (обычно 10-15 плавков) в ремонте за сутки побывает: $80:12 = 6,6$ ковшей = 7 ковшей, составляет:

$$\frac{7 \times 100}{24} = 28\% \text{ от количества находящихся в работе ковшей.}$$

При продолжительности ремонта одного ковша 9 часов / по данным практики 7-15 часов / одновременно будет находиться в ремонте:

$$\frac{7 \times 9}{24} = 2,63 = 3 \text{ ковша}$$

Для ремонта ковшей в отделении надо чтобы была трехместная ремонтная яма или одноместная яма. Принимаем, что 10% рабочего парка ковшей находится в резерве, т.е. $24 \times 0,1 = 2,4 = 3$ ковша.

Таким образом общее количество ковшей составляет:

$$24 + 3 + 3 = 30 \text{ ковшей.}$$

Определяем количество изложниц на плавку:

$$144,7 : 12 = 12,1 = 13$$

где 144,7 - масса плавки в пригодных слитках.

12 – принятая масса одного слитка, т

Принимаем с запасом 14 изложниц.

Определяем количество тележек на плавку:

$$14 : 4 = 3,5 = 4$$

Принимаем 4 тележки грузоподъемностью 120 т.

Для крупных слитков применяют тележки длиной 5 840 мм.

Общая длина одного разливного состава при этом составит $5,84 \times 4 = 23,36$ м

Определяем количество разливочных составов, находящихся в

$$\text{обращении. } 80 \frac{8}{24} = 26,7 = 27$$

где 80 - количество плавов в сутки

24 - количество часов в сутках.

Принимаем 27 составов.

Определяем количество разливочных площадок

$$P_{р.пл} = \frac{N_{пл} \times \sum_{пл}}{1440 \times B}$$

где $P_{пл}$ - количество плавов в сутки (составляет 80 плавов);

$\sum_{пл}$ – сумма затрат времени разливочной площадки на разливке одной плавки в сутки, мин .. (обычные 100 - 150 мин.) Принимаем 110 хв;

B - коэффициент использования разливочной площадки, принимаем 0,8.

$$P_{р.пл} = \frac{80 \times 110}{1440 \times 0,8} = 7,64$$

Принимаем 8 площадок, в том числе 4 сдвоенных.

Приложение для расчета потребности цехового оборудования ККЦ

Вариант	Производство стали млн. т. год	вариант	Производство стали млн.т.год	Вариант	Производство стали млн.т.год
1	2,0	10	6,0	19	2,75
2	2,5	11	5,9	20	3,75
3	3,0	12	5,8	21	4,75
4	3,5	13	5,7	22	5,75
5	3,8	14	5,6	23	4,35
6	4,0	15	5,5	24	4,25
7	4,5	16	5,4	25	4,15
8	5,0	17	5,3		
9	5,5	18	6,25		

Примечание: способ разливки стали

- Варианты 1 - 9 - на МНЛЗ;

- Варианты 10,12,14,16,18,20,22,24 - сифонным способом.

- Варианты 11,13,15,17,19,21,23,25-сверху.

Практическая работа № 13

Тема: «Расчет обезуглероживания марки стали IF – спецзаказ на вакууматоре»

Цель: Отработка методики расчета обезуглероживания стали при вакуумной обработке стали.

Теоретическая часть

Раскисление, легирование и обезуглероживание стали проводим в вакууматоре после дополнительного нагрева металла на установке ковш-печь с учетом потерь температуры при наведении нового покровного шлака, вакуумировании, загрузки раскислителей и легирующих, продувки аргоном в ковше-печи и вакууматоре.

При выпуске стали из конвертора полностью отсекается шлак и наводится новый высокоосновный покровный шлак для защиты металла от проникновения газов из атмосферы, футеровки от воздействия кремнезема, принятия в себя продуктов раскисления, десульфурации и других неметаллических включений.

Одной из главных задач вакуумирования является глубокое обезуглероживание стали, при котором выгорание углерода обеспечивается как за счет растворенного в металле кислорода, так и вдуванием кислорода в металл в процессе вакуумирования через небольшую кислородную фурму.

Количество кислорода должно быть строго расчетное чтобы не было лишнего угара химических элементов и не остался в металле лишний кислород, т.е. необходимо обеспечить одновременно и обезуглероживание, и глубокое раскисления стали с учетом содержания кислорода в стали перед вакуумной обработкой.

Расчет обезуглероживания проводится после определения содержания углерода в стали с учетом введения раскислителей и легирующих материалов.

Примечание: в данном расчете обезуглероживание рассчитывается без учета внесения углерода раскислителями и легирующими материалами.

Практическая часть

Для выполнения расчета приводим исходные данные стали конечной и на выпуске плавки с указанием недостающего количества химических элементов. Таблица . Химический состав конечной стали и перед обезуглероживанием в вакууматоре.

Наименование	Химический состав, %							
	C	Mn	Si	S	P	Cu	Al	Ti
Сталь конечная	н.б. 0,002	0,08-0,15	0,020	0,003	0,008	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
Сталь на выпуске плавки	0,030	0,020	следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
Нужно внести	снизить до 0,001	0,095	-	-	-	-	0,03	0,05

Расчет необходимого количества элементов, которых нужно ввести: средне заданное содержание элементов в готовой стали

$$[\%Mn]_{cp} = \frac{[Mn]^{min} + [Mn]_{max}}{2} = \frac{0,08 + 0,15}{2} = 0,115\%$$

не получает элементов к средне заданного в готовой стали:

$$\text{кремния: } [\% Si] = [\% Si]_{cp} - [\% Si]_{к} = 0,020 - 0 = 0,020\%$$

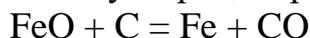
$$\text{марганца: } [\% Mn] = [\% Mn]_{cp} - [\% Mn]_{к} = 0,115 - 0,020 = 0,095\%$$

При нагреве наведенного покровного основного шлака и металла в стальковше происходит науглероживание металла от электродов на 0,020%.

При этом содержание углерода в металле становится, кг:

$$0,030 + 0,020 = 0,050$$

При вакуумировании окисление углерода происходит по реакции:



При этом содержание углерода в металле должно снизиться с 0,050 % до 0,001 кг.

Окисляется углерода, кг: $0,050 - 0,001 = 0,049$

На окисление углерода до оксида углерода CO потребуется кислорода, кг:

$$0,049 * 16 : 12 = 0,065$$

При этом образуется оксида углерода, кг: $0,049 + 0,065 = 0,114$

Определяем количество кислорода, необходимого для обезуглероживания стали в вакууматоре с вычитанием растворенного в металле кислорода (примем 0,006кг) без остаточного кислорода в вакуумированной стали 0,001 кг:

$$M_{\text{кисл. из атм.}} = 0,065 - (0,006 - 0,001) = 0,060$$

Этот кислород необходимо внести в металл для обезуглероживания стали в вакууматоре посредством кислородной фурмы (возможно внесением окалины).

Определяем объемный расход технического кислорода:

$$M_{\text{кисл.}} = 0,060 * 22,4 : (32 * 0,997 * 0,95) = 0,044 \text{ м}^3 / 100\text{кг стали}$$

В расчете на ковш: $0,044 * 2500 = 110 \text{ м}^3$

При интенсивности продувки 30 м³/мин длительность продувки составит:

$$110\text{ м}^3 : 30\text{ м}^3/\text{мин} = 3,67 \text{ мин.}$$

Процесс вакуумирования осуществляется с одновременной продувкой стали аргоном через шиберный затвор с расходом аргона 30м³/мин и длительности обработки 20 минут.

Примечание: При расчете с раскислением и легированием также необходимо учитывать затраты кислорода на угар химических элементов из раскислителей и легирующих материалов

Литература

1. С. А. Бражник, В.А. Аксененко Обзор: Перспективы и технологические особенности производства IF-сталей на металлургических предприятиях России. Запорожсталь. 2003.
2. Из Интернета: Interstitial-Free (IF)-Steel.
3. В.П. Кириленко и др. Разработка и освоение сквозной технологической схемы конвертерного производства сверхнизкоуглеродистых IF-сталей. Журнал Черная металлургия России и стран СНГ в 21-м веке. №3.1994г.
5. Л.В.Буланов Машины непрерывного литья заготовок. Теория и расчет. Уральский центр ПР и рекламы «Марат», Екатеринбург: 2004.- 319с.
6. Н.М.Чуйко и др. Внепечные способы улучшения качества стали Техника 1978.- 127с.

Приложение к практической работе №13

Вариант	Садка ковша, т	Вариант	Садка ковша, т	Вариант	Садка ковша, т
1	200	10	120	19	300
2	250	11	130	20	350

3	300	12	75	21	180
4	350	13	180	22	400
5	180	14	160	23	150
6	400	15	50	24	50
7	150	16	180	25	100
8	50	17	220		
9	100	18	100		

Приложение к практической работе №13

№	Наименование	Химический состав, %							
		C	Mn	Si	S	P	Cu	Al	Ti
				не более					
1	Сталь Конечная	н.б. 0,002	0,06-0,15	0,015	0,002	0,008	0,15	0,05-0,07	0,04-0,06
	Сталь на Выпуске	0,045	0,018	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
2	Сталь Конечная	н.б. 0,003	0,06-0,18	0,015	0,003	0,007	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
	Сталь на Выпуске	0,045	0,018	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
3	Сталь Конечная	н.б. 0,003	0,06-0,16	0,013	0,003	0,006	0,15	0,03-0,06	0,04-0,06
	Сталь на Выпуске	0,045	0,016	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
4	Сталь Конечная	н.б. 0,002	0,05-0,20	0,014	0,0025	0,008	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
	Сталь на Выпуске	0,032	0,015	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
5	Сталь конечная	н.б. 0,002	0,06-0,15	0,015	0,002	0,007	0,15	0,05-0,07	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,056	0,017	Следы	0,0043	0,0064	-	Следы	-
6	Сталь конечная	н.б. 0,003	0,06-0,18	0,015	0,003	0,006	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,048	0,015	Следы	0,0044	0,0064	-	Следы	-
7	Сталь конечная	н.б. 0,003	0,06-0,16	0,013	0,003	0,009	0,15	0,03-0,06	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,056	0,019	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
8	Сталь конечная	н.б. 0,002	0,06-0,19	0,015	0,002	0,008	0,15	0,05-0,07	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,037	0,018	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
9	Сталь конечная	н.б. 0,003	0,06-0,18	0,014	0,003	0,007	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,040	0,015	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
10	Сталь	н.б. 0,002	0,06-0,16	0,013	0,003	0,006	0,15	0,03-0,06	0,04-0,06

	конечная								
	Сталь на выпуске	0,053	0,016	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
11	Сталь конечная	н.б. 0,003	0,05-0,20	0,014	0,0025	0,008	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,039	0,017	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
12	Сталь конечная	н.б. 0,002	0,06-0,15	0,017	0,002	0,007	0,15	0,05-0,07	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,066	0,018	Следы	0,0043	0,0064	-	Следы	-
13	Сталь конечная	н.б. 0,003	0,06-0,18	0,016	0,003	0,006	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,051	0,019	Следы	0,0044	0,0064	-	Следы	-
14	Сталь конечная	н.б. 0,004	0,06-0,16	0,017	0,003	0,009	0,15	0,03-0,06	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,051	0,020	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
15	Сталь конечная	н.б. 0,002	0,06-0,15	0,015	0,002	0,008	0,15	0,05-0,07	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,049	0,019	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
16	Сталь конечная	н.б. 0,003	0,06-0,18	0,016	0,003	0,007	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,049	0,018	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
17	Сталь конечная	н.б. 0,004	0,06-0,16	0,013	0,003	0,006	0,15	0,03-0,06	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,049	0,017	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
18	Сталь конечная	н.б. 0,003	0,05-0,20	0,014	0,0025	0,008	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,039	0,016	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
19	Сталь конечная	н.б. 0,002	0,06-0,15	0,015	0,002	0,007	0,15	0,05-0,07	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,051	0,015	Следы	0,0043	0,0064	-	Следы	-
20	Сталь конечная	н.б. 0,003	0,06-0,18	0,015	0,003	0,006	0,15	0,02-0,04	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,038	0,016	Следы	0,0044	0,0064	-	Следы	-
21	Сталь конечная	н.б. 0,004	0,06-0,16	0,013	0,003	0,009	0,15	0,03-0,06	0,04-0,06
	Сталь на выпуске	0,051	0,019	Следы	0,0055	0,0064	-	Следы	-
	Нужно внести	снизить до 0,001	0,095	Для всех вариантов			0,03	0,05	

Практическая работа №14

Тема: «Расчет дополнительной десульфурации стали порошковой проволокой в вакууматоре»

Цель: отработка методики расчета десульфурации стали в вакууматоре.

Теоретическая часть

Даже при максимальном удалении серы из чугуна на УДЧ все же возникает опасность лишнего содержания серы в стали после конвертерной плавки вследствие возможного внесения серы в избыточном количестве скрапом.

Пропускная способность УДЧ невысока, и поэтому в практике конвертерных цехов предусмотрена дополнительная десульфурации стали в вакууматоре порошковой проволокой.

В своем составе конвертерный комплекс имеет ковш-печь, и вакууматор, который оснащается трайб-аппаратами для ввода в металл порошковой проволоки.

В последние годы все большее применение имеют порошковые проволоки с десульфурующим реагентом кальция, магния, карбида кальция и их смесей с быстрым погружением порошкового материала, находящегося в стальной трубке, вглубь металла.

ПРИМЕЧАНИЕ

Для сталей с сильно ограниченным кремнием и сверхнизким углеродом наиболее целесообразно применение магниевой порошковой проволоки в стальной оболочке диаметром 8-13мм.

С точки зрения минимального теоретического расхода, необходимого для связывания единицы серы, магний стоит на первом месте по сравнению с другими десульфураторами.

К преимуществам также можно отнести незначительное количество шлака, образующегося на поверхности металла, благодаря низкому расходу магния.

Образующийся сульфид магния является очень прочным соединением, которое благодаря низкой плотности легко удаляется в шлак.

Реакция десульфурации чугуна магнием протекает с выделением тепла, поэтому потери температуры металла незначительны.

Эффект десульфурации возрастает при обработке металла порошковой проволокой одновременно с вакуумированием.

Вакуумная обработка дает глубокое раскисления металла, что значительно снижает потери магния на окисление и повышает степень десульфурации.

Порошковая проволока вводится в ковш-печь одноручьевым трайб-аппаратом под наведенный высокоосновный шлак в конце вакуумной обработки металла после раскисления металла вакуумом и обезуглероживания.

Скорость ввода порошковой проволоки 5м/с с длительностью обработки 300-400сек, снижение температуры металла около 15°C.

Десульфурация чугуна магнием осуществляется по реакции:



Практическая часть

Исходные условия:

Марка стали IF – спецзаказ (каждому разная марка стали, или исходные данные)

Содержание серы перед вакуумной обработкой и десульфурацией 0,0047кг

Требуемое содержание серы в стали: н.б.0,002%

Для десульфурации стали с 0,0047 до 0,002 кг расход магниевого реагента порошковой проволоки при испарении магния 20%, окислении 10%, степени десульфурации 80% и содержании магния в реагенте 83% составит, кг:

$$x * 32 : 24 * 0,90 * 0,80 * 0,83 = 0,0027$$

$$0,80x = 0,0027$$

$$x = 0,0034 \text{ кг/100кг; или } 0,034 \text{ кг/т.}$$

Из этого количества магниевого реагента расходуется магния на десульфурацию, кг:

$$0,0034 * 0,7 = 0,00238$$

Расходуется серы на образование сульфида магния, кг:

$$0,00238 * 32 : 24 = 0,00317$$

Образуется сульфидов магния, кг:

$$0,00238 + 0,00317 = 0,00555$$

Окислится магния, кг:

$$0,0034 * 0,10 = 0,00034$$

Расходуется кислорода на окисление магния, кг:

$$0,00034 * 16 : 24 = 0,00023$$

Образуется оксида магния, кг:

$$0,00034 + 0,00023 = 0,00057$$

Улетучится магния в виде пара, кг:

$$0,0034 * 0,20 = 0,00068$$

В графу «Поступило материалов» добавляется 0,0034 порошкового реагента.

Снизится количество металла на вес удаленной серы и кислорода, кг:

$$0,00317 + 0,00023 = 0,0034$$

Масса шлака увеличится на вес образовавшихся сульфидов и оксидов магния, кг:

$$1,2176 + 0,00555 + 0,00057 = \mathbf{1,22372}$$

Масса стали составит, кг:

$$92,7248 + 0,0034 - 0,00555 - 0,00057 - 0,00068 = \mathbf{92,7214}$$

где

92,7248 – масса стали до десульфурации порошковой проволокой,

0,0034 – масса порошковой проволоки,

0,00555 – масса образовавшихся сульфидов магния.

0,00057 – масса образовавшихся оксидов магния.

0,00068 – масса испарившегося магния.

Внесением магния и кальция в металл вследствие малых значений пренебрегаем.

При продувке металла аргоном одновременно с вакуумированием продукты реакции активно удаляются из металла в новый наведенный шлак.

Расход порошкового магниевого реагента составляет 0,034 кг/т.

С учетом степени заполнения порошковой проволоки диаметром 9мм с толщиной оболочки 0,4мм при содержании магния в порошковом реагенте 83%, плотности реагента 76% весе 1 м проволоки 55 г. (0,055 кг) расход порошковой проволоки составляет для удаления 0,0027 кг серы на ковш 250 т

$$0,034 : 0,055 * 250 = 154,545 \text{ м}$$

Остаточное содержание серы в стали, кг:

$$0,004705 - 0,00317 = 0,0015$$

Остаточное содержание серы в стали составит, кг:

$$0,0015 : 92,7214 * 100 = \mathbf{0,0016} \quad (\text{пересч. на \% по массе}$$

стали)

что значительно повышает качество стали на спецзаказ.

Примечание: в расчете не учтен вес стальной трубки порошковой проволоки.

Выводы: применение порошковой проволоки наиболее эффективный способ десульфурации стали на конечном этапе плавки, однако м.б. рекомендован только для особо качественных сталей со сверхнизким содержанием серы на уровне 0,002% и ниже вследствие довольно высокой стоимости данного материала.

ЛИТЕРАТУРА.

1. Журнал “Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке”-М.:Металлургия, 1994г,187с. №1
2. Журнал “Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке”-М.:Металлургия, 1994г,205с. №3
- 3.Иоффе Х.М., Ойкс Г.Н. Производство стали(расчеты).-М.:Металлургия,1975.-479с.

Приложение к практической работе №14

№ Вар	садка т	Степень десульф.	содержании магния в реагенте	Дусульфурация стали, кг
1	100	81	83	с 0,0057 до 0,002
2	150	80	82	с 0,0047 до 0,003
3	200	82	80	с 0,0057 до 0,002
4	180	83	81	с 0,0047 до 0,003
5	130	82	82	с 0,0037 до 0,002
6	200	80	83	с 0,0045 до 0,002
7	300	81	83	с 0,0035 до 0,002
8	250	82	83	с 0,0046 до 0,002
9	180	83	82	с 0,0036 до 0,002
10	100	83	80	с 0,0037 до 0,002
11	300	82	83	с 0,0057 до 0,002
12	350	81	82	с 0,0047 до 0,003
13	250	83	80	с 0,0037 до 0,002
14	400	82	81	с 0,0045 до 0,002
15	130	82	82	с 0,0035 до 0,002
16	180	83	83	с 0,0046 до 0,002
17	130	82	83	с 0,0036 до 0,002
18	150	82	83	с 0,0037 до 0,002
19	200	81	82	с 0,0044 до 0,002
20	250	83	80	с 0,0047 до 0,003
21	300	82	81	с 0,0037 до 0,002
22	350	83	82	с 0,0045 до 0,002
23	200	82	83	с 0,0035 до 0,002
24	250	83	83	с 0,0046 до 0,002
25	100	82	83	с 0,0036 до 0,002

Практическая работа № 15

Тема: «Расчёт параметров продувки металла в ковше аргоном через пористые пробки»

Цель: Научиться рассчитывать параметры продувки металла в ковше аргоном через пористые пробки»

Исходные данные:

Ёмкость ковша	$M_{Me} = 220 \text{ т}$
Радиус поверхности металла в ковше	$r_{Me}^{пог} = 2,05 \text{ м}$
Толщина слоя металла в ковше	$H_{Me} = 4,15 \text{ м}$
Толщина слоя шлака в ковше	$H_{шл} = 0,12 \text{ м}$
Количество пробок в днище ковша	$N = 3 \text{ шт}$
Радиус пористой пробки	$r_{пр} = 0,085 \text{ м}$
Радиус пор пробки	$r_{п} = 2,5 \cdot 10^{-4}$
Пористость пробки	$\Pi = 40 \%$
Плотность металла	$\rho_{Me} = 7140 \text{ кг/м}^3$
Плотность шлака	$\rho_{шл} = 2650 \text{ кг/м}^3$
Плотность аргона при 273 К и атм. давл.	$\rho_{Ar} = 1,785 \text{ кг/м}^3$
Поверхностное натяжение металла	$\sigma_{Me} = 1,58 \text{ н/м}$
Атмосферное давление	$P_{атм} = 101325 \text{ н/м}$
Избыточное давление	$P_{изб} = 0,15 \text{ атм.}$
Ускорение свободного падения	$g = 9,81 \text{ м/с}^2$
Расход аргона на продувку	$V_{Ar} = 0,3 \text{ м}^3 / \text{т}$
Теплоёмкость аргона	$C_{Ar} = 518,82 \text{ Дж/м}^3$
Теплопроводность аргона	$a_{Ar} = 23,24 \text{ Дж/с}$
Температура аргона	$T_{Ar} = 273 \text{ К}$
Температура металла	$T_{Me} = 1873 \text{ К}$
Количество удаляемого азота	$[N] = 0,002 \%$

Расчет:

Поскольку выделение газов из металла, при продувке его аргоном происходит на границе пузырь – металл, то скорость и полнота дегазации при одинаковом расходе аргона тем больше, чем меньше размер пузыря и больше время его пребывания в металле. Эти условия выполняются при продувке металла через пористые пробки установленные в днище ковша.

Минимальное значение давления аргона в устье поры:

$$P_{Ar}^{\min} = P_{атм} + P_{Me} + P_{шл} + P_{изб} = 101325 + 7140 \cdot 9,81 \cdot 4,15 + 2940 \cdot 0,1 \cdot 9,81 + 0,15 \cdot 101325 = 407048,25 \text{ Па (4,02 атм)}$$

Плотность аргона в пузыре при этом давлении:

$$\rho_{Ar}^{273} = \rho_{Ar} \cdot \rho_{Ar}^{\min} = 1,785 \cdot 4,02 = 7,176 \text{ кг/м}^3$$

Радиус образующего пузыря:

$$r'_{\text{пуз}} = r_n \cdot \left[1,82 - 200 \cdot \left(\frac{\rho_{\text{Ar}}^{273}}{\rho_{\text{Me}} - \rho_{\text{Ar}}^{273}} \right)^{0,96} \cdot \left(\frac{\sigma_{\text{Me}}}{4 \cdot r_n^2 \cdot \rho_{\text{Me}} \cdot g} \right)^{0,36} \right] =$$

$$= 2,5 \cdot 10^{-4} \cdot \left[1,82 - 200 \cdot \left(\frac{7,176}{7140 - 7,176} \right)^{0,96} \cdot \left(\frac{1,58}{4 \cdot (2,5 \cdot 10^{-4})^2 \cdot 7140 \cdot 9,81} \right)^{0,36} \right] =$$

$$= 1,197 \cdot 10^{-5} \text{ м}$$

Объём образовавшегося пузыря:

$$V'_{\text{пуз}} = \frac{4 \cdot \pi}{3} \cdot (r'_{\text{пуз}})^3 = \frac{4 \cdot \pi}{3} \cdot (1,197 \cdot 10^{-5})^3 = 7,1592 \cdot 10^{-15} \text{ м}^3$$

Масса аргона в пузыре:

$$M_{\text{Ar}}^{\text{пуз}} = V'_{\text{пуз}} \cdot \rho_{\text{Ar}}^{273} = 7,1592 \cdot 10^{-15} \cdot 7,176 = 5,137 \cdot 10^{-14} \text{ кг}$$

Масса расходуемого аргона:

$$M_{\text{Ar}}^{\Sigma} = V_{\text{Ar}} \cdot M_{\text{Me}} \cdot \rho_{\text{Ar}} = 0,3 \cdot 220 \cdot 1,785 = 117,81 \text{ кг}$$

Количество образующихся пузырей:

$$N_{\text{пуз}} = \frac{M_{\text{Ar}}^{\Sigma}}{M_{\text{Ar}}^{\text{пуз}}} = \frac{117,81}{5,137 \cdot 10^{-14}} = 2,293 \cdot 10^{15} \text{ шт}$$

Количество тепла для нагрева аргона в пузыре:

$$Q_{\text{Ar}} = C_{\text{Ar}} \cdot M_{\text{Ar}}^{\text{пуз}} \cdot \Delta T = 518,82 \cdot 5,137 \cdot 10^{-14} \cdot (1873 - 273) = 4,264 \cdot 10^{-8} \text{ Дж}$$

Поверхность пузыря:

$$S_{\text{пуз}} = 4 \cdot \pi \cdot (r'_{\text{пуз}})^2 = 4 \cdot \pi \cdot (1,197 \cdot 10^{-5})^2 = 1,503 \cdot 10^{-8} \text{ м}^2$$

Средняя температура пузыря:

$$T_{\text{ср}} = \frac{T_{\text{Me}} - T_{\text{нач}}^{\text{Ar}}}{2} = \frac{1873 - 273}{2} = 800 \text{ К}$$

Количество тепла переносимое пузырём:

$$W_{\text{пуз}} = a_{\text{Ar}} \cdot S_{\text{пуз}} \cdot T_{\text{ср}} = 23,24 \cdot 1,503 \cdot 10^{-8} \cdot 800 = 2,794 \cdot 10^{-4} \text{ Дж/сек}$$

Время нагрева пузыря до 1873К:

$$\tau_{\text{пуз}} = \frac{Q_{\text{Ar}}}{W_{\text{пуз}}} = \frac{4,264 \cdot 10^{-8}}{2,794 \cdot 10^{-4}} = 1,52649 \cdot 10^{-4} \text{ сек}$$

При скорости всплывания пузыря 0,3 м/с, пузырь проходит расстояние $h_{\text{пуз}}$, нагреваясь до температуры металла:

$$h_{\text{пуз}} = \tau_{\text{пуз}} \cdot v_{\text{пуз}} = 1,52649 \cdot 10^{-4} \cdot 0,3 = 0,46 \cdot 10^{-4} \text{ м}$$

Увеличение объёма пузыря при нагреве:

$$V''_{\text{пуз}} = V'_{\text{пуз}} \cdot \left(1 + \frac{\Delta T}{273} \right) = 1,52649 \cdot 10^{-4} \cdot \left(1 + \frac{1873 - 273}{273} \right) = 0,1047 \cdot 10^{-2} \text{ м}^3$$

Определение радиуса пузыря:

$$r''_{\text{пуз}} = \sqrt[3]{\frac{V''_{\text{пуз}} \cdot 3}{4 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{0,1047 \cdot 10^{-2} \cdot 3}{4 \cdot \pi}} = 0,49669 \cdot 10^{-1} \text{ м}$$

$$0,3 \cdot 220 = 66 \text{ м}^3$$

Объём аргона, выходящего из пористой пробки:

$$\sum V_r^{\min} = \frac{\sum V_z}{P_{\text{пуз}}''} = \frac{66}{3,94} = 16,75 \text{ м}^3$$

Принимаем в первом приближении, что объём пузыря в результате уменьшения ферростатического давления на границе металл – шлак увеличивается вдвое, тогда:

$$V_{\text{пуз}}''' = 2 \cdot V_{\text{пуз}}'' = 2 \cdot 0,1047 \cdot 10^{-2} = 2,094 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$$

Радиус пузыря:

$$r_{\text{пуз}}''' = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot V_{\text{пуз}}'''}{4 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot 2,094 \cdot 10^{-3}}{4 \cdot \pi}} = 1,702 \cdot 10^{-1} \text{ м}$$

Давление в пузыре:

$$P_{\text{пуз}}''' = P_{\text{ат}} + P_{\text{шл}} + P_{\sigma} = 101325 + 2940 \cdot 0,1 \cdot 9,81 + \frac{2 \cdot 1,58}{0,49669 \cdot 10^{-1}} =$$

$$= 104272,8 \text{ Па (1,04 атм)}$$

Объём аргона на границе металл – шлак:

$$\sum V_{\text{Ar}}''' = \sum V_z^{\min} \cdot \frac{P_{\text{пуз}}''}{P_{\text{пуз}}'''} = 16,75 \cdot \frac{3,94}{1,04} = 63,4567 \text{ м}^3$$

За время продувки удаляется $\approx 0,002 \%$ [N] или $10,2 \text{ моль/м}^3$ металла. При

$$V_{\text{Me}} = \frac{M_{\text{Me}}}{\rho_{\text{Me}}} = \frac{220000}{7140} = 30,812 \text{ м}^3, \text{ количество удалённого атомарного N составит}$$

$$10,2 \cdot 30,812 = 314 \text{ молей.}$$

Количество удалённого молекулярного N_2 при 1873 К составит $0,154 \text{ м}^3/\text{моль}$; тогда объём удаленного N_2 составит:

$$V_{\text{N}_2} = 0,154 \cdot 178,5 = 27,49 \text{ м}^3$$

Общее количество газа на границе металл – шлак:

$$\sum V = \sum V_{Ar}''' + V_{N_2} = 63,4567 + 27,49 = 90,947 \text{ м}^3$$

Содержание N_2 в пузырях:

$$\% N = \frac{100 \cdot V_{N_2}}{\sum V} = \frac{100 \cdot 27,49}{90,947} = 30,23 \%$$

Объём пузыря с азотом:

$$V_{\text{пуз}} = V_{\text{пуз}}''' \cdot \left(\frac{100 + \% N}{100} \right) = 2,094 \cdot 10^{-3} \cdot \left(\frac{100 + 30,23}{100} \right) = 0,27 \cdot 10^{-2} \text{ м}^3$$

Радиус пузыря:

$$r_{\text{пуз}} = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot V_{\text{пуз}}}{4 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot 0,27 \cdot 10^{-11}}{4 \cdot \pi}} = 5,4 \cdot 10^{-2} \text{ м}$$

Поверхность контакта пузыря с металлом:

$$S_{\text{пуз}}^{\text{Me-шл}} = 4 \cdot \pi \cdot (r_{\text{пуз}})^2 = 4 \cdot \pi \cdot (5,4 \cdot 10^{-2})^2 = 3,6 \cdot 10^{-7} \text{ м}^2$$

Площадь контакта пузырей с металлом:

$$S_{\text{конт}} = \frac{S_{\text{пуз}}^{\text{Me-шл}} \cdot N_{\text{пуз}}}{2} = \frac{3,6 \cdot 10^{-7} \cdot 2,293 \cdot 10^{15}}{2} = 5,544 \cdot 10^{11} \text{ м}^2$$

Приложение к практической работе №15

Вариант	Садка ковша, т	Вариант	Садка ковша, т	Вариант	Садка ковша, т
1	200	10	120	19	300
2	250	11	130	20	350
3	300	12	480	21	180
4	350	13	180	22	90
5	180	14	160	23	150
6	400	15	50	24	50
7	150	16	180	25	100
8	50	17	220		
9	100	18	100		

Практическая работа № 16

Тема: «Расчёт дораскисления стали на УКП»

Цель научиться дораскисливать сталь на УКП

Расчет ведем для стали марки 20Г

Таблица 1 - Химический состав металла перед дораскислением, %

$[C]_{n.d.}$	$[Si]_{n.d.}$	$[Mn]_{n.d.}$	$[P]_{n.d.}$	$[S]_{n.d.}$	$[Al]_{n.d.}$
0,17	0,17	0,70	0,010	0,015	0,005

Таблица .2 - Химический состав готовой стали, %

Марка Стали	$[C]_{z.c.}^{\min}$	$[C]_{z.c.}^{\max}$	$[Si]_{z.c.}^{\min}$	$[Si]_{z.c.}^{\max}$	$[Mn]_{z.c.}^{\min}$	$[Mn]_{z.c.}^{\max}$	$[P]_{z.c.}^{\max}$	$[S]_{z.c.}^{\max}$
20Г	0,17	0,24	0,17	0,37	0,70	1,0	0,015	0,020

$M_{Me} = 90,0$ кг / 100 кг металлоших ты

Расчет

Дораскисление стали марки 20Г производим марганцем металлическим и алюминиевой катанкой на среднее содержание основных элементов в готовой стали.

Таблица.3 - Химический состав раскислителей, %

Тип раскислителя	ГОСТ	$[C]$	$[Si]$	$[Mn]$	$[P]$	$[S]$	$[Al]$	$[Fe]$	Прочие
<i>Mn</i> металл	6008-82	0,1	0,1	98,0	0,15	0,03	—	1,62	—
<i>Al</i>	катанка	—	—	—	—	—	99	—	1

Определение среднего содержания элементов в готовой стали:

$$[Si]_{z.c.}^{cp.} = \frac{[Si]_{z.c.}^{\min} + [Si]_{z.c.}^{\max}}{2} = \frac{0,17 + 0,37}{2} = 0,27 \%$$

$$[Mn]_{z.c.}^{cp.} = \frac{[Mn]_{z.c.}^{\min} + [Mn]_{z.c.}^{\max}}{2} = \frac{0,70 + 1,00}{2} = 0,85 \%$$

Содержание алюминия в стали принимаем равным 0,02 %.

Принимаем угар элементов на УКП:

$$\gamma_C = 0 \%, \gamma_{Si} = 10 \%, \gamma_{Mn} = 4 \%, \gamma_{Al} = 30 \%$$

Определяем расход марганца металлического:

$$M_{Mn} = \frac{([Mn]_{z.c.}^{cp.} - [Mn]_{n.d.}) \cdot M_{Me} \cdot 100}{[Mn]_{Mn} \cdot (100 - \gamma_{Mn})} = \frac{(0,85 - 0,70) \cdot 90 \cdot 100}{98 \cdot (100 - 4)} = 0,1435 \text{ кг}$$

Определяем прирост массы металла после присадки марганца металлического:

$$\begin{aligned} \Delta M_{Mn} &= M_{Mn} \left(\frac{[C]_{Mn}(100 - \gamma_C)}{10000} + \frac{[Si]_{Mn}(100 - \gamma_{Si})}{10000} + \frac{[Mn]_{Mn}(100 - \gamma_{Mn})}{10000} + \right. \\ &+ \left. \frac{[P]_{Mn}}{100} + \frac{[S]_{Mn}}{100} + \frac{[Fe]_{Mn}}{100} \right) = \\ &= 0,1435 \left(\frac{0,1 \cdot (100 - 0)}{10000} + \frac{0,1 \cdot (100 - 10)}{10000} + \frac{98,0 \cdot (100 - 4)}{10000} + \frac{0,15}{100} + \frac{0,03}{100} + \frac{1,62}{100} \right) = \\ &= 0,1378 \text{ кг} \end{aligned}$$

Определяем массу марганца металлического, которая перешла в шлак и газовую фазу:

$$\Delta M'_{Mn} = M_{Mn} - \Delta M_{Mn} = 0,1435 - 0,1378 = 0,07 \text{ кг}$$

Определяем содержание кремния в металле после присадки:

$$[Si] = [Si]_{n.d.} + \frac{M_{Mn} [Si]_{Mn} (100 - \gamma_{Si})}{100 \cdot (M_{Me} + \Delta M_{Mn})} = 0,17 + \frac{0,1435 \cdot 0,1 \cdot (100 - 10)}{100 \cdot (90,0 + 0,1378)} = 0,1701 \%$$

Определяем массу металла после присадки марганца:

$$M''_{Me} = M_{Me} + \Delta M_{Mn} = 90 + 0,1435 = 90,1435 \text{ кг}$$

Определяем расход алюминиевой катанки:

$$M_{Al} = \frac{[Al]_{z.c.} \cdot M''_{Me} \cdot 100}{[Al]_{Al} \cdot (100 - \gamma_{Al})} = \frac{(0,02 - 0,005) \cdot 90,1435 \cdot 100}{99 \cdot (100 - 30)} = 0,0195 \text{ кг}$$

Определяем прирост массы металла после присадки алюминиевой катанки:

$$\begin{aligned} \Delta M_{Al} &= M_{Al} \left(\frac{[Al]_{Al} \cdot (100 - \gamma_{Al})}{10000} + \frac{[Pr]_{Al}}{100} \right) = 0,0195 \left(\frac{99 \cdot (100 - 30)}{10000} + \frac{1}{100} \right) = \\ &= 0,0137 \text{ кг} \end{aligned}$$

Определяем массу алюминиевой катанки, которая перешла в шлак:

$$\Delta M'_{Al} = M_{Al} - \Delta M_{Al} = 0,0195 - 0,0137 = 0,0058 \text{ кг}$$

Определяем массу металла после присадок марганца и алюминия:

$$M^K_{Me} = M''_{Me} + \Delta M_{Al} = 90,1435 + 0,0137 = 90,1572 \text{ кг}$$

Определяем массу раскислителей, которые перешли в шлак и газовую фазу:

$$\Delta M' = \Delta M'_{Mn} + \Delta M'_{Al} = 0,0057 + 0,0058 = 0,0115 \text{ кг}$$

Проверка химического состава после дораскисления на УКП:

$$\begin{aligned} [C]_{з.с.} &= [C]_{н.д.} + \frac{M_{Mn} \cdot [C]_{Mn} \cdot (100 - \gamma_C)}{0,01 \cdot M_{Me}^K} = \\ &= 0,17 + \frac{0,1435 \cdot 0,1 \cdot (100 - 0)}{0,01 \cdot 90,1572} = 0,1702 \% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} [Si]_{з.с.} &= [Si]_{н.д.} + \frac{M_{Mn} \cdot [Si]_{Mn} \cdot (100 - \gamma_{Si})}{0,01 \cdot M_{Me}^K} = \\ &= 0,17 + \frac{0,1435 \cdot 0,1 \cdot (100 - 10)}{0,01 \cdot 90,1572} = 0,1701 \% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} [Mn]_{з.с.} &= [Mn]_{н.д.} + \frac{M_{Mn} \cdot [Mn]_{Mn} \cdot (100 - \gamma_{Mn})}{0,01 \cdot M_{Me}^K} = \\ &= 0,70 + \frac{0,1435 \cdot 98,0 \cdot (100 - 4)}{0,01 \cdot 90,1572} = 0,85 \% \end{aligned}$$

$$[P]_{з.с.} = [P]_{н.д.} + \frac{M_{Mn} \cdot [P]_{Mn}}{0,01 \cdot M_{Me}^K} = 0,010 + \frac{0,1435 \cdot 0,15}{0,01 \cdot 90,1572} = 0,0102 \%$$

$$[S]_{з.с.} = [S]_{н.д.} + \frac{M_{Mn} \cdot [S]_{Mn}}{0,01 \cdot M_{Me}^K} = 0,015 + \frac{0,1435 \cdot 0,03}{0,01 \cdot 90,1572} = 0,0150 \%$$

Таким образом, после дораскисления на УКП сталь марки 20Г имеет следующий химический состав, %: 0,17 [C]; 0,17 [Si]; 0,85 [Mn]; 0,010 [P]; 0,015 [S].

Приложение к практической работе №16

№ п.п.	Марка стали	ГОСТ, ТУ	Содержание химических элементов, %							
			С	Mn	Si	S	P	Ni	Сi	Cr
1	35ГС	5781-82	0,30-0,37	0,80-1,20	0,60-0,90	0,045	0,040	0,30	0,30	0,30
2	25Г2С	5781-82	0,20-0,29	1,20-1,60	0,60-0,90	0,040	0,040	0,30	0,30	0,25
3	20Х	4543-71	0,17-0,23	0,50-0,80	0,17-0,37	0,035	0,035	0,30	0,30	0,70-1,00
4	30Х	4543-71	0,24-0,32	0,50-0,80	0,17-0,37	0,035	0,035	0,30	0,30	0,80-1,10
5	35Х	4543-71	0,31-0,39	0,50-0,80	0,17-0,37	0,035	0,035	0,30	0,30	0,80-1,10
6	40Х	4543-71	0,36-0,44	0,50-0,80	0,17-0,37	0,035	0,035	0,30	0,30	0,80-1,10
7	30ХГСА	4543-71	0,28-0,34	0,80-1,10	0,90-1,10	0,025	0,025	0,30	0,30	0,90-1,20
8	35ГСА	4543-71	0,32-0,39	0,80-1,10	1,10-1,40	0,025	0,025	0,30	0,30	1,10-1,40
9	20ГС2	5781-82	0,17-0,22	1,00-1,50	1,70-2,40	0,040	0,040	0,30	0,30	0,30
10	23Г2А	ТУ 14-15-358-94	0,21-0,27	1,40-1,780	0,17-0,37	0,025	0,025	0,30	-	0,30
11	40Х селект	ТУ 14-1-4032-85	0,37-0,42	0,50-0,90	н.б.0,30	0,035	0,035	0,30	0,30	0,80-1,10
12	09Г2	19281-89	н.б.0,12	1,40-1,80	0,17-0,37	0,040	0,035	0,30	0,30	0,30
13	09Г2Д	19281-89	н.б.0,12	1,40-1,80	0,17-0,37	0,040	0,035	0,30	0,15-0,30	0,30
14	09Г2Т	ТУ 14-2-141-74	н.б.0,12	1,30-1,70	0,40-0,80	0,040	0,040	0,30	0,30	0,30
15	09Г2С	19281-89	н.б.0,12	1,30-1,70	0,50-0,80	0,040	0,035	0,30	0,30	0,30
16	15Х	4543-71	0,12-0,18	0,40-0,70	0,17-0,37	0,035	0,035	0,30	0,30	0,70-1,00
17	26ХГА	ТУ 14-15-358-94	0,23-0,29	1,10-1,40	0,17-0,37	0,025	0,025	0,30	0,30	0,60-1,90
18	СВ08ГС	2246	н.б.0,10	1,40-1,70	0,60-0,85	0,025	0,030	0,25	-	0,20
19	СВ08Г2С	ТУ 14-15-346-94	0,05-0,11	1,80-2,10	0,70-0,95	0,025	0,030	0,25	-	0,20
20	20ГС	5781-82	0,17-0,22	1,00-1,50	1,00-1,50	0,040	0,040	0,30	0,30	0,30
21	50Г	4543-71	0,48-0,56	0,70-1,00	0,17-0,37	0,035	0,035	0,30	0,30	0,30
22	3Гпс	380-94	0,14-0,22	0,80-1,10	н.б.. 0,15	0,050	0,040	0,30	0,30	0,30
23	3Трпс	380-94	0,17-0,22	0,50-0,90	н.б. 0,15	0,045	0,045	0,30	0,30	0,30
24	65КК	ТУ 14-15-334-94	0,62-0,70	0,40-0,70	0,25-0,45	0,030	0,030	0,10	0,15	0,10
25	70КК	ТУ 14-15-334-94	0,67-0,75	0,40-0,70	0,25-0,45	0,030	0,030	0,10	0,15	0,10
26	75КК	ТУ 14-15-334-94	0,72-0,80	0,40-0,70	0,25-0,45	0,030	0,030	0,10	0,15	0,10

Практическая работа № 17

Тема: «Формирование рафинировочного шлака на У КП»

Цель: научиться формировать рафинировочный шлака на У КП

Шлаки, наводимые в сталь – ковше при обработке стали на У КП должны иметь низкую вязкость, высокую способность поглощать серу и оксидные неметаллические включения.

Рекомендуемый состав шлаков для различных сталей, %:

Тип стали	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	FeO + MnO, не более
Сталь раскисленная Si	50 ÷ 60	6 ÷ 8	5 ÷ 15	15 ÷ 30	1,0
Сталь раскисленная Al	50 ÷ 60	6 ÷ 8	15 ÷ 25	5 ÷ 15	0,5

Расчёт массы рафинировочного шлака, формируемого в ковше

Исходные данные:

Химический состав шлака, %:

CaO – 55, MgO – 7, Al₂O₃ – 15, SiO₂ – 15, FeO + MnO – 0,5, CaF₂ – 2.

Плотность шлака – 2,94 т/м³.

Диаметр стальной ванны на уровне шлакового расплава 4200 мм.

Расчет

Критериями, определяющими количество шлака в ковше, являются:

- длина электрической дуги;
- проведение десульфурации на требуемом уровне;
- обеспечение надёжной теплоизоляции зеркала стали в стальной ванне при разливке.

Длина дуги, в зависимости от мощности и степени напряжения трансформатора, составляет 60 – 120 мм.

Чтобы дуга постоянно находилась в шлаке, толщина шлака должна составлять не менее 0,12 м (120 мм).

Масса шлака, формируемого в ковше, должна составлять:

$$M_{\text{шл}}^{\text{min}} = S_{\text{шл}} \cdot h_{\text{шл}} \cdot \rho_{\text{шл}} = \frac{\pi \cdot 4,2^2}{4} \cdot 0,12 \cdot 2,94 = 4,8877 \text{ т}$$

Для проведения эффективной десульфурации с минимальными затратами тепла желательно, чтобы масса рафинировочного шлака составляла примерно 2 % от массы металла.

При массе плавки 220 т масса шлака должна составлять $m_{\text{шл}} = \frac{220 \cdot 2}{100} = 4,4 \text{ т}$, что обеспечивает выполнение требований по десульфурации и диффузионному раскислению стали.

Расчёт массы оксидов для формирования рафинировочного шлака сведён в таблицу.

Составляющие шлака	Молекулярная Масса	Содержание, %	Расчёт	Масса оксида, кг
CaO	56	55	$\frac{56 \cdot 55}{100} = 30,8$	$\frac{56}{59,82} \cdot 55 \cdot 44 = 2265,463$
MgO	40	7	$\frac{40 \cdot 7}{100} = 2,8$	$\frac{40}{59,82} \cdot 7 \cdot 44 = 205,951$

Al ₂ O ₃	102	15	$\frac{102 \cdot 15}{100} = 15,3$	$\frac{102}{59,82} \cdot 15 \cdot 44 = 1125,376$
SiO ₂	60	15	$\frac{60 \cdot 15}{100} = 9,0$	$\frac{60}{59,82} \cdot 15 \cdot 44 = 661,986$
FeO + MnO	72	0,5	$\frac{72 \cdot 0,5}{100} = 0,36$	$\frac{72}{59,82} \cdot 0,5 \cdot 44 = 26,479$
CaF ₂	78	2	$\frac{78 \cdot 2}{100} = 1,56$	$\frac{78}{59,82} \cdot 2 \cdot 44 = 114,744$
∑	—	100	59,82	4399,9 кг = 4,4 т

Принимаем содержание CaO в извести 90 %. Тогда расход извести для формирования рафинировочного шлака составит:

$$\frac{2265,463 \cdot 100}{90} = 2517,1811 \text{ кг} \approx 2,5 \text{ т.}$$

Расход извести на 1 т стали составит:

$$\frac{2517,1811}{220} = 11,4417 \text{ кг/т} \approx 12 \text{ кг/т.}$$

Для отдельных марок стали (особовысококачественных), расход извести повышают до 13 кг/т.

По опыту эксплуатации У КП на предприятиях Украины расход плавикового шпата для получения жидкоподвижного шлака составляет 1,4 – 2,3 кг/т в зависимости от марки стали на У КП. Следовательно, расход плавикового шпата на 220 т плавку составит:

$$(1,4 \div 2,3) \cdot 220 = (308 \div 506) \text{ кг} \approx (0,31 \div 0,506) \text{ т/плавку.}$$

Расход алюмосодержащих и кремнеземосодержащих материалов зависит от вида используемых материалов и поступления Al₂O₃ и SiO₂ из извести и плавикового шпата.

Приложение к практической работе №17

Вариант	Садка ковша, т	Вариант	Садка ковша, т	Вариант	Садка ковша, т
1	200	10	120	19	300
2	250	11	130	20	350
3	300	12	480	21	180
4	350	13	180	22	90
5	180	14	160	23	150
6	400	15	50	24	50
7	150	16	180	25	100
8	50	17	220		
9	100	18	100		

Практическая работа № 18

Тема: «Десульфурация стали магний-кальциевой порошковой проволокой в печь-ковше»

Цель: отработка методики расчета десульфурация стали магний-кальциевой порошковой проволокой в печь-ковше

Наиболее эффективным способом внепечной десульфурации стали в печь-ковше является применение порошковой проволоки, вводимой в металл трайб-аппаратом.

Согласно плану строительства конвертерного комплекса все устройства печь-ковш оснащаются трайб-аппаратами для ввода алюминия-катанки марки А7, и дополнительную десульфурацию стали в период доводки перед разливкой на МНЛЗ целесообразно осуществлять для гарантированного качества продукции порошковой проволокой силикокальция или магния.

Применение силикокальция целесообразно для выплавки кремнийсодержащих марок стали. Для сталей с ограниченным кремнием применяется магнийсодержащая порошковая проволока в стальной оболочке диаметром трубки 8-13мм.

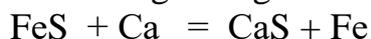
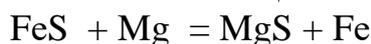
Порошковая проволока вводится после проведения раскисления и легирования стали на завершающем этапе доводки в условиях максимальной раскисленности металла с целью минимального угара-окисления магния и наибольшего десульфурующего эффекта магния, который в слабо раскисленной стали активно окисляется с образованием оксида магния вместо его сульфида.

Для десульфурации применяем магнийкальциевую порошковую проволоку «Trimtec». Проволока вводится одноручьевым трайб-аппаратом.

Скорость ввода порошковой проволоки 4м/с с длительностью обработки 170-375сек, снижение температуры металла составляет 14°C.

Расчет выполняем по количеству десульфурующего порошкового реагента.

Десульфурации стали магнием и кальцием осуществляется по реакции



Магнийкальциевая порошковая проволока состоит по атомным весам на 78% магния, 13,2% кальция и 8,8% углерода.

Для десульфурации стали с 0,014 до 0,008 кг расход магнийкальциевого реагента порошковой проволоки составит

$$x * 32 : 24 * 0,78 + x * 32 : 40 * 0,132 = 0,006$$

$$1,040x + 0,106x = 0,006 \quad 1,046x = 0,006$$

$$x = 0,0057 \text{ кг/100 кг металла,}$$

В порошковом реагенте содержится магния, кг:

$$0,0057 * 0,78 = 0,004446$$

кальция, кг:

$$0,0057 * 0,132 = 0,0007524$$

углерода, кг:

$$0,0057 * 0,088 = 0,0005016$$

В графу «Поступило материалов» добавляется 0,0057 порошкового реагента.

При этом 0,004446 кг магния и 0,0007524 кальция расходуется на образование сульфидов и оксидов магния и кальция, 0,0005016 углерода на 20% растворяются в металле, а 80% окисляются с образованием газа СО при аргонной продувке с углублением раскисленности стали.

Расход магния на десульфурацию, кг:

$$0,004446 * 0,92 = 0,0040903$$

Удалится серы при образовании сульфида магния с учетом угара магния 8%, кг:

$$0,0040903 * 32 : 24 = \mathbf{0,0054537}$$

Образуется сульфида магния (вес магния + серы), кг:

$$0,0040903 + 0,0054537 = 0,009544$$

Окислится магния, кг:

$$0,004446 * 0,08 = 0,0003556$$

Расходуется кислорода на окисление магния, кг:

$$0,0003556 * 16 : 24 = 0,000237$$

Образуется оксидов магния, кг:

$$0,0003556 + 0,000237 = 0,0005926$$

Расход кальция на десульфурацию с угаром 6%, кг:

$$0,0007524 * 0,94 = 0,0007072$$

Удалится серы при образовании сульфида кальция, кг:

$$0,0007072 * 32 : 40 = \mathbf{0,0005657}$$

Образуется сульфида кальция (вес кальция + серы), кг:

$$0,0007072 + 0,0005657 = 0,0012729$$

Окислится кальция, кг:

$$0,0007524 * 0,06 = 0,0000451$$

Расходуется кислорода на окисление кальция, кг:

$$0,0000451 * 16 : 40 = 0,000018$$

Образуется оксидов кальция, кг:

$$0,0000451 + 0,000018 = 0,0000631$$

Суммарно удалится серы из стали, кг:

$$\mathbf{0,0054537 + 0,0005657 = 0,0060194} \text{ (близько к исходному)}$$

Окисляется углерода, кг:

$$0,0005016 * 0,80 = 0,0004012$$

Расход кислорода на окисление углерода при его окислении на 80%, кг:

$$0,0004012 * 16 : 12 = 0,0005349$$

Образуется оксида углерода, кг:

$$0,0004012 + 0,0005349 = 0,0009361,$$

Внесение углерода в металл, кг:

$$0,0005016 * 0,20 = 0,0001003$$

Масса шлака, кг:

$$0,009544 + 0,0005926 + 0,0012729 + 0,0000631 = 0,0114726$$

Оксида углерода, кг:

$$0,0009361$$

Дополнительно внесено в сталь углерода, кг:

$$0,0001003$$

Суммарный расход кислорода на окисление магния, кальция и углерода, кг:

$$0,000237 + 0,000018 + 0,0005349 = 0,0007899$$

При продувке аргоном продукты реакции удаляются из металла в новый шлак.

Таблица Материальный баланс десульфурации, кг:

№ п.п.	Внесено	Кг	Получено	Кг
1	Магний-кальциевая порошковая проволока	0,0057	Шлака	0,0114726
2			Газа СО	0,00093631
3			Серы из металла	-0,0060194
4			Кислорода из стали	-0,0007899
5			Внесение углерода	0,0001003
	Всего:	0,0057	Всего:	0,0056999

Снизился вес металла, кг:

$$0,0060194 - 0,0001003 = 0,0059191$$

(удалилось 0,006 серы и 0,0001 добавилось углерода).

Расход порошкового магнийсодержащего реагента составляет 0,0057 кг/100кг.

Кислород при введении в металл под покровный шлак порошковой проволоки поступает из металла, где он находится после раскисления спокойной стали на уровне 0,003%, т.е. достигается более глубокая раскисленность металла.

С учетом степени заполнения порошковой проволоки диаметром 9мм с толщину оболочкой 0,4мм при заполненности трубки порошковым реагентом по площади на 83%, плотности реагента 76% и степени десульфурации 65% расход порошковой проволоки составляет для удаления 0,006 кг серы

$$0,0057 : 0,83 : 0,76 = 0,009036 \text{ кг/100кг, или } 0,09036 \text{ кг/т}$$

$$\text{Расход на 250т: } 0,09036 * 250 = 2,259 \text{ кг}$$

При количестве реагента в погонном метре 55г расход порошковой проволоки диаметром 9мм составляет:

$$2,259 \text{ кг} : 0,055 \text{ кг/м} = 41 \text{ м}$$

Вывод: значительно повысилось качество стали за счет снижения содержания серы и более глубокой раскисленности металла магнием и кальцием.

Примечание: для большего количества удаления серы расход десульфурующего реагента и порошковой проволоки пропорционально возрастает, при десульфурации металла с удалением 0,020 кг серы расход порошковой проволоки составляет 0,5кг/т, что соответствует практическим данным.

Литературные источники

1. Ковшечая доводка стали В.А.Вихлевчук Дн: Системные технологии, 2000, 190с.
2. Metallurgical and iron-ore industry. №1 2003г. с.27,
3. Черная металлургия России и стран СНГ в 21 веке . №3 94г.с 61.
4. А.Б.Гловацкий Внедоменная десульфурация чугуна М Металлургия 1986, 94с.

№ Вар	Садка т	Содерж кальция	Содержания магния в реагенте	Дусульфурация стали, кг
1	100	13,4	78	с 0,015 до 0,004
2	150	13,6	77	с 0,014 до 0,005
3	200	12.2	78	с 0,017 до 0,006
4	180	14.6	79	с 0,016 до 0,007
5	130	14.7	77	с 0,017 до 0,008
6	200	13,7	77	с 0,018 до 0,007
7	300	13,6	78	с 0,015 до 0,006
8	250	12.2	79	с 0,016 до 0,005
9	180	14.6	77	с 0,016 до 0,004
10	100	14.7	77	с 0,017 до 0,005
11	300	13,7	78	с 0,017 до 0,006
12	350	12.3	79	с 0,012 до 0,007
13	250	14.7	77	с 0,013 до 0,008
14	400	14.8	77	с 0,015 до 0,004
15	130	13,8	78	с 0,015 до 0,008
16	180	12,5	79	с 0,016 до 0,007
17	130	14.5	77	с 0,016 до 0,006
18	150	14.6	77	с 0,017 до 0,005
19	200	13,9	78	с 0,014 до 0,005
20	250	12.7	79	с 0,017 до 0,008
21	300	14.2	77	с 0,017 до 0,009
22	350	14.2	77	с 0,015 до 0,007
23	200	13,55	78	с 0,014 до 0,005
24	250	12.9	79	с 0,015 до 0,007
25	100	14.2	77	с 0,016 до 0,008

Практическая работа № 19

Тема: « Внепечная обработка аргоном с углубленной десульфурации металла»

Цель: выбрать рациональную технологию углубленной десульфурации металла в ковше.

Условия: сталь 14Г2,

содержание серы в металле на выпуске - 0,040%

надо получить содержание серы в металле 0,020%

температура металла на выпуске из печи - 1620°C

температура разливки стали - 1585°C

расход аргона 60 м³ / час.

Снижение температуры металла при продувке аргоном - 2°C / мин.

Технологическое решение:

Для углубленной десульфурации металла выбираем смесь известкового порошка с плавниковую шпатель ФКС75 в соотношении 4: 1.

Порошок подается пневматическим насосом и инжeksiруется аргоном, который вдувается в металл в начале и в течение выпуска металла в ковш.

После подачи расчетного количества порошка металл продувается аргоном еще 4 минуты. Общая удлинённость продувки составляет 12 мин.

Расчет.

Количество известкового порошка для снижения содержания серы в стали от

0,040 до 0,020% считаем по формуле

$$m_{ИЗ} = \frac{S_H}{0,437 * L_S * S_K}$$

где:

$m_{ИЗ}$ - вес известкового порошка, кг

S_H - содержание серы в металле в десульфурации, %

S_K - содержание серы в металле после десульфурации, %

L_S - константа равновесия (15 - 20)

0,437 - const.

$$m_{en} = \frac{0,04}{0,437 * 20 * 0,02} = 0,23\%$$

в пересчете на ковш

$$\frac{0.23 * 250000}{100} = 572_{кг}$$

Температура металла снизится:

1. От продувки аргоном $2^{\circ}C * 12 = 24^{\circ}C$.

2. От охлаждающего эффекта известкового порошка.

$$t = \frac{m_{ox} * q}{M_k * C_p} = \frac{572 * 2625}{250000 * 0,84} = 7^{\circ}C$$

где: 2625 - охлаждающий эффект известкового порошка, кДж / кг

0,84 - теплоемкость жидкого металла, кДж / кг * C.

Общее снижение температуры металла от продувки аргоном с порошком составит $24 + 7 = 31^{\circ}C$, удовлетворяющий ситуацию.

Расход аргона на продувку $0,20 * 60 = 7,2 \text{ м}^3$.

Выводы: глубокая десульфурация металла в совокупности с продувкой аргоном очищает металл от серы, вредных газов, неметаллических включений, выравнивает химический состав металла, всесторонне повышает качество стали.

№ Вар	Садка т	СТАЛЬ	S В СТАЛИ	S НА ВЫПУСКЕ	ТЕМ- РА НА ВЫПУСКЕ	ТЕМ- РА РАЗЛИВКИ
1	100	35ГС	0,045	0,065	1610	1580
2	150	25Г2С	0,040	0,067	1615	1590
3	200	20Х	0,035	0,055	1625	1575
4	180	30Х	0,035	0,066	1630	1585
5	130	35Х	0,035	0,065	1635	1590
6	200	40Х	0,035	0,055	1610	1580
7	300	30ХГСА	0,025	0,045	1615	1590
8	250	35ГСА	0,025	0,045	1625	1575
9	180	20ГС2	0,040	0,050	1630	1585
10	100	23Г2А	0,025	0,055	1635	1590
11	300	40Х селект	0,035	0,55	1610	1580
12	350	09Г2	0,040	0,061	1615	1590
13	250	09Г2Д	0,040	0,063	1625	1575
14	400	09Г2Т	0,040	0,066	1630	1585
15	130	09Г2С	0,040	0,068	1635	1590
16	180	15Х	0,035	0,055	1610	1580
17	130	26ХГА	0,025	0,045	1615	1590
18	150	СВ08ГС	0,025	0,025	1625	1575
19	200	СВ08Г2С	0,025	0,055	1630	1585
20	250	20ГС	0,040	0,060	1635	1590
21	300	35ГС	0,045	0,065	1610	1580
22	350	25Г2С	0,040	0,059	1615	1590
23	200	20Х	0,035	0,044	1625	1575
24	250	30Х	0,035	0,049	1630	1585
25	100	35Х	0,035	0,065	1635	1590

Практическая работа №20

Тема: «Технология конвертерной плавки, нехватка углерода на повалке»

Цель: отработка методики технологии конвертерной плавки, нехватка углерода на по валке

Исходные данные: Сталь 20сп, в пробе на повалке углерода 0,15%, температура металла 1610°С.

Анализ ситуации:

1. При небольшой нехватки углерода возможно осуществить науглероживание металла загрузкой в конвертор чугунной стружки согласно расчету.

2. При холодной пловке желательно перейти на выплавку низкоуглеродистой стали.

3. Возможно вдуть углеродный пыль вместе с кислородом, если есть такое устройство.

Технологическое решение: добавить на повалке конвертера чугунной стружки в пределах 5% от садки.

Считаем: содержание углерода в металле после внесения чугунной стружки весом 6,5т.

Готовая сталь должна иметь содержание углерода 0,17 - 0,24%, среднее содержание углерода 0,20%,

Лишний углерод составляет $0,33 - 0,20 = 0,13\%$,
или весом $0,13 * 136,5 : 100 = 0,118\text{т}$.

Считаем: на сколько повысится температура металла при окислении лишнего углерода.

При окислении С до СО этот углерод дает тепла:

$$118 \text{ кг} * 10470 \text{ кДж} / \text{кг} = 1235460 \text{ кДж}$$

Температура металла повысится согласно расчету:

$$t_{\text{м}} = 1235460 : (136500 * 0,84) = 10,8^{\circ}\text{C}$$

где: G - тепло окисления кДж;

M - масса металла, т.;

g - теплоемкость жидкого металла, кДж / кг * C;

Охлаждающий эффект чугуновой стружки весом 118 кг составляет около $1,8^{\circ}\text{C}$,
тогда нагрева металла будет составлять; $10,8 - 1,8 = 9,0^{\circ}\text{C}$,

Металл нагреется до температуры выпуска

$$1610 + 9 = 1619^{\circ}\text{C},$$

удовлетворяющую ситуацию.

Получаем дополненного металла: $6,5 \text{ т.} * 0,90 = 5,85 \text{ т.}$,

где 0,90 - принят выход годного металла из чугуна.

Плавка задержится на 0,1 часа, что требует дополненного расхода кислорода при фурменные дутье

$$0,1 * 3,5 \text{ тыс. м}^3 / \text{час.} = 0,35 \text{ тыс. м}^3$$

Выводы: нужно более тщательно рассчитывать плавку для четкой работы - плавильного агрегата и придерживаться оптимальной технологии плавки.

Приложение к практической работе №20

№ Вар	Садка т	Сталь	«С» в стали	«С» на повалке	Тем- ра металла	Интенсивность продувки (тыс. м ³ /час.)
1	100	35ГС	0,30-0,37	0,15	1610	2,5
2	150	25Г2С	0,20-0,29	0,14	1615	2,67
3	200	20Х	0,17-0,23	0,13	1625	2,85
4	180	30Х	0,24-0,32	0,12	1630	4,0
5	130	35Х	0,31-0,39	0,10	1635	3,9
6	200	40Х	0,36-0,44	0,11	1610	3,56
7	300	30ХГСА	0,28-0,34	0,15	1615	3,76
8	250	35ГСА	0,32-0,39	0,14	1625	3,25
9	180	20ГС2	0,17-0,22	0,13	1630	2,35
10	100	23Г2А	0,21-0,27	0,12	1635	2,5
11	300	40Х селект	0,37-0,42	0,10	1610	2,67
12	350	20Х	0,17-0,22	0,10	1615	3,5
13	250	30Х	0,62-0,70	0,11	1625	4,0
14	400	35Х	0,67-0,75	0,15	1630	3,9
15	130	20Х	0,17-0,22	0,10	1635	3,56
16	180	15Х	0,12-0,18	0,12	1610	3,76
17	130	26ХГА	0,23-0,29	0,10	1615	3,25
18	150	СВ08ГС	Н.6.0,10	0,11	1625	2,35
19	200	СВ08Г2С	0,05-0,11	0,15	1630	2,5
20	250	20ГС	0,17-0,22	0,14	1635	2,67
21	300	35ГС	0,48-0,56	0,13	1610	2,85
22	350	25Г2С	0,14-0,22	0,12	1615	2,5
23	200	20Х	0,17-0,22	0,10	1625	2,67
24	250	30Х	0,62-0,70	0,13	1630	2,85
25	100	35Х	0,67-0,75	0,15	1635	4,0

Практическая работа №21

Тема: «Технология конвертерной плавки, избыток углерода в металле»

Цель: отработка методики технологии конвертерной плавки, избыток углерода в металле.

Ситуация отклонения от нормального хода плавки.

Исходные данные: сада конвертора 350 т.

марка стали 4сп

содержание углерода, в пробе на повальщи 0,40%

температура металла в конвертере 1615°C

должна быть температура на выпуске плавки 1610 - 1630°C

Анализ ситуации. В металле избыток углерода, при этом металл имеет температуру достаточную для выпуска плавки, окисления лишнего углерода приведет к перегреву и переокисления металла, а также потери железа.

Нужно охладить металл чтобы продолжить продувку металла кислородом для окисления лишнего углерода.

Как охладители обычно используются железная руда, прокатная обрезь, металлический лом. Но при перегреве металла такой сильный окислитель как железную руду использовать нежелательно вследствие опасности выбросов металла из горловины конвертера, легковесный металлический лом также имеет окислительную пленку и немного влаги, больше пригодна для этого прокатная обрезь

Технологическое решение

- 1.Выбираем для охлаждения плавки прокатную обрезь.
- 2.Выполняем расчет количества прокатной обреси на садку конвертера.
- 3.Принимаем мероприятия по технике безопасности для выполнения операций по исправлению плавки.
- 4.Согласовываем с начальником смены о мерах, нами предусмотренными
- 5.Загружаем прокатную обрезь в конвертер на повалке согласно расчету
- 6.Докладываем и объясняем причины возникновения ситуации при обсуждении в руководства цеха

Расчет

Считаем, насколько нагреется металл при окислении остатка углерода:

остаток углерода $0,40 - 0,22 = 0,18\%$,

где 0,22 углерод среднезаданный для стали марки 4 сп

вес $0,18 * 350000 : 100 = 630$ кг,

что даст тепла согласно тепловому эффекту окисления углерода

C до CO $10470 * 630 = 6596000$ кДж,

Определим температуру металла на садку конвертера согласно этому тепловому эффекту и теплоемкости жидкого чугуна $0,84$ кДж / кг * C;

$6596000 : (350000 * 0,84) = 22,4^\circ C$

Считаем, что нужно охладить металл только на $10^\circ C$ с подогревом металла на $12,4^\circ C$,

Тогда металл на выпуске плавки будет иметь температуру
 $1615 + (22,4 - 10) = 1627,4 \text{ } ^\circ\text{C}$,

что удовлетворяет требования технологической инструкции по выплавке стали.

Считаем массу охладителя:

$$m = \frac{M_{ск} * C_p * t}{g}$$

где m - масса прокатной обрезки, кг

$M_{ск}$ - сада конвертора, кг

C_p - теплоемкость жидкого металла, кДж / кг * $^\circ\text{C}$

t - температура, $^\circ\text{C}$

g - охлаждающая способность материала, кДж / кг

$$m = \frac{350 * 0,84 * 10}{1426} = 2,06 \text{ тонн, около } 5\% \text{ от садки.}$$

Из расчета видно, что в металл со скрапа перейдет около двух тонн дополнительного металла.

Вследствие выполнения этих операций выпуск плавки задерживается на 5-6 минут.

Таким образом, в этих обстоятельствах получаем дополнительный металл, но несколько задерживаем выпуск плавки.

Выводы: ситуация возникла вследствие ошибок при шихтовке плавки на эту марку стали.

Приложение к практической работе №21

№ Вар	Садка т	Сталь	«С» в стали	«С» на повалке	Тем- ра металла в конвертере	температура на выпуске плавки
1	100	35ГС	0,30-0,37	0,52	1616	1610 - 1630 $^\circ\text{C}$
2	150	25Г2С	0,20-0,29	0,40	1619	1610 -1625
3	200	20Х	0,17-0,23	0,41	1625	1610 – 1640
4	180	30Х	0,24-0,32	0,45	1630	1610 -1645
5	130	35Х	0,31-0,39	0,44	1635	1615-1645
6	200	40Х	0,36-0,44	0,43	1610	1605 -1625
7	300	30ХГСА	0,28-0,34	0,52	1613	1610 -1630 $^\circ$
8	250	35ГСА	0,32-0,39	0,40	1625	1620 -1635
9	180	20ГС2	0,17-0,22	0,42	1630	1625 1640
10	100	23Г2А	0,21-0,27	0,40	1635	1630 -1645
11	300	40Х селект	0,37-0,42	0,41	1610	1605-1645
12	350	20Х	0,17-0,22	0,45	1615	1610 -1635
13	250	30Х	0,62-0,70	0,84	1625	1615- 1630 $^\circ$
14	400	35Х	0,67-0,75	0,83	1630	1620 -1640
15	130	20Х	0,17-0,22	0,52	1635	1625 – 1640
16	180	15Х	0,12-0,18	0,42	1610	1605 -1635
17	130	26ХГА	0,23-0,29	0,40	1615	1610-1645
18	150	СВ08ГС	Н.6,0,10	0,41	1625	1610 -1635
19	200	СВ08Г2С	0,05-0,11	0,45	1619	1610 - 1630 $^\circ$
20	250	20ГС	0,17-0,22	0,44	1635	1620 -1645
21	300	35ГС	0,48-0,56	0,43	1610	1605 1635
22	350	25Г2С	0,14-0,22	0,52	1615	1610 -1635
23	200	20Х	0,17-0,22	0,40	1625	1620-1645
24	250	30Х	0,62-0,70	0,83	1630	1625 -1645
25	100	35Х	0,67-0,75	0,75	1615	1610 - 1630 $^\circ$

Практическая работа 22

Тема: «Расчет сталеразливочного ковша»

Цель: приобрести опыт выполнения расчетов

Наглядные пособия: плакат, макет ковша, методическая розробка

Теоретическая часть

Сталеразливочных ковшей предназначены для приема металла с сталеплавильного агрегата, его транспортировки к месту разлива и порционной подачи металла при его разлива в изложницы.

Сталеразливочных ковш состоит из кожуха, сливного носка (или без него), шиберного затвор, цапф, кантовочных скобы и футеровки.

Кожух изготовлен из стальных листов толщиной 32-36 мм, и имеет конусность 1: 12.

Цапфы размещены выше центра тяжести ковша не менее чем на 200 мм. Футеровка выполняется с специальной ковшового кирпича или выполняется набивной

Объем ковша должен вместить весь металл плавки и часть шлака.

В сталеплавильных цехах используются ковши с шиберным устройством.

Упрощенный расчет основных размеров ковша емкостью 150 т.

Отклонение величин для определения размеров ковша является полезным объем ковша, который рассчитывается по формуле

$$V_k = \frac{Q}{350} (59,0 - 0,026 * Q + 0,000026 * Q^2)$$

де V_k – полезным объем ковша, м

Q – объем металла, т

$$V_k = \frac{150}{350} (59,0 - 0,026 * 150 + 0,000026 * 150^2) = 23,44 \text{ м}^3$$

Полный внутренний объем ковша определяется по формуле:

$$V_n = 1,06 * V_k$$

$$V_n = 1,06 * 23,44 = 24,84 \text{ м}^3$$

Высота от верхней кромки ковша до футеровки днища:

$$H = 1,26 * \sqrt[3]{V_k}$$

$$H = 1,26 * \sqrt[3]{23,44} = 3,59 \text{ м}$$

Внутренний диаметр футеровки по верхней кромки:

$$D_f = 1,12 * \sqrt[3]{V_k}$$

$$D_f = 1,12 * \sqrt[3]{23,44} = 3,09 \text{ м}$$

Внешний диаметр кожуха ковша по верхней кромке:

$$D_k = 0,17 + 1,24 * \sqrt{V_k}$$

$$D_k = 0,17 + 1,24 * \sqrt{23,44} = 3,70 \text{ м}$$

Общая высота кожуха ковша:

$$H = 0,10 + 1,36 * \sqrt[3]{V_k}$$

$$H = 0,10 + 1,36\sqrt[3]{23,44} = 3,97\text{ м}$$

Толщина листа сферического днища:

$$H_{л} = 0,006 + 0,0022\sqrt[3]{V_{к}} + 0,0028(\sqrt[3]{V_{к}})^2$$

$$H_{л} = 0,006 + 0,0022\sqrt[3]{23,44} + 0,0028(\sqrt[3]{23,44})^2 = 0,034\text{ м}$$

Средняя толщина листа стенок кожуха:

$$H_{к} = 0,004 + [1,0 + 0,56\sqrt[3]{V_{к}} + 0,3(\sqrt[3]{V_{к}})^2]$$

$$H_{к} = 0,004 + [1,0 + 0,56\sqrt[3]{23,44} + 0,3(\sqrt[3]{23,44})^2] = 0,021\text{ м}$$

Толщина футеровки днища:

$$Г_{д} = 0,10 + 0,098\sqrt[3]{V_{к}}$$

$$Г_{д} = 0,10 + 0,098\sqrt[3]{23,44} = 0,379\text{ м}$$

Толщина футеровки стенок:

$$Г_{с} = 0,08 + 0,053\sqrt[3]{V_{к}}$$

$$Г_{с} = 0,08 + 0,053\sqrt[3]{23,44} = 0,231\text{ м}$$

Вывод: Расчетные размеры ковша соответствуют практическим данным.

Расчет основных размеров ковша емкостью 40 т.

Исходные данные :

1. Емкость ковша 40т
2. Количество шлака КШ = 5%
3. Объем ковша, что занят металлом и шлаком МБ = 80%
4. Удельный объем жидкой стали = 0,14 м / т
5. Удельный объем жидкого шлака = 0,333 м / т
6. Толщина стенки ковша. По практическим данным принимаем для ковшей белее 50т содержит арматурный слий из шамотной лещадки толщиной 40мм и рабочего слоя с ковшового запаса КП 14 толщиной 140 мм

Ширина пояса прочности ШП = 300мм

Толщина пояса прочности ТП = 30мм

Ширина пояса прочности ШП = 300мм

Толщина пояса прочности ТП = 30мм

Расчет геометрических параметров рабочего пространства ковша

1.1 Объем ковша, занимающейся металлом

$$V_{м} = G_{м} * v_{ст} = 40 * 0,14 = 5,6 \text{ м}^3 \text{ м}$$

1.2 Объем ковша, занимающейся шлаком

$$V_{шл} = G_{м} * КШ * v_{шл} = 40 * 0,05 * 0,333 = 0,666 \text{ м}^3$$

1.3 Внутренний объем ковша

$$V_{в.к.} = \frac{V_{м} + V_{шл}}{0,8} = \frac{5,6 + 0,666}{0,8} = 7,833 \text{ м}^3 \text{ м}$$

1.4 Внутренняя высота ковша и внутренний верхний диаметр ковша

$$D_{к.в.} = h = \sqrt[3]{\frac{V_{в.к.}}{0,746}} = \sqrt[3]{\frac{7,833}{0,746}} = 2,19\text{ м}; \text{ принимаемо } D_{к.в.} = h = 2190 \text{ мм}$$

1.5 Нижний внутренний диаметр ковша

$$d_{к.н.} = 0,95 * D_{к.в.} = 0,95 * 2190 = 2081 \text{ мм}$$

1.6 Размеры сливного носика

$$c_1 = c_2 = \frac{D_{к.в.}}{20} = \frac{2190}{20} = 110 \text{ мм}; \text{ принимаемо } c_1 = c_2 = 110 \text{ мм}$$

1.7 Толщина футеровки стен

$$\delta_{ст} = 0,07 * D_{к.в.} = 0,07 * 2190 = 153,3 \text{ мм}; \text{принимается } 155 \text{ мм}$$

1.8 Толщина днища ковша

$$\delta_{дн.} = 0,1 * D_{к.в.} = 0,1 * 2190 = 219 \text{ мм}$$

1.9 Толщина кожуха ковша

$$t_{к} = 0,01 * D_{к.в.} = 0,01 * 2190 = 21,9 \text{ мм принимается } 25 \text{ мм}$$

2. Расчет веса ковша с металлом

2.1 Наружный диаметр кожуха сверху

$$D_{к.в.н.} = D_{к.в.} + 2 * \delta_{ст} + 2 * t_{к} = 2190 + 2 * 155 + 2 * 25 = 2550 \text{ мм}$$

2.2 Наружный диаметр кожуха внизу

$$D_{к.н.н.} = d_{к.н.} + 2 * \delta_{ст} + 2 * t_{к} = 2081 + 2 * 155 + 2 * 25 = 2441 \text{ мм}$$

2.3 Средний диаметр кожуха

$$D_{к.с.н.} = \frac{D_{к.в.н.} + D_{к.н.н.}}{2} = \frac{2550 + 2441}{2} = 2496 \text{ мм}$$

2.4 Полная высота кожуха ковша

$$H_n = h + c_1 + c_2 + \delta_{дн.} + t_{к} = 2190 + 110 + 110 + 219 + 25 = 2654 \text{ мм}$$

2.5 Вес стенок кожуха ковша

$$P_{с.к.} = \pi * D_{к.с.н.} * H * t_{к} * \gamma_{ст} = 3,14 * 2.496 * 2.654 * 0,025 * 7,8 = 4.056 \text{ т}$$

2.6 Вес днища ковша

$$P_{д.к.} = \pi \frac{D_{к.н.н.}^2}{4} * t_{к} * \gamma_{ст} = 3,14 \frac{2.441^2}{4} * 0,025 * 7,8 = 0.912 \text{ т}$$

2.7 Вес пояса прочности

$$P_{п.м.} = \pi * D_{к.с.н.} * III * III * \gamma_{ст} = 3,14 * 2,496 * 0,3 * 0,025 * 7,8 = 0,458 \text{ т}$$

2.8 Вес кожуха ковша

$$P_{к.к.} = P_{с.к.} + P_{д.к.} + P_{п.ж.} = 4.056 + 0.912 + 0,456 = 5,426 \text{ т}$$

2.9 Расчет веса футеровки ковша

2.9.1 Вес футеровки стен

$$P_{ф.ст.} = \pi (D_{к.с.н.} - \delta_{ст} + t_{к}) H_{ст} * \gamma_{шам.}$$

2.9.1.1. Высота футеровки стен

$$H_{ст} = h + 2c = 2.190 + 2 * 0.110 = 2.410 \text{ м}$$

$$P_{ф.ст.} = 3,14(2.496 - (0,155 + 0,025)) * 2,41 * 0,155 * 2,8 = 7,606 \text{ т}$$

2.9.2 Вес футеровки днища

$$P_{ф.д.} = \pi \frac{D_{к.н.н.}^2}{4} \delta_{дн.} * \gamma_{шам.}; P_{ф.д.} = 3,14 \frac{2.441^2}{4} * 0,219 * 2,8 = 2,868 \text{ т}$$

2.9.3 Вес футеровки ковша

$$P_{ф.к.} = P_{ф.ст.} + P_{ф.д.} = 7,606 + 2,868 = 10,474 \text{ т}$$

2.9.4 Вес пустого ковша

$$P_{к} = P_{к.к.} + P_{ф.к.} = 5,426 + 10,474 = 15,9 \text{ т}$$

2.9.5 Вес ковша с металлом и шлаком

$$P_{\Sigma} = P_{к} + G_{м} + G_{шл} = 15,9 + 40 + (40 * 0,05) = 57,9 \text{ т}$$

По стандартному ряду грузоподъемности мостовых кранов выбираем разливной кран грузоподъемностью 125 т.

Практическая работа № 23

Тема: «Расчет изложницы»

Цель работы:

- Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Разливка стали в изложницы"

- Научиться правильно выбирать и рассчитывать параметры изложницы.

- Использовать полученные знания и навыки при выполнении курсовых и дипломных проектов.

Расчет изложницы для слитка кипящей стали

Выходные данные для расчета нужно брать из приложения 23а, 23б .

По расчету нужно запроектировать изложницы для слитка кипящей стали, прокатывается на 4 сляба размером

120 х 900 х 2600 мм.

Масса сляба равна : $0,12 \cdot 0,9 \cdot 2,6 \cdot 7,8 = 2,190$ т

где 7,8- удельная масса твердой стали .

Масса 4 слябов равна

$2,190 \cdot 4 = 8,760$ т

1. Масса слитка с учетом угара и обрезки:

$$G_{сл} = \frac{8,760}{1 - \frac{2,0 + 5,5 + 1,0}{100}} = 9,57 \text{ т,}$$

где 2,0 - угар металла при нагреве слитка ,%

5,5 - головная обрезь слитка кипящей стали ,%, (принимаем 5-7%).

1,0 - обрезь нижней части слитка, (принимаем 0,5-0,5%).

2. Объем слитка в твердом состоянии

$$V_{сл} = \frac{g_{сл}}{\gamma_m} = \frac{9,57}{7,8} = 1,23 \text{ м}^3$$

3. Предварительно принимаем отношение высоты слитка к его условному диаметру

$$\eta = H : D_{ус} = 3$$

$$D_{ус} = \sqrt[3]{\frac{V_{сл}}{\eta}} = \sqrt[3]{\frac{1,23}{3}} = 0,75 \text{ м}$$

4. Условная площадь поперечного сечения равна

$$F_{ус} = D_{ус}^2 = 75^2 = 5600 \text{ см}^2$$

5. Определение высоты слитка:

$$H = \eta \cdot D_{ус} = 3 \cdot 750 = 2250 \text{ мм.}$$

Средне сечение слитка равно

$$F_{ср} = \frac{V_{сл}}{H} = \frac{1,23 \cdot 10^6}{225} = 5460 \text{ см}^2$$

Радиус закругления углов равна :

$$r = 0,1 \cdot D_{ус} = 0,1 \cdot 750 = 75 \text{ мм.}$$

6. Разность размеров широкой стороны слитка и ширина слябов принимаем равной

$$\Delta_1 = 62 \text{ мм.}$$

Средне значения более широкой стороны слитка определяем по формуле

$$A_{CP} = b_{СЛЯБ} + \Delta_1,$$

где $b_{СЛЯБ}$ - ширина сляба, принята выше равной 900 мм;

Δ_1 - разность между сторонами прямоугольного слитка принята выше 62 мм.

$$a_{CP} = 900 + 62 = 962 \text{ мм.}$$

Среднее значения ширины узкой стороны слитка определяется по формуле

$$B_{CP} = \frac{F_{CP} - 0,86r^2}{\alpha_{CP}} = \frac{5460 - 0,86 \cdot 7,5^2}{96,2} = 56,3 \text{ см} = 563 \text{ мм.}$$

7. Конусность широкой грани определяется $a^I_K = 1,3\%$, а узкой грани $a^{II}_K = 0,8 \cdot a^I_K = 0,8 \cdot 1,3 = 1\%$.

Разность ширины широкой грани внизу и вверху определяется по формуле

$$\Delta A = A - a = 2H \frac{1,0}{100} = 2 \cdot 2500 \cdot 0,010 = 58 \text{ мм}$$

Разность ширины узкой грани в низу и вверху определяется по формуле

$$\Delta B = B - b = 2H \frac{1,3}{100} = 2 \cdot 2250 \cdot 0,013 = 45 \text{ мм.}$$

Размер сторон слитка:

$$\text{Вверху} \quad a = a_{CP} - \frac{\Delta A}{2} = 962 - \frac{58}{2} = 933 \text{ мм};$$

$$b = b_{CP} - \frac{\Delta B}{2} = 563 - \frac{45}{2} = 540 \text{ мм};$$

$$\text{Внизу:} \quad A = a_{CP} + \frac{\Delta A}{2} = 962 + \frac{58}{2} = 991 \text{ мм};$$

$$B = b_{CP} + \frac{\Delta B}{2} = 563 + \frac{45}{2} = 586 \text{ мм.}$$

8. Высота изложницы принимается выше высоты слитка на 10%, или

$$H_{изл} = 1,1 \cdot H = 1,1 \cdot 2250 = 2475 \text{ мм.}$$

Размер поперечного сечения изложницы в сету принимается с учетом линейной усадки 3%:

$$A_{изл} = 1,03 \cdot A = 1,03 \cdot 991 = 1020 \text{ мм};$$

$$B_{изл} = 1,03 \cdot B = 1,03 \cdot 586 = 605 \text{ мм};$$

$$a_{изл} = 1,03a + 2 \left(H_{изл} - H \right) \frac{1,3}{100} = 1,03 \cdot 933 + 2 (2475 - 2250) \frac{1,3}{100} = 975 \text{ мм};$$

$$b_{изл} = 1,03b + 2 \left(H_{изл} - H \right) \frac{1}{100} = 1,03 \cdot 540 + 2 (2475 - 2250) \frac{1}{100} = 560 \text{ мм.}$$

Радиусы закругления:

$$\text{вверху} \quad r_2 = 0,1 \sqrt{a_{изл} \cdot b_{изл}} = 0,1 \sqrt{975 \cdot 560} = 74 \text{ мм};$$

$$\text{внизу} \quad r_1 = 0,1 \sqrt{A_{изл} \cdot B_{изл}} = 0,1 \sqrt{1020 \cdot 605} = 78 \text{ мм.}$$

Широкую грань можно принять, выпуклой, узкой - плоской.

Толщина стен грани равна (смот. табл.) :

$$S_1 = 0,24 D;$$

$$D = \sqrt{a_{CP} \cdot b_{CP}} = \sqrt{962 \cdot 563} = 735 \text{ мм};$$

$$S_1 = 0,24 \cdot 735 = 177 \text{ мм.}$$

Толщина стен узкой грани равна (смот. табл.) :

$$S_2 = 0,19D = 0,19 \cdot 735 = 140 \text{ мм.}$$

Толщина стен изложницы широкой грани:

$$\text{вверху} \quad S_{1B} = 0,95 S_1 = 0,95 \cdot 177 = 168 \text{ мм};$$

$$\text{внизу} \quad S_{1H} = 1,05 S_1 = 1,05 \cdot 177 = 187 \text{ мм.}$$

Толщина стенок узкой грани изложницы:

$$\text{вверху} \quad S_{2B} = 0,95 \cdot S_2 = 0,95 \cdot 140 = 133 \text{ мм};$$

$$\text{внизу} \quad S_{2H} = 1,05 \cdot S_2 = 1,05 \cdot 140 = 147 \text{ мм}$$

Толщина изложницы в углах:

$$\text{вверху} \quad S_{УГВ} = 0,8 \cdot S_{1B} = 0,8 \cdot 168 = 135 \text{ мм};$$

$$\text{внизу} \quad S_{УГН} = 0,8 \cdot S_{1H} = 0,8 \cdot 187 = 150 \text{ мм.}$$

9. Определяем наружный размер:

$$a_{НАР} = a_{ИЗ} + 2 S_{2B} = 975 + 2 \cdot 133 = 1241 \text{ мм};$$

$$A_{НАР} = A_{ИЗ} + 2S_{2H} = 1020 + 2 \cdot 147 = 1314 \text{ мм};$$

$$b_{НАР} = b_{ИЗ} + 2 S_{1B} = 560 + 2 \cdot 168 = 886 \text{ мм};$$

$$B_{НАР} = B_{ИЗ} + 2S_{1H} = 605 + 2 \cdot 187 = 981 \text{ мм.}$$

Внизу и вверху устанавливаются бандажи высотой по 150 мм и толщиной вверху 30 мм, внизу 35 мм. Размеры и расположение ушей изложниц принимаются конструктивно.

Приложение к практической работе №23а

вариант	Размер сляба(мм)	Головная Обрезь(%)	Донная Обрезь(%)
1	125×900×2650	5	0,5
2	120×880×2550	5,5	1,5
3	125×850×2550	6	1,0
4	130×750×2600	6,5	0,5
5	135×850×2650	7	0,5
6	120×950×2550	6,5	1,5
7	110×900×2500	5,5	1,0
8	120×850×2550	6,5	1,4
9	125×800×2650	5,5	1,3
10	130×900×2600	6,5	0,5
11	135×750×2550	5,5	0,7
12	110×880×2500	6,5	0,9
13	120×950×2550	7	0,6
14	130×750×2650	6	1,0
15	130×800×2600	5	1,5
16	125×900×2550	7	1,0
17	135×850×2650	5,5	0,5
18	115×750×2600	7	0,9
19	120×700×2550	6,5	0,8
20	110×800×2650	50,5	0,7
21	120×850×2550	7	0,8
22	125×850×2550	5,5	1,0
23	135×900×2550	7	1,5
24	125×800×2550	5,5	0,7
25	130×750×2550	7,0	1,5

Приложение к практической работе №23б

Параметр	Изложницы для спокойной Стали		Изложницы для кипящей Стали	
	Квадратные и прямоугольные	Листовые	Квадратные и прямоугольные	Листовые
Н : D Н : D	2,8...3,35 -	1,7...2,3 2,5...3,0	3,0...3,5 -	2,1...2,7 3,2...3,5
Конусность (на одну сторону), %	(0,9...1,1) Н/ D%	Широкой грани (0,7...0,9) Н/ D% узкой грани (0,6...0,7) конусности широкой грани	1,0...1,3%	Широкой грани (1,2...1,3) % , узкой грани (0,7...0,8) конусности широкой грани
Средняя толщина стенок изложниц, упрочненных бандажами	(0,19...0,21) D	По широкой стороне (0,24...0,25) D, по узкой стороне (0,19...0,21) D	(0,18...0,2) D	По широкой стороне (0,24...0,25) D, по узкой стороне (0,19...0,21) D
Изменение средней толщины стенки по высоте изложницы: Вверх Середина Низ	(1,0...1,1) а а (0,9...1,0) а	(1,0...1,1) а а (0,9...1,0) а	(0,9 ...0,95) а а (1,05 ...1,1) а	(0,9 ...0,95) а а (1,05 ...1,1) а
Форма наружной поверхности стенок, упрочненной бандажами	Випуклая	По широким сторонам –випуклая либо бочкообразна, по узким -плоска	Випуклая	По широким сторонам – випуклая або бочкообразна, по узким –плоска
Форма внутренней поверхности изложницы	Плоская по всем сторонам	При прокатке на блюминге внутренние грани плоские	Плоская по всем сторонам	Плоская по всем сторонам
Форма дна	Полушаровая	Сфероидальна	Сквозные без дна	Сквозна без дна
Радиус закругления ®	(0,08...0,10) D	(0,08...0,10) D	(0,08...0,10) D	(0,08...0,10) D
Толщина основной футеровки надставки	65мм	65мм	-	-
Конусность стенок футеровки надставки, %	17...20	1...20	-	-

Практична работа №24

Тема: «Определение температуры ликвидус и температуры солидус»

Цель Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Теория и технология разливки стали" программы дисциплины

Научиться правильно выбирать и рассчитывать температуру ликвидус и солидус.

Использовать полученные знания и навыки во время выполнения курсовых и дипломных проектов.

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	Пример
2	Марка разливаемой стали	35Г2

Химический состав, 35Г2 %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Cu	Ni
0,31 – 0,39	0,17 – 0,37	1,40 – 1,80	< 0,30	< 0,02	< 0,02	< 0,30	< 0,30

Флокеночувствительность – чувствительна.

При непрерывной разливке стали очень важно поддержание оптимального уровня температуры разливаемого металла [2, 3].

Точный расчет и поддержание температуры металла при разливке необходим для обеспечения высокого качества НЛЗ и стабильности процесса разливки.

Повышенный перегрев металла над температурой ликвидуса способствует увеличению трещиноватости заготовок, развитию столбчатой структуры слитка и таких дефектов макроструктуры, как осевая ликвация и центральная пористость. Кроме того, чрезмерно высокая температура разливаемого металла может привести к прорывам НЛЗ по трещинам. При увеличении температуры металла в проковше выше оптимальной величины требуется снижение уровня скоростей вытягивания НЛЗ (ориентировочно, превышение оптимальной температуры разливки на 10 °С требует снижения скорости разливки на 5%).

Необходимая температура металла в промежуточном ковше рассчитывается исходя из температуры ликвидуса для каждой марки стали.

Расчет температуры ликвидуса стали, может быть произведен по формуле

$$T_{л} = 1534 - K_1 \times [C, \%] - K_2 \times [Mn, \% + Si, \% + P, \% + S, \% + Cr, \% + Ni, \% + Cu, \%] \text{ } ^\circ\text{C},$$

где K_1 и K_2 – коэффициенты для различных химических элементов;

$[C, \% ; Mn, \% ; Si, \% ; P, \% ; S, \% ; Cr, \% ; Ni, \% ; Cu, \%]$ – содержание химических

элементов в стали.

Значения коэффициентов для химических элементов входящих в состав заданной стали позволяющие рассчитать температуры ликвидуса представлены в таблицах 2.1 и 2.2.

Таблица 2.1 – Коэффициент K_1 при различном содержании углерода в стали

Содержание углерода в стали, %	0,11 ÷ 0,50
K_1	88

Таблица 2.2 — Коэффициенты K_2 различных химических элементов

Химический элемент	<i>Mn</i>	<i>Si</i>	<i>P</i>	<i>S</i>	<i>Cr</i>	<i>Ni</i>	<i>Cu</i>
K_2^*	5	8	30	25	1,5	4,0	5,0

Снижение температуры плавления железа от содержания в нем примесей определим по данным таблиц 2.1 и 2.2

$$\Delta t = 0,35 \cdot 88 + 0,27 \cdot 8 + 1,6 \cdot 5 + 0,02 \cdot 25 + 0,02 \cdot 30 + 0,3 \cdot 1,5 + 0,3 \cdot 4 + 0,3 \cdot 5 \approx 45 \text{ }^\circ\text{C};$$

$$t_{пл} = 1534 - 45 = 1489 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Практична работа №25

Тема: «Определение температурных параметров непрерывной разливки»

Цель Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Теория и технология разливки стали" программы дисциплины.

Научиться правильно выбирать и рассчитывать температурные параметры непрерывной разливки

Использовать полученные знания и навыки во время выполнения курсовых и дипломных проектов.

Одним из важнейших технологических параметров непрерывного разливания стали является температура в сталеразливочном, промежуточном ковшах и кристаллизаторе МНЛЗ.

Температура стали на разных этапах технологии зависит от определенных потерь тепла связанных с переливанием металла, контакта с футеровкой промежуточного ковша и рабочими стенками кристаллизатора, а также потерями тепла через зеркало металла в разливочных промежуточном ковше и кристаллизаторе.

На основании анализа практических данных работы отечественных и зарубежных МНЛЗ для определения температурных параметров разливки можно рекомендовать следующие потери температуры на различных этапах технологии и необходимые значения перегрева [2,3]:

- При переливе металла из сталеразливочного ковша в промежуточный ковш, и из промежуточного ковша в кристаллизатор - 25 ÷ 35⁰С (в зависимости от типа футеровки промежуточного ковша, номера плавки в серии и способа защиты струи металла на этих участках).

- Перегрев металла в кристаллизаторе МНЛЗ необходимо поддерживать на уровне 7 - 12⁰С.

Температура стали в кристаллизаторе составит

$$t_{кр-р} = t_{л} + 10^0\text{C} = 1489 + 10 = 1499 \text{ }^\circ\text{C}$$

Температура стали в промковше МНЛЗ составит

$$t_{п/к} = t_{кр-р} + 30 \text{ }^{\circ}\text{C} = 1499 + 30 = 1529 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Температура стали в сталеразливочном ковше составит

$$t_{с/к} = t_{п/к} + 30 \text{ }^{\circ}\text{C} = 1529 + 30 = 1559 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Таким образом, общий перегрев стали составит 70 °С.

Практична работа №26

Тема: «Расчет и выбор скорости непрерывной разливки»

Цель: Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Теория и технология разливки стали" программы дисциплины.

Научиться правильно выбирать и рассчитывать скорости непрерывной разливки

Использовать полученные знания и навыки во время выполнения курсовых и дипломных проектов.

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	25
2	Марка разливаемой стали	35Г2
3	Толщина слитка, мм	175
4	Ширина слитка, мм	175

Скорость разливки зависит от целого ряда факторов: сечение, марка, тип УНРС и влияет на производительность, качество, массу оборудования, стоимость МНЛЗ. Предварительная оценка скорости может быть определена по формуле [2, 3]

$$v = k (a + b / a \cdot b) ,$$

где k – коэффициент, зависящий от марки стали и назначения готовой продукции (табл. 3.1).

При разливке заданной марки стали на сортовые заготовки сечением 175×175 мм средняя скорость разливки составит

$$v_{\text{ср}} = 0,2 \cdot \frac{(0,175 + 0,175)}{(0,175 \cdot 0,175)} \approx 2,3 \text{ м/мин}$$

Можно принять, что минимальная и максимальная скорость разливки отличаются от средней на 5-10%. Тогда $v_{\text{min}} \approx 2,1 \text{ м/мин}$, а $v_{\text{max}} \approx 2,5 \text{ м/мин}$.

Таблица 3.1 – Значения коэффициента k для предварительной оценки скорости непрерывной разливки

Подгруппа конструкционных сталей	Сляб, сорт	Блюм
Углеродистые качественные	0,3	0,14
Низколегированные	0,24	0,13
Легированные	0,20	0,11
Рессорно-пружинные	0,18	0,10

Практична работа №27

Тема: «Определение температуры поверхности и толщины корки НЛЗ на выходе из кристаллизатора и в ЗВО»

Цель: Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Теория и технология разливки стали" программы дисциплины.

Научиться правильно определять температуру поверхности и толщины корки НЛЗ на выходе из кристаллизатора и в ЗВО

Использовать полученные знания и навыки во время выполнения курсовых и дипломных проектов.

Толщину оболочки слитка по высоте кристаллизатора определим по формуле

$$\delta_0 = K_3 \sqrt{H/v} = 0,032 \sqrt{1,05/2,3} = 0,02162 \text{ м} = 21,6 \text{ мм},$$

где K_3 – коэффициент кристаллизации стали, $\text{м/мин}^{0,5}$ (для сортовых заготовок из среднеуглеродистых сталей составляет 0,032 ,

H – высота кристаллизатора, м;

v – скорость разливки, м/мин.

Температуру поверхности слитка на выходе из кристаллизатора можно оценить по формуле

$$t_0 = 840 + 287 \sqrt{v/H} = 840 + 287 \sqrt{2,3/1,05} = 1265 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Расчеты изменения толщины оболочки и температуры поверхности заготовки по высоте кристаллизатора длиной 1,05 м с шагом 200 мм, для скорости 2,3 м/мин представлены в таблицах 4.1 и 4.2.

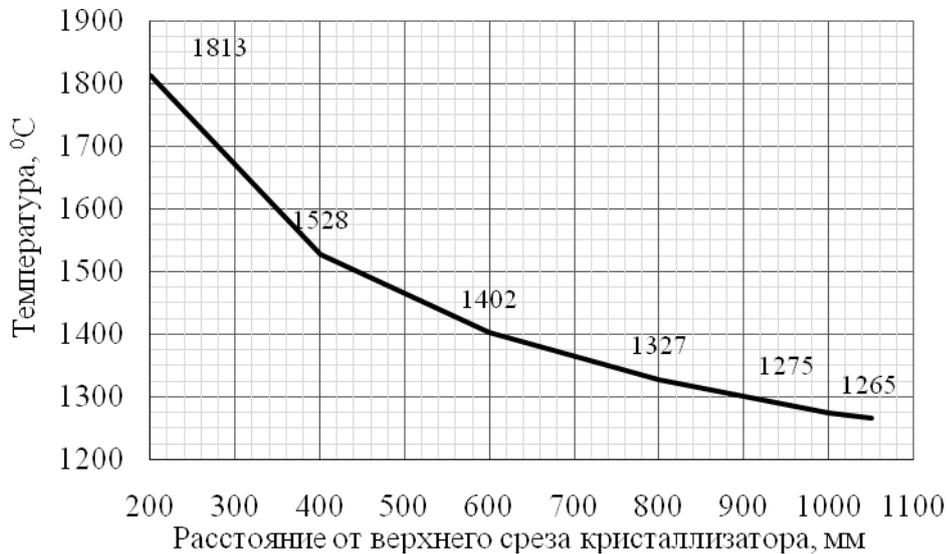
На рисунке 4.1 схематически представлены расчетные значения изменения температуры поверхности и толщины оболочки по высоте кристаллизатора.

Таблица 4.1 – Изменение толщины оболочки в кристаллизаторе

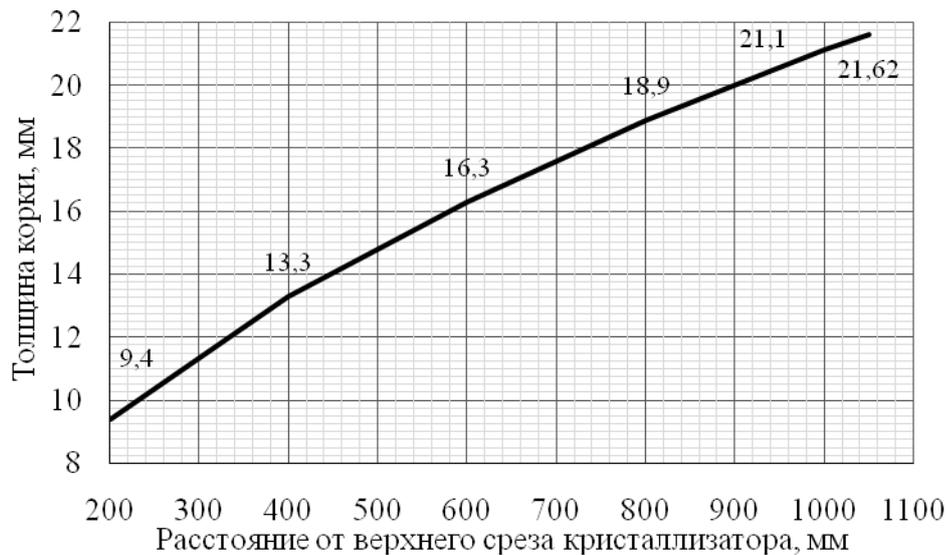
Расстояние от мениска, мм	200	400	600	800	1050	На выходе
Толщина оболочки, мм	9,4	13,3	16,3	18,9	21,1	21,62

Таблица 4.2 – Изменение температуры поверхности в кристаллизаторе

Расстояние от мениска, мм	200	400	600	800	1000	На выходе
Температура оболочки в кристаллизаторе, °С	1813	1528	1402	1327	1275	1265



а)



б)

Рисунок 4.1 – Изменение температуры поверхности (а) и толщины оболочки (б) по высоте кристаллизатора

Для выбора режима охлаждения в зависимости от разливаемой стали (температуры поверхности слитка в конце ЗВО) и скорости вытягивания слитка задается кривая температуры поверхности по длине слитка. Эта кривая выбирается из условия минимизации термических напряжений в непрерывнолитом слитке, что достигается равенством скоростей охлаждения слоев металла, расположенных у фронта кристаллизации и на поверхности [4-6]

$$\left| \frac{dt}{d\tau} \right|_{x=0} / \left| \frac{dt}{d\tau} \right|_{x=\delta} = \varphi.$$

Решение этого равенства позволило получить следующее уравнение

$$\frac{(1 + \theta_0) \cdot (1 - \theta_\kappa)}{(1 - \theta_0) \cdot (1 + \theta_\kappa)} = \left(\frac{a}{2\delta_0} \right)^\varphi, \quad (4.1)$$

где $\theta_0 = t_0/t_r$ – относительная температура поверхности и заготовки на выходе из кристаллизатора;

t_0 – температура поверхности слитка на выходе из кристаллизатора, °С;

t_r – температура кристаллизации стали, °С;

$\theta_\kappa = t_\kappa/t_r$ – относительная температура поверхности заготовки в конце затвердевания; (t_κ – температура поверхности слитка в конце затвердевания, °С);

a – толщина слитка;

δ_0 – толщина оболочки слитка при выходе из кристаллизатора.

Как следует из уравнения, если заданы толщина оболочки, температура поверхности слитка на выходе из кристаллизатора и температура поверхности слитка в конце зоны затвердевания, то для каждого размера заготовки и скорости вытягивания существует определенная закономерность изменения температуры поверхности слитка по его длине, при которой коэффициент φ имеет максимальное постоянное значение на всем участке охлаждения.

Так как коэффициент φ постоянен, то для любого участка зоны вторичного охлаждения можно записать [2, 3]

$$\frac{(1 + \theta_0) \cdot (1 - \theta_\kappa)}{(1 - \theta_0) \cdot (1 + \theta_\kappa)} = \left(\frac{\delta}{\delta_0} \right)^\varphi \quad \text{или} \quad \frac{T_o}{T_n} = \left(\frac{\delta}{\delta_0} \right)^\varphi, \quad (4.2)$$

где θ_κ и δ – относительная температура и толщина оболочки слитка в момент времени τ ;

$$T_o = \frac{1 + \theta_o}{1 - \theta_o}; \quad T_n = \frac{1 + \theta_n}{1 - \theta_n}; \quad T_\kappa = \frac{1 + \theta_\kappa}{1 - \theta_\kappa}.$$

Если известно распределение температуры по длине слитка, то приведенное уравнение позволяет определить толщину оболочки слитка в любой момент времени τ .

Время достижения соответствующей температуры поверхности определяется из выражения

$$\tau = \frac{\rho \cdot q_\kappa \cdot \delta^2}{2 \cdot \varphi \cdot \lambda \cdot t_r} \times$$

$$\times \left\{ \left(\frac{T_o}{T_n} \right)^{2/\varphi} \left[\frac{T_n}{2/\varphi - 1} + \varphi + \frac{1}{T_n(2/\varphi + 1)} \right] - \left[\frac{T_o}{2/\varphi - 1} + \varphi + \frac{1}{T_o(2/\varphi + 1)} \right] \right\}, \quad (4.3)$$

где ρ – плотность жидкой стали;

q_k – скрытая теплота плавления стали;

λ – коэффициент теплопроводности стали.

Уравнения (4.2), (4.3) позволяют построить зависимости температуры поверхности слитка и толщины затвердевающей оболочки от времени или глубины жидкой лунки для заданных скоростей разливки и температуры поверхности слитка в конце затвердевания.

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	Пример
2	Марка разливаемой стали	35Г2
3	Толщина слитка, мм	175
4	Ширина слитка, мм	175
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,05
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,003
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,8
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,45
9	Расстояние между точками правки, м	0,6
10	Количество плавов в серии, шт.	40
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	230
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	55
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	305
15	Длительность плавки, мин.	33
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	648
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	28,2
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	875
20	Длина секции ЗВО, м	2,5
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,0

Определим температуру поверхности по длине слитка при отливке на МНЛЗ заданной стали в сортовые заготовки сечением $a \times b = 175 \times 175$ мм² со скоростью $v = 2,3$ м/мин. Заданная температура поверхности слитка в конце затвердевания металла $t_k = 875$ °С; температура кристаллизации $t_r = 1489$ °С; теплоемкость

затвердевшей стали $C = 0,648 \text{ кДж} / (\text{кг} \cdot \text{К})$; теплопроводность стали $\lambda = 28,2 \text{ Вт} / (\text{м} \cdot \text{К})$; скрытая теплота затвердевания $q_k = 260 \text{ кДж} / \text{кг}$; плотность стали $\rho = 7300 \text{ кг} / \text{м}^3$, коэффициент кристаллизации $k = 32 \text{ мм} / \text{мин}^{0,5}$; эффективная высота кристаллизатора $H = 1,05 \text{ м}$. По значению толщины оболочки δ и температуры поверхности t_n слитка на выходе из кристаллизатора, а также температуре поверхности слитка в конце зоны затвердевания найдем

$$\varphi = \lg \left[\frac{(1 + \theta_0) \cdot (1 - \theta_k)}{(1 - \theta_0) \cdot (1 + \theta_k)} \right] / \lg \left(\frac{a}{2 \cdot \delta_0} \right).$$

Относительная температура поверхности слитка на выходе из кристаллизатора

$$\theta_0 = t_0 / t_r = 1265 / 1489 = 0,85,$$

в конце затвердевания слитка

$$\theta_k = t_k / t_r = 875 / 1489 = 0,59.$$

Тогда

$$\varphi = \lg \left[\frac{(1 + 0,85) \cdot (1 - 0,59)}{(1 - 0,85) \cdot (1 + 0,59)} \right] / \lg \left(\frac{175}{2 \cdot 21,62} \right) = 0,83.$$

Используя уравнения (4.2), (4.3) и задаваясь температурой поверхности слитка, определим зависимости $t_n = f(\tau)$ и $\delta = f(\tau)$.

Время, необходимое для достижения температуры поверхности $1200 \text{ }^\circ\text{C}$ при $\varphi = 0,83$ составит

$$\tau = \frac{\rho \cdot q_k \cdot \delta^2}{2\varphi \cdot \lambda \cdot t_r} \left\{ \left(\frac{T_0}{T_n} \right)^{\frac{2}{\varphi}} \left[\frac{T_n}{2/\varphi - 1} + \varphi + \frac{1}{T_n(2/\varphi + 1)} \right] - \left[\frac{T_0}{2/\varphi - 1} + \varphi + \frac{1}{T_0(2/\varphi + 1)} \right] \right\}$$

Относительная температура поверхности

$$\theta_n = t_n / t_r = 1200 / 1489 = 0,81.$$

Определим

$$T_0 = \frac{(1 + \theta_0)}{(1 - \theta_0)} = 12,29 \quad \text{и} \quad T_n = \frac{(1 + \theta_n)}{(1 - \theta_n)} = 9,3$$

После подстановки получим $\tau = 63,95 \text{ с}$ или $1,07 \text{ мин}$.

Толщина оболочки слитка при $t_n = 1200 \text{ }^\circ\text{C}$

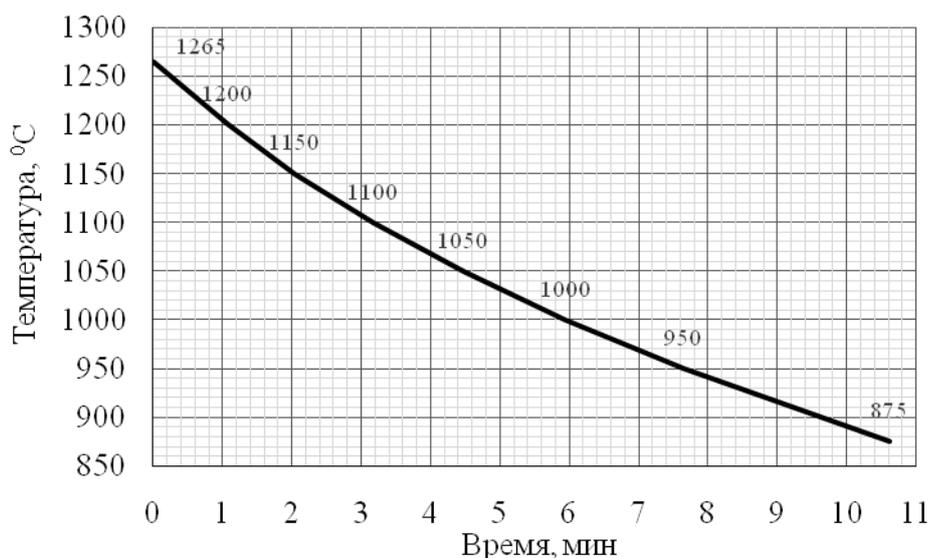
$$T_0/T_n = (\delta/\delta_0)^\varphi \quad \text{и} \quad \delta = 30,24 \text{ мм}.$$

Расстояние точки с $t_n = 1200^\circ\text{C}$ от мениска жидкого металла в кристаллизаторе $L = v \cdot \tau = 2,3 \cdot 1,07 = 2,452 \text{ м}$.

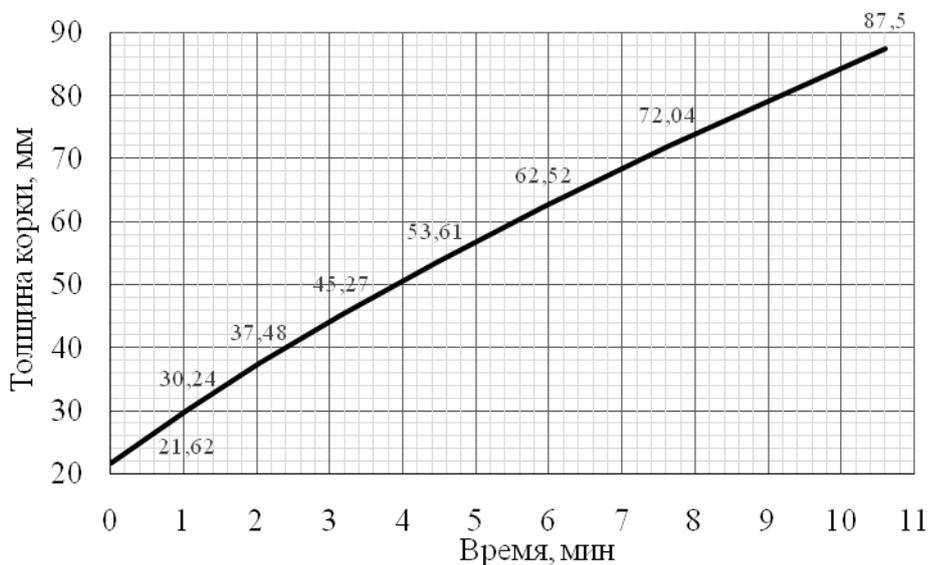
Распределение температуры поверхности и толщины корки слитка по длине непрерывнолитого слитка при $\varphi = 0,83$ приведено в таблице 4.3, а данные, приведенные на рисунке 4.2, иллюстрируют распределение температуры поверхности по длине слитка и изменение толщины закристаллизовавшейся оболочки.

Таблица 4.3 – Результаты расчета изменения температуры поверхности и толщины корочки по длине заготовки

$t_n, ^\circ\text{C}$	1265	1200	1150	1100	1050	1000	950	875
$\tau, \text{мин}$	0	1,07	2,04	3,17	4,47	5,95	7,64	10,61
$\delta, \text{мм}$	21,62	30,24	37,48	45,27	53,61	62,52	72,04	87,5
$L, \text{м}$	0	2,452	4,701	7,299	10,28	13,687	17,567	24,405



а)



б)

Рисунок 4.2 – Изменение температуры поверхности (а) и толщины закристаллизовавшейся оболочки (б) по длине слитка

Практична работа №28

Тема: «Расчет охлаждения заготовки»

Цель: Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Теория и технология разлива стали" программы дисциплины.

Научиться правильно рассчитывать охлаждение заготовки

Использовать полученные знания и навыки во время выполнения курсовых и дипломных проектов.

Теоретическое обоснование

Теплофизическая характеристика процесса непрерывной разлива стали

По сравнению с классически отлитым слитком непрерывнолитая заготовка движется вертикально, по дуге определенного постоянного или переменного радиуса или горизонтально, причем толщина застывшего металла на выходе из кристаллизатора очень мала. Определение этой толщины в зависимости от скорости разлива, температуры металла, разливается, его химического состава и условий отвода тепла в кристаллизаторе очень важно для установления технологии разлива. После выхода из кристаллизатора заготовка направляется с помощью опорных валков или водоохлаждаемых направляющих в зону вторичного охлаждения, где интенсивно охлаждается водой. Современной технологии непрерывной разлива предусмотрено снижение теплового удара путем уменьшения интенсивности охлаждения заготовки позволяет предотвратить возникновение трещин. По выходе из зоны водяного охлаждения поверхность заготовки охлаждается путем излучения и естественной конвекции. На практике специалистов интересует глубина жидкой фазы, общее время затвердевания заготовки и роста корки в зоне вторичного охлаждения.

В отдельных зонах МНЛЗ от заготовки отводится следующее количество тепла [7]: в кристаллизаторе $\sim 20 - 40\%$ от общего, переданного заготовкой (меньшее значение - для листовых заготовок больших размеров, больше - для малых листовых и квадратных заготовок) в зоне вторичного охлаждения $\sim 40 - 55\%$, затем $\sim 20 - 30\%$ до полного остывания.

На основании проведенных ранее исследований установлено, что в верхней части кристаллизатора [8, 9] плотность теплового потока составляет $1,86 - 2,33 \text{ MBm/m}^2$. В результате теплового сопротивления в середине кристаллизатора она снижается до значений $0,7 - 0,93 \text{ MBm/m}^2$, а на выходе из него на расстоянии $600 - 700 \text{ мм}$ от мениска составляет $0,23 - 0,47 \text{ MBm/m}^2$. В прямоугольных кристаллизаторах плотность теплового потока вдоль узких сторон меньше, потому что здесь скорее возникает зазор между слитком и кристаллизатором. В верхней части кристаллизатора на узкой стороне плотность теплового потока равна $1,39 - 1,63 \text{ MBm/m}^2$, а в нижней части $0,401 - 0,349 \text{ MBm/m}^2$.

Скорость охлаждения в зоне вторичного охлаждения оказывает решающее влияние на структуру заготовки. Поэтому все время стоит наблюдать за этим параметром непрерывной разливки. Несмотря на то, что условия теплоотдачи на этом участке очень сложные, с помощью расчета достигнуты значительные успехи.

При описании передачи тепла от твердого тела к его жидкости который обтекает, или газа имеется теплообмен. Количество тепла $Q, \text{ Дж}$, переходит с поверхности тела в окружающую среду, определяется по формуле Ньютона

$$Q = \alpha \cdot (t_n - t_{cp}) \cdot S \cdot \tau, \quad (4.1)$$

где α - коэффициент теплоотдачи, $\text{Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$;

t_n - Температура поверхности тела, $^{\circ}\text{C}$;

t_{cp} - Температура окружающей среды, $^{\circ}\text{C}$;

S - Охлаждаемая площадь, м^2 ;

τ - Время, с.

В общем можно принять, что для теплообмена в зоне вторичного охлаждения будет действительно в соответствии с уравнением (4.1) соотношение

$$\Phi = \alpha \cdot (t(x, \tau)_{x=0} - t_0) \cdot S, \quad (4.2)$$

а с учетом теплового потока

$$\Phi = \lambda \cdot (t/x)_{x=0} \cdot S. \quad (4.3)$$

Если известно тепловой поток Φ температура поверхности заготовки, можно рассчитать по вышеуказанным уравнениям коэффициент теплопередачи в зоне вторичного охлаждения $\alpha_{от}$.

Расчет охлаждения заготовки

Приблизительное определение температуры поверхности затвердевшей стали в кристаллизаторе на основании теплового потока от поверхности заготовки к стенке кристаллизатора

Для расчета температуры застывшей серы в кристаллизаторе К. Фекете разработал примерные упрощенные методы. Он исходит из соображений, что

кристаллизатор в МНЛЗ является теплообменником, который работает противоточно, так что можно считать, что сталь, разливается, охлаждается проточной водой. Им получено соотношение

$$\Delta t_x = \Delta t_p \cdot \exp[-\alpha \cdot S_x \cdot (H_1^{-1} - H_2^{-1})], \quad (4.4)$$

Где Δt_x – разность температур между жидкой сталью и водой, охлаждающей кристаллизатор;

Δt_p – Разница температур обоих веществ при входе в кристаллизатор;

α – Коэффициент теплоотдачи, $Вт/(м^2 \cdot К)$;

S_x – Охлаждаемая внутренняя поверхность кристаллизатора, $м^2$;

$H_1 = a \cdot b \cdot v \cdot \rho \cdot C$ – Энтальпия стали;

H_2 – Энтальпия воды, равной $M_{H_2O} \cdot C_{H_2O}$,

где M_{H_2O} – массовая расхода воды для охлаждения кристаллизатора, $кг/с$.

Рассчитывается как $S_3 \cdot \rho_v \cdot v_{H_2O}$, где S_3 – площадь зазора для воды, $м^2$, ρ_v – плотность воды, $кг/м^3$, v_{H_2O} – скорость воды в зазоре $м/с$;

C_{H_2O} – Теплоемкость воды, $Дж/(кг \cdot К)$;

$a \times b$ – Внутреннее сечение кристаллизатора, $м^2$;

v – Скорость вытягивания (разливки), $м/с$;

ρ – Плотность застывшей стали, $кг/м^3$;

C – Теплоемкость стали, $Дж/(кг \cdot К)$.

На основании известных результатов изучения отвода тепла, проведенного Х. Крайнер и Б. Тарманном, а также И. Саваж и В.Х. Притчард, К. Фекете составил уравнение для отвода тепла кристаллизатором

$$q = 2,6749 \cdot 10^6 \exp(-0,0386\tau) + 5,815 \cdot 10^3 \tau - 11,339 \cdot 10^4 \text{ Вт}/м^2 \quad (4.5)$$

Для определения средней плотности теплового потока \bar{q} от кристаллизатора на данном расстоянии x от уровня стали в кристаллизаторе необходимо проинтегрировать предварительное соотношение:

$$\bar{q} = (1/\tau_x) \int_0^{\tau_x} q d\tau; \quad (4.6)$$

$$\begin{aligned} \bar{q} = & 69,3148 \cdot 10^6 \cdot (1/\tau_x) \cdot [1 - \exp(-0,0386 \cdot \tau_x)] + \\ & + 2,907 \cdot 10^3 \tau_x - 11,339 \cdot 10^4 \text{ Вт}/м^2, \end{aligned} \quad (4.7)$$

где τ_x – время, $с$.

Согласно уравнению (4.1) получим

$$\bar{q} = \alpha \cdot \Delta t_{lg} \quad (4.8)$$

где Δt_{lg} , K – средне логарифмическая разность температур в кристаллизаторе между сталью и водой для охлаждения

$$\Delta t_{lg} = (\Delta t_2 - \Delta t_1) / [\ln(\Delta t_2 / \Delta t_1)]. \quad (4.9)$$

Тут $\Delta t_2 = t_1 - t_{2k}$, $\Delta t_1 = t_{1k} - t_{2p}$ (индекс 1 относится к стали, 2 - к воде; p - для температуры входа; k - выхода).

Из теории расчета теплового обмена известно, что среднелогарифмическую разницу можно заменить среднеарифметической, если

$$(\Delta t_2 / \Delta t_1) \leq 1,17.$$

Очевидно, что эти условия при разливке стали на МНЛЗ будут всегда выполняться:

$$\Delta t_{lg} = \Delta t_{арифм}; \quad (4.10)$$

$$\Delta t_{арифм} = 0,5 \cdot [(t_{1,p} - t_{1,x}) - (t_{2,x} + t_{2,p})]. \quad (4.11)$$

При этом упрощении коэффициент теплоотдачи из уравнения (4.8) будет выражен следующим образом

$$\alpha = \bar{q} / \Delta t_{арифм}, \text{ Вт} / (\text{м}^2 \cdot \text{К}). \quad (4.12)$$

Теперь подставим соотношение в уравнениями (4.8) и (4.11) в уравнение (4.4) и одновременно заменим по предполагаемым температурным разности Δt_x и Δt_p выражения:

$$\Delta t_x = t_{1,x} - t_{2,x}; \quad (4.13)$$

$$\Delta t_p = t_{1,p} - t_{2,p}. \quad (4.14)$$

В результате получим из уравнения (4.4)

$$t_{1,x} - t_{2,x} = (t_{1,p} - t_{2,p}) \cdot \exp\left\{S_x \cdot (\bar{q} / \Delta t_{арифм}) \cdot [(1/H)_1 - (1/H)_2]\right\} \quad (4.15)$$

В уравнение (4.15) следует еще подставить выражение, определяющее количество общего тепла кристаллизации в зависимости от времени.

В инженерных расчетах толщину затвердевшей корки слитка часто определяют по закону квадратного корня, удовлетворительно согласуется с многочисленными экспериментальными данными, полученными для различных режимов охлаждения, и может быть использован для инженерных расчетов. Отклонение от условия $t_n = const$ учитывается с помощью K_3 .

Если толщина корки

$$\delta = K_3 \cdot \sqrt{\tau / 60} = \frac{K_3}{\sqrt{60}} \cdot \sqrt{\tau} = \frac{K_3}{7,746} \cdot \sqrt{\tau}, \quad (4.16)$$

где δ – толщина затвердевшей корки, м;

K_3 – коэффициент кристаллизации стали, $0,029 \text{ м} / \text{с}^{0,5}$ Значение $\frac{K_3}{7,746}$ для

заданного коэффициента кристаллизации составляет $0,00374$;

τ – время от начала кристаллизации, с,

то объем застывшей корки можно выразить соотношением

$$dV = 2\delta \cdot (a + b - 2\delta) \cdot dx, \quad (4.17)$$

где dx – часть заготовки, отлитой за время $d\tau$

$$dx = v \cdot d\tau,$$

где v – скорость разливки, м/с.

Подстановкой из уравнения (4.16) в уравнение (4.17) и его интегрированием вы-значимо общий объем застывшей корки на расстоянии от уровня стали, для сортовой заготовки при $K_3 = 0,029 \text{ м/хв}^{0,5}$ составит

$$V = 4,133 \cdot 10^{-3} \cdot v \cdot \sqrt{\tau} \cdot (a + b - 4,6499 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{\tau}), \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Количество общего освободившегося тепла $q_z \text{ Вт} / \text{м}^2$, которое необходимо отвести за время τ через единицу поверхности S_x , выражаем как плотность теплового потока

$$q_z = V \cdot \rho \cdot q_k / S_x, \quad (4.18)$$

где q_k – скрытая теплота затвердевания.

Для сортовой заготовки при $K_3 = 0,029 \text{ м/хв}^{0,5}$

$$q_z = 4,133 \cdot 10^{-3} \cdot v \cdot \sqrt{\tau} \cdot (a + b - 4,65 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{\tau}) \cdot \rho \cdot q_k / S_x. \quad (4.19)$$

Получим окончательный вид уравнения для расчета средней температуры застывшего слоя металла в кристаллизаторе, что будет иметь вид

$$t_{1,x} = t_{1,p} \cdot \exp\{-(\bar{q} - q_z) \cdot (t_{1,p} + t_{1,x} - 2t_{2,p})^{-1} \times \\ \times 2 \cdot S_x \cdot [(a \cdot b \cdot v \cdot \rho \cdot C)^{-1} - H_2^{-1}]\}, \quad (4.20)$$

где $2t_{2,p} \approx (t_{2,p} + t_{2,k})$.

Градиент температуры в застывшей корке стали определяет графически с помощью двух точек в координатах

$$y_1 = a/2 - \delta, \quad (4.21)$$

соответствующих границы зоны кристаллизации с температурой $t_{1,p}$, и

$$y_2 = 0,5 \cdot (a - \delta) \quad (4.22)$$

средней температуре $t_{1,x}$ корки, рассчитанной по соотношению (4.20).

Рассчитаем температуру поверхности заготовки и длину корки в кристаллизаторе размером $a = 0,130 \text{ м}$; $b = 0,130 \text{ м}$, через 5 секунд после начала разливки и на выходе из кристаллизатора.

Для расчета принимаем: теплоемкость стали $C = 650 \text{ Дж} / (\text{кг} \cdot \text{К})$; температура ликвидус стали $t_L = t_{1,p} = 1514 \text{ }^\circ\text{C}$; температура воды, которая используется для охлаждения $t_{2,p} = 15 \text{ }^\circ\text{C}$; скорость воды, используемой для охлаждения в зазоре $v_{\text{H}_2\text{O}} = 10,3 \text{ м/с}$, плотность воды $\rho_6 = 1000 \text{ кг} / \text{м}^3$, ширина зазора для воды $b_3 = 0,002 \text{ м}$, теплоемкость воды $C_{\text{H}_2\text{O}} = 4187 \text{ Дж} / (\text{кг} \cdot \text{К})$; скорость разливки $v = 3,38 \text{ м/хв}$ ($0,05641 \text{ м/с}$); высота

кристаллизатора $h = 0,9 \text{ м}$, коэффициент кристаллизации $K_3 = 0,029 \text{ м/хв}^{0,5}$, скрытая теплота кристаллизации $q_k = 255 \text{ кДж} / \text{кг}$.

Площадь рабочей внутренней поверхности кристаллизатора составит

$$S = a \cdot h \cdot 2 + b \cdot h \cdot 2 = 0,130 \cdot 0,9 \cdot 2 + 0,130 \cdot 0,9 \cdot 2 = 0,468 \text{ м}^2.$$

Массовый расход воды на охлаждение

$$M_{H_2O} = ((a + b_3 \cdot 2) \cdot b_3 \cdot 2 + b \cdot b_3 \cdot 2) \cdot \rho_6 \cdot v_6 = \\ = ((0,130 + 0,002 \cdot 2) \cdot 0,002 \cdot 2 + 0,130 \cdot 0,002 \cdot 2) \cdot 1000 \cdot 10,3 = 10,876 \text{ кг/с}.$$

Время движения заготовки в кристаллизаторе

$$\tau_x = H / v = 0,9 / 0,0407 = 22,11 \text{ с}.$$

За 10 сек заготовка пройдет путь

$$x = \tau \cdot v = 10 \cdot 0,0407 = 0,407 \text{ м},$$

а соответствующая площадь кристаллизатора

$$S_x = a \cdot x \cdot 2 + b \cdot x \cdot 2 = 0,130 \cdot 0,130 \cdot 2 + 0,130 \cdot 0,407 \cdot 2 = 0,293 \text{ м}^2.$$

По уравнению (4.19) при $K_3 = 0,029 \text{ м/хв}^{0,5}$ определим

$$q_z = 4,992 \cdot 10^{-3} \cdot v \cdot \sqrt{\tau} \cdot (a + b - 5,616 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{\tau}) \cdot \rho \cdot q_k / S_x$$

Для определения плотности стали в этом расчете и в дальнейшем можно пользоваться температурными зависимостями для различных групп сталей, $m / \text{м}^3$:

- конструкционные углеродистые качественные $\rho = 8,068 - 0,0005 \cdot t_L$;
- конструкционные низколегированные $\rho = 8,084 - 0,0005 \cdot t_L$;
- конструкционные легированные $\rho = 8,054 - 0,0005 \cdot t_L$;
- конструкционные рессорно-пружинные $\rho = 7,914 - 0,0005 \cdot t_L$.

Для стали 08 плотность составит

$$\rho = 8,068 - 0,0005 \cdot t_L = 8,068 - 0,0005 \cdot 1514 = 7,318 \text{ м/м}^3 = 7318 \text{ кг/м}^3.$$

$$q_z = [4,992 \cdot 10^{-3} \cdot 0,0564 \sqrt{(10)} \cdot (0,130 + 0,130 - 5,616 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{5})] \times \\ \times 7318 \cdot 2,65 \cdot 10^5 / 0,293 = 1416012 \text{ Вт/м}^2.$$

По уравнению (4.7) рассчитаем \bar{q} , а по уравнению (4.20) среднюю температуру застывшего слоя металла в кристаллизаторе:

$$\bar{q} = (69,3148 \cdot 10^6 / 10) \cdot [1 - \exp(-0,0386 \cdot 10)] + 2,907 \cdot 10^3 \cdot 10 - \\ - 11,3392 \cdot 10^4 = 2135344 \text{ Вт/м}^2;$$

$$t_{1,x} = 1510 \cdot \exp \left[- \frac{2135344 - 21460571}{1510 + t_{1,x} - 2 \cdot 15} \cdot 2 \cdot 0,293 \times \right. \\ \left. \times \left(\frac{1}{0,130 \cdot 0,130 \cdot 0,0564 \cdot 7318 \cdot 650} - \frac{1}{4187 \cdot 10,876} \right) \right].$$

Температуру $t_{1,x}$ определим последовательным приближением (итерацией). В ЭВМ вводим оцениваемую величину и после вычисления с помощью уравнений (4.20) добавляем в $t_{1,x}$ уточненное значение, чем достигаем желаемой точности

результатов. 1. Оценочная $t_{1,x} = 1468 \text{ }^{\circ}\text{C}$; $t_{1,x}$ (расчетная) = 1472.2 $^{\circ}\text{C}$. 2. Оценочная $t_{1,x} = 1433 \text{ }^{\circ}\text{C}$; $t_{1,x}$ (расчетная) = 1441.9 $^{\circ}\text{C}$. Таким образом, через 15 с $t_{1,x} = 1435.6 \text{ }^{\circ}\text{C}$.

Аналогично при определении приблизительной температуры затвердевшего слоя заготовки на выходе из кристаллизатора (через 15.95) получим:

$$q_z = [4,992 \cdot 10^{-3} \cdot 0,0564 \sqrt{(15.95)} \cdot (0,130 + 0,130 - 5,616 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{15.95})] \times \\ \times 7318 \cdot 2,65 \cdot 10^5 / 0,293 = 1416012 \text{ Вт} / \text{м}^2.$$

$$\bar{q} = (69,3148 \cdot 10^6 / 15.95) \cdot [1 - \exp(-0,0386 \cdot 15.95)] + 2,907 \cdot 10^3 \cdot 15.95 - \\ - 11,3392 \cdot 10^4 = 1930668 \text{ Вт} / \text{м}^2;$$

$$t_{1,x} = 1468 \cdot \exp \left[- \frac{11930668 - 1416012}{1468 + t_{1,x} - 2 \cdot 15} \cdot 2 \cdot 0,861 \times \right. \\ \left. \times \left(\frac{1}{0,130 \cdot 0,130 \cdot 0,0293 \cdot 7318 \cdot 650} - \frac{1}{4187 \cdot 10.87668} \right) \right].$$

После подстановки в уравнение (4.20) определяет температуру с помощью итерации. 1. Оценочная $t_{1,x} = 1397 \text{ }^{\circ}\text{C}$; $t_{1,x}$ (расчетная) = 1390,4 $^{\circ}\text{C}$. 2. Оценочная $t_{1,2} = 1390 \text{ }^{\circ}\text{C}$; $t_{1,x} = 1390,1 \text{ }^{\circ}\text{C}$. Таким образом, через 15.95 с $t_{1,x} = 1435.6 \text{ }^{\circ}\text{C}$.

Примерная температура затвердевшего слоя стали в кристаллизаторе через 10 с начала разлива составляет 1472.2 $^{\circ}\text{C}$, через 15.95 с (на выходе из кристаллизатора) она равна 1435.6 $^{\circ}\text{C}$. Температуру на поверхности слитка определим графически с помощью выражений (4.21 а) и (4.22) (рис. 4.1).

Толщина корки δ по формуле (4.16) через 10 с будет:

$$\delta_{10} = 3,74 \sqrt{10} = 11,84 \text{ мм},$$

$$y_1^{10} = a/2 - \delta = 130/2 - 11,84 = 53,16 \text{ мм},$$

$$y_2^{10} = 0,5 \cdot (a - \delta) = 0,5 \cdot (130 - 11,84) = 59,08 \text{ мм},$$

через 15.95 с:

$$\delta_{27,84} = 3,74 \sqrt{15.95} = 14,93 \text{ мм},$$

$$y_1^{27,84} = a/2 - \delta = 130/2 - 14,93 = 50 \text{ мм},$$

$$y_2^{27,84} = 0,5 \cdot (a - \delta) = 0,5 \cdot (130 - 20,44) = 54,78 \text{ мм}$$

В таблице 4.1 приведены результаты расчета включая значение промежуточного времени (5с; 10 с; 15 с; 15,9 с).

Температура поверхности через 10 с составляет 1441.9 $^{\circ}\text{C}$, температура t_p через 15.95 с на выходе из кристаллизатора равна 1435.6 $^{\circ}\text{C}$.

Таблица 4.1 - Результаты расчета процесса охлаждения и кристаллизации заготовки в кристаллизаторе

Параметры	Время нахождения заготовки в кристаллизаторе, с			
	5	10	15	15.95
Пройденный путь x , м	0,282	0,564	0,846	0,900
Площадь рабочих стенок кристаллизатора S_x , м ²	0,147	0,293	0,440	0,468
Количество общего заявленного тепла q_z , МВт / м ²	2047134	1416012	1136415	1098625
Средняя плотности теплового потока \bar{q} , МВт / м ²	2334344	2135344	1961330	1930668
Средняя температура затвердевшего слоя стали в кристаллизаторе, °С	1505.7	1472,2	1441,9	1435,6
Толщина застывшей корки δ_r . Мм	8.66	12,25	15,00	20,44
y_1 , мм	56.34	52,75	50,00	44,56
y_2 , мм	60.67	58,88	57,50	54,78

Расчет изменения температуры поверхности и толщины корки в зоне вторичного охлаждения

Для выбора режима охлаждения стали что разливается, в зависимости от (температуры поверхности слитка в конце ЗВО) и скорости вытягивания слитка задается кривая температуры поверхности по длине слитка. Эта кривая выбирается из условия минимизации термических напряжений в непрерывнолитом слитке, что достигается равенством скоростей охлаждения слоев металла, расположенных у фронта кристаллизации и на поверхности.

$$\left| dt / d\tau \right|_{x=0} / \left| dt / d\tau \right|_{x=\delta} = \varphi .$$

Решение этого равенства позволило получить следующее уравнение

$$\frac{(1 + \theta_0) \cdot (1 - \theta_k)}{(1 - \theta_0) \cdot (1 + \theta_k)} = \left(\frac{a}{2\delta_0} \right)^\varphi, \quad (4.14)$$

где $\theta_0 = t_0 / t_L$ – относительная температура поверхности и заготовки на выходе из кристаллизатора;

t_0 – температура поверхности слитка на выходе из кристаллизатора, °С;

t_L – температура кристаллизации стали, °С;

$\theta_{\kappa} = t_{\kappa} / t_L$ – относительная температура поверхности заготовки в конце затвердевания;

(t_{κ} – температура поверхности слитка в конце затвердевания, °C);

a – толщина слитка;

δ_0 – толщина корки слитка при выходе из кристаллизатора.

На выходе из кристаллизатора по условиям прочности должна обеспечиваться толщина корки не менее $\delta_0 = 25 - 30$ мм. По исследовательским данным для разных слитков на выходе из кристаллизатора $\delta_0 = (0,25 \div 0,35) \cdot a$, где a – половина толщины слитка, м.

Как следует из уравнения, если задана толщина оболочки, температура поверхности слитка на выходе из кристаллизатора и температура поверхности слитка в конце зоны затвердевания, то для каждого размера заготовки и скорости вытягивания существует определенная закономерность изменения температуры поверхности слитка по его длине, при которой коэффициент имеет максимальное постоянное значение на всем участке охлаждения.

Учитывая, что коэффициент постоянен, то для любого участка зоны вторичного охлаждения можно записать:

$$\frac{(1 + \theta_0) \cdot (1 - \theta_{\kappa})}{(1 - \theta_0) \cdot (1 + \theta_{\kappa})} = \left(\frac{\delta}{\delta_0} \right)^{\varphi} \quad \text{или} \quad \frac{T_o}{T_n} = \left(\frac{\delta}{\delta_0} \right)^{\varphi}, \quad (4.15)$$

где θ_{κ} и δ – относительная температура и толщина оболочки слитка в момент времени τ ;

$$T_o = \frac{1 + \theta_o}{1 - \theta_o}; \quad T_n = \frac{1 + \theta_n}{1 - \theta_n}; \quad T_{\kappa} = \frac{1 + \theta_{\kappa}}{1 - \theta_{\kappa}}.$$

Если известно распределения температуры по длине слитка, то приведенное уравнение позволяет определить толщину оболочки слитка в любой момент времени τ .

Время достижения соответствующей температуры поверхности определяется из выражения

$$\tau = \frac{\rho \cdot q_{\kappa} \cdot \delta_0^2}{2 \cdot \varphi \cdot \lambda \cdot t_L} \times \left\{ \left(\frac{T_o}{T_n} \right)^{2/\varphi} \left[\frac{T_n}{2/\varphi - 1} + \varphi + \frac{1}{T_n(2/\varphi + 1)} \right] - \left[\frac{T_o}{2/\varphi - 1} + \varphi + \frac{1}{T_o(2/\varphi + 1)} \right] \right\}, \quad (4.16)$$

где ρ – плотность жидкой стали;

q_{κ} – скрытая теплота плавления стали;

λ – коэффициент теплопроводности стали.

Уравнение (4.15), (4.16) позволяют построить зависимости температуры поверхности слитка и толщины затвердевшей корки от времени или глубины

жидкой лунки для заданных скоростей разливки и температуры поверхности слитка в конце затвердевания.

Определим температуру поверхности по длине слитка при разливке на МНЛЗ стали в слитки сечением $a \times b = 130 \times 130$ мм. Принимаем температуру поверхности слитка в конце затвердевания металла $t_{\kappa} = 800^{\circ}\text{C}$; температуру кристаллизации $t_L = 1514^{\circ}\text{C}$; теплоемкость затвердевшей стали $C = 0,650$ кДж/(кг·К); теплопроводность стали $\lambda = 30$ Вт/(м·К); скрытую теплоту затвердевания $q_{\kappa} = 255$ кДж/кг. По значениям толщины оболочки δ_0 и температуры поверхности t_n слитка на выходе из кристаллизатора, а также температуры поверхности слитка в конце зоны затвердевания найдем

$$\varphi = \lg \left[\frac{(1 + \theta_0) \cdot (1 - \theta_{\kappa})}{(1 - \theta_0) \cdot (1 + \theta_{\kappa})} \right] / \lg \left(\frac{a}{2 \cdot \delta_0} \right).$$

Температура поверхности слитка и толщина корки на выходе из кристаллизатора были определены ранее и составляют 1257°C и 65 мм соответственно.

Относительная температура поверхности слитка на выходе из кристаллизатора

$$\theta_0 = t_0 / t_L = 1257 / 1514 = 0,830;$$

а в конце кристаллизации слитка

$$\theta_{\kappa} = t_{\kappa} / t_L = 900 / 1514 = 0,594$$

$$\phi = \lg \left[\frac{(1 + 0,830) \cdot (1 - 0,594)}{(1 - 0,830) \cdot (1 + 0,594)} \right] / \lg \left(\frac{130}{2 \cdot 20,44} \right) = 0,918 .$$

Используя уравнение (4.24), (4.25) и задавая температурой поверхности слитка, определяем зависимости $t_n = f(\tau)$ и $\delta = f(\tau)$.

Время, необходимое для достижения температуры поверхности 1257°C при $\phi = 1,040$ составит

$$\tau = \frac{\rho \cdot q_{\kappa} \cdot \delta^2}{2\varphi \cdot \lambda \cdot t_L} \cdot \left\{ \left(\frac{T_0}{T_n} \right)^{\frac{2}{\varphi}} \left[\frac{T_n}{2/\varphi - 1} + \varphi + \frac{1}{T_n(2/\varphi + 1)} \right] - \left[\frac{T_0}{2/\varphi - 1} + \varphi + \frac{1}{T_0(2/\varphi + 1)} \right] \right\}.$$

Относительная температура поверхности

$$\theta_n = t_n / t_L = 1257 / 1514 = 0,830 .$$

Определим:

$$T_0 = \frac{(1 + \theta_0)}{(1 - \theta_0)} = \frac{(1 + 0,830)}{(1 - 0,830)} = 10,79 \quad \text{и} \quad T_{1257} = \frac{(1 + \theta_n)}{(1 - \theta_n)} = \frac{(1 + 0,830)}{(1 - 0,830)} = 10,79;$$

$$T_{1250} = \frac{(1 + \theta_n)}{(1 - \theta_n)} = \frac{(1 + 0,826)}{(1 - 0,826)} = 10,47;$$

$$T_{1150} = \frac{(1 + \theta_n)}{(1 - \theta_n)} = \frac{(1 + 0,760)}{(1 - 0,760)} = 7.32;$$

$$T_{1050} = \frac{(1 + \theta_n)}{(1 - \theta_n)} = \frac{(1 + 0,693)}{(1 - 0,693)} = 5.52;$$

$$T_{1000} = \frac{(1 + \theta_n)}{(1 - \theta_n)} = \frac{(1 + 0,660)}{(1 - 0,660)} = 4.89;$$

$$T_{800} = \frac{(1 + \theta_n)}{(1 - \theta_n)} = \frac{(1 + 0,528)}{(1 - 0,528)} = 3.24;$$

$$\tau = \frac{7318 \cdot 255000 \cdot 0,02044^2}{2 \cdot 1,040 \cdot 30 \cdot 1514} \cdot \left\{ \left(\frac{10,79}{3,24} \right)^{\frac{2}{1,040}} \left[\frac{3,24}{(2/1,040)-1} + 1,040 + \frac{1}{3,24((2/1,040)+1)} \right] - \left[\frac{10,79}{(2/1,040)-1} + 1,040 + \frac{1}{10,79((2/1,040)+1)} \right] \right\}.$$

После подсчета получим $\tau = 30c$ или $0,50xв$.

Толщину оболочки при $t_n = 1257^0C$ можно найти из соотношения

$$T_0 / T_n = (\delta / \delta_0) = (10,79 / 10,79) = (\delta / 26,)^{0,918}, \text{ откуда } \delta = \sqrt[0,918]{\frac{\delta_0^\phi \cdot T_0}{T_n}} = 20,44 \text{ мм}.$$

Расстояние точки з $t_n = 1250^0C$ от нижнего среза кристаллизатора

$$L_{1250} = v \cdot \tau = 2,16 \cdot 0,51 = 1,10 \text{ м}.$$

Распределение температуры поверхности и толщины корочки по длине непрерывно литого слитка при $\varphi = 1,040$ приведено в таблице 4.3.

Рисунок 4.3 иллюстрирует распределение температуры поверхности по длине слитка и изменение толщины затвердевшей корки.

Таблица 4.3 - Результаты расчета температуры поверхности и толщины пробки в ЗВО

$t_n, ^0C$	1257	1250	1150	1050	1000	800
θ_0	0,830	0,830	0,830	0,830	0,830	0,830
θ_k	0,528	0,528	0,528	0,528	0,528	0,528
φ	1,040	1,040	1,040	1,040	1,040	1,040
θ_n	0,830	0,826	0,760	0,693	0,693	0,660
T_0	10,79	10,79	10,79	10,79	10,79	10,79
T_n	10,79	10,47	7,32	5,52	4,89	3,24
τ, c	0,0	3,7	58,5	120,6	155,0	320,6
τ, xv	0,00	0,06	0,97	2,01	2,58	5,34
$\delta, мм$	20,44	21,04	29,69	38,91	43,75	65

Расчет расхода воды на охлаждение заготовки в ЗВО

Поскольку в теоретических расчетах очень сложно точно оценить условия охлаждения, для определения расхода воды по длине ЗВО используются экспериментальные зависимости коэффициента теплоотдачи от плотности орошения. Эта зависимость описывается следующими выражениями

$$\alpha = k^{360} \cdot g \text{ или } \alpha = W \cdot g + \alpha_0,$$

где g – плотность орошения, $\text{м}^3 / (\text{м}^2 \cdot \text{час})$;

k^{360} – исследовательский коэффициент (в зависимости от типа МНЛЗ и стали которая разливается, составляет 50 - 120)

W – Исследовательский коэффициент (по опытным данным величина коэффициента изменяется в пределах: $W = 34 \div 40 (\text{Вт} \cdot \text{час}) / (\text{м}^3 \cdot \text{К})$ для МНЛЗ с изогнутой технологической осью; $W = 60 \div 100 (\text{Вт} \cdot \text{час}) / (\text{м}^3 \cdot \text{К})$ для вертикальных МНЛЗ);

α_0 – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекции ($\alpha_0 = 120 - 160 \text{ Вт} / (\text{м}^2 \cdot \text{К})$ в зависимости от интенсивности охлаждения слитка. С уменьшением интенсивности охлаждения α_0 растет).

Наличие распределения температур по длине слитка и толщине оболочки позволяет определить тепловые потоки на поверхности слитка, необходимые для отвода физической теплоты оболочки и теплоты кристаллизации $q_{кр}$:

$$q_{cp} = \frac{(t_{cp1} - t_{cp2}) \cdot (\delta_1 + \delta_2) \cdot \rho \cdot v \cdot C}{4(L_2 - L_1)}, \quad (4.17)$$

$$q_{кр} = \frac{\rho \cdot q_k \cdot v \cdot (\delta_2 - \delta_1)}{L_2 - L_1}, \quad (4.18)$$

где t_{cp1}, t_{cp2} – средняя температура корки в начале и конце участка охлаждения, $^{\circ}\text{C}$;

δ_1, δ_2 – толщина корки в начале и в конце участка охлаждения, м ;

L_1, L_2 – расстояние от торца кристаллизатора на входе и выходе с участка охлаждения, м ;

v – скорость вытягивания слитка, $\text{м}/\text{мин}$.;

C – теплоемкость затвердевшего металла, $\text{кДж} / (\text{кг} \cdot \text{К})$.

Найти тепловой поток и температуру поверхности, можно определить

$$\alpha = (q_{кр} + q_{cp}) / t_n.$$

Для выполнения требований по плавной смене интенсивности охлаждения слитка по его длине для стали различных марок и возможности регулировки длины участка водяного охлаждения в зависимости от скорости литья и глубины жидкой лунки вся зона вторичного водяного охлаждения разбивается на отдельные секции. Каждая секция обеспечивается самостоятельным подводом воды и установкой соответствующих форсунок.

При расчете основных параметров систем вторичного охлаждения радиальных и криволинейных машин необходимо скорректировать плотность орошения слитка по малому радиусу за счет стекания воды, уменьшив его на 20 - 30% по сравнению с большим радиусом.

В случае разлива прямоугольных заготовок (слябов или блюмов) водяное охлаждение по узким граням происходит на участке, равной $H = v \cdot a^2 / (16 K_s^2)$.

Как показывает практика эксплуатации МНЛЗ, длина зоны форсуночного охлаждения по узким граням может быть сокращена на 20 – 30%.

Определить расход воды на секцию длиной, расположенную на расстоянии $L_1 = 1,5 \text{ м}$ от нижнего среза кристаллизатора. Пересечение слитка $a \times b = 130 \times 130 \text{ мм}$. Распределение температуры поверхности и параметров слитка такие же, как в предыдущем примере.

Как следует из уравнений (4.21), (4.22) необходимо определить среднюю температуру и толщину корки в начале и конце участка охлаждения. По приведенным числовым данным и данным рисунка 4.4 определим параметры секции (рисунок 4.5). Таким образом t_{n1} на входе в секцию составляет $1257 \text{ }^\circ\text{C}$, а на выходе из секции $t_{n2} = 1198 \text{ }^\circ\text{C}$, соответственно толщина корки слитка на входе и выходе из секции соответственно составили $\delta_1 = 25$ и $\delta_2 = 33 \text{ мм}$. Для расчета принято: плотность стали $\rho = 7318 \text{ кг/м}^3$; коэффициент кристаллизации $K_s = 0,029 \frac{\text{М}}{\text{х}6^{0,5}}$; температура ликвидус $1514 \text{ }^\circ\text{C}$; скорость разливки $v = 3,38 \text{ м/мин}$; теплоемкость $C = 0,650 \text{ кДж/(кг} \cdot \text{К)}$; скрытая теплота кристаллизации $q_k = 255 \text{ кДж/кг}$; $W = 37$; суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвенции $\alpha_0 = 120$.

Принимаем с целью упрощения расчета линейное изменение температуры по толщине корки. тогда:

$$t_{cp1} = (t_{л} + t_{n1})/2 = (1514 + 1257)/2 = 1385,5 \text{ }^\circ\text{C};$$

$$t_{cp2} = (t_{л} + t_{n2})/2 = (1514 + 1198)/2 = 1356 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Название	Начало секции
Длинна секции l , м	1
Время выхода слитка из секции $\tau_{вых}$, мин.	1,09
Температура поверхности слитка на выходе из секции $t_{вых}$, $^\circ\text{C}$	1257
Толщина корки слитка на выходе из секции $\delta_{вых}$, мм	33

Суммарный тепловой поток на поверхности слитка, обусловленный отводом физической теплоты и теплоты кристаллизации,

$$\text{составит } q = \frac{(t_{cp1} - t_{cp2}) \cdot (\delta_1 + \delta_2) \cdot \rho \cdot v \cdot C}{4l} + \frac{(\delta_2 - \delta_1) \cdot \rho \cdot q_k \cdot v}{l} =$$

$$= \frac{(1385,5 - 1356) \cdot (0,025 + 0,033) \cdot 7318 \cdot 3,38 \cdot 0,650}{4 \cdot 1 \cdot 60} +$$

$$+ \frac{(0,033 - 0,025) \cdot 7318 \cdot 255 \cdot 3,38}{1 \cdot 60} = 953,02 \text{ кВт/м}^2$$

а средний коэффициент теплоотдачи (для $t_{ncp} = (t_{cp1} - t_{cp2})/2 = 777,02 \text{ }^\circ\text{C}$) соответственно:

$$\alpha = q/t_{n_{cp}} = 95302/1227 = 777 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}).$$

Плотность орошения на данном участке составит

$$g = (\alpha - \alpha_0)/W = (777 - 120)/40 = 16,42 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{год}).$$

Охлаждение при узких гранях происходит в данном случае на участке

$$H = \frac{\nu \cdot a^2}{16K_3^2} = \frac{3,38 \cdot 0,130^2}{16 \cdot 0,029^2} = 4,27 \text{ м}.$$

Учитывая то, что разливается квадратная заготовка и секция в верхней части машины расположена практически вертикально, расход воды на все грани включая грань по большому радиусу и грань по малому радиусу будут одинаковы (в противном случае необходимо скорректировать плотность орошения слитка по малому радиусу за счет капель, уменьшив его на 20 ÷ 30% по сравнению с большим радиусом).

Расход воды на тонну стали составят:

$$J_m = (8,541 \times \frac{60}{60})/50 = 0,171 \text{ м}^3/\text{т},$$

где $m^{zod} = m_{noz} \cdot l^{zod}$ – масса металла разлитого в час, т; ($m_{noz} = a \cdot b \cdot l \cdot \rho$ – масса одного погонного метра заготовки $0,130 \cdot 0,130 \cdot 1 \cdot 7,318 = 0,123$ т; $l^{zod} = \nu \cdot 60$ – длина заготовки разлита за час $3,38 \cdot 60 = 202,8 \text{ м}$).

Примечание. Если секция расположена в нижней части машины (не вертикально) необходимо корректировать расходы воды по малому радиусу. При расчете блюмовой машины с прямоугольным сечением слитка необходимо учитывать различные расходы воды по узким и широким граням.

Практична работа №29

Тема: «Выбор формы технологической оси МНЛЗ»

Цель: Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Теория и технология разливки стали" программы дисциплины.

Научиться правильно выбирать формы технологической оси

Использовать полученные знания и навыки во время выполнения курсовых и дипломных проектов.

Теоретическое обоснование

Базовый радиус МНЛЗ

При использовании радиальных и криволинейных МНЛЗ при переводе слитка в горизонтальное положение его приходится деформировать - разгибать. При разгибе или исправлении возникающие в слитке напряжения могут превысить предел прочности и привести к образованию различного рода трещин. При этом необходимо принимать во внимание сортамент отливаемой сечение заготовки и условия охлаждения слитка, потому что все эти параметры определяют допустимую величину деформации металла.

В случае радиальной машины разгиб слитка, как правило, проводится полностью в затвердевшем состоянии в одной точке.

Одним из способов предотвращения образования дефектов при разгиб слитка является при всех прочих равных условиях увеличение радиуса кривизны, что позволяет снизить величину деформации и ее скорость. На основании опыта эксплуатации радиальных МНЛЗ и исследования влияния величины и скорости деформации при разгиб на качество непрерывного слитка ПО «Уралмаш» произвело практические рекомендации для выбора минимального базового радиуса радиальной МНЛЗ в зависимости от толщины слитка, которые представлены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 - Рекомендуемые ПО «Уралмаш» значение базового радиуса радиальных МНЛЗ в зависимости от толщины слитка

Толщина слитка a , мм	≤150	≤200	≤250	≤315	≤350	≤400
Базовый радиус R_0 , м	5	6	8	10	12	14

Исследования механических свойств стали при 1300 - 1450⁰ С позволили получить уравнение для оценки допустимого базового радиуса технологической оси МНЛЗ с разгибом в одной точке в зависимости от марки стали, разливается, и интенсивности охлаждения

$$R_0 = \frac{0,39 \cdot K_3^2 \cdot \mu^2}{v \cdot \varepsilon_\delta^2} \left(\sqrt{1 + \frac{1,17 \cdot a \cdot v \cdot \varepsilon_\delta}{K_3^2 \cdot \mu^2}} - 1 \right)^2, \quad (5.1)$$

где a – толщина слитка, м;

v – скорость вытягивания слитка, м/мин;

K_3 – коэффициент кристаллизации;

ε_δ – величина допустимой деформации слоев металла в температурном интервале хрупкости (для малоуглеродистой, мелкозернистого металла можно принять $\varepsilon_\delta = (0,5 \div 0,8) \times 10^{-2}$; для среднеуглеродистого и легированного металла $\varepsilon_\delta = (0,3 \div 0,5) \times 10^{-2}$ и для низкоуглеродистой и сложно легированного $\varepsilon_\delta = (0,15 \div 0,3) \times 10^{-2}$);

μ – коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО ($\mu = 0,7 - 0,85$; меньшее значение относится к умеренной интенсивности, более того - к высокой).

Определяем базовый радиус и выбираем тип МНЛЗ для среднеуглеродистого и легированного металла в заготовки сечением $a \times b = 130 \times 130$ мм.

Принимаем для данного ассортимента следующие исходные данные: допустимая деформация внутренних слоев в температурном интервале хрупкости $\varepsilon_\delta \leq 0,004$; интенсивность охлаждения - умеренная, $\mu = 0,8$; скорость извлечения слитка $v = 3,38$ м/мин; коэффициент кристаллизации $K_3 = 0,029$ м/мин^{0,5}.

Базовый радиус

$$R_0 = \frac{0,39 \cdot K_3^2 \cdot \mu^2}{v \cdot \varepsilon_\delta^2} \left(\sqrt{1 + \frac{1,17 \cdot a \cdot v \cdot \varepsilon_\delta}{K_3^2 \cdot \mu^2}} - 1 \right)^2 =$$

$$= \frac{0,39 \cdot 0,029^2 \cdot 0,8^2}{3,38 \cdot 0,004^2} \left(\sqrt{1 + \frac{1,17 \cdot 0,130 \cdot 3,38 \cdot 0,004}{0,029^2 \cdot 0,8^2}} - 1 \right)^2 = 4,72 \text{ м.}$$

При базовом радиусе МНЛЗ $R_0 = 5 \text{ м}$ участок затвердевания (металлургическая длина) машины составит

$$L^{R_0} = \pi \cdot R / 2 = \frac{3,14 \cdot 5}{2} = 7,85 \text{ м.}$$

Полное время кристаллизации заготовки сечением $a \times b = 130 \times 130 \text{ мм}$ составит

$$\tau = a^2 / 4K_3^2 = 130^2 / (4 \cdot 29^2) = 4,69 \text{ хв.}$$

Необходима минимальная металлургическая длина при скорости извлечения слитка $v = 3,38 \text{ м/мин}$ составит

$$L^\tau = v \cdot \tau = 3,38 \cdot 4,69 = 15,88 \text{ м.}$$

Для обеспечения запаса длины для возможного увеличения времени кристаллизации для сортовой и блюмовой заготовки металлургическая длина, рассчитанная по базовому радиуса, L^{R_0} должна быть не менее чем на 25% больше металлургической длины, рассчитанной по времени полной кристаллизации слитка, L^τ . То есть должен выполняться следующее определение

$$\frac{L^{R_0}}{L^\tau} \geq 1,25.$$

Следовательно, необходимо или увеличить радиус машины или уменьшить скорость вытягивания слитка [2,3]. Сохраняя скорость извлечения слитка $v = 3,38 \text{ м/мин}$, поскольку она определяет производительность МНЛЗ, базовый радиус установки должно быть

$$R'_0 = \frac{L^\tau \cdot 1,25 \cdot 2}{\pi} = \frac{15,88 \cdot 3,38 \cdot 2}{\pi} \approx 19,86 \text{ м.}$$

При этом радиусе L^{R_0} составит $\approx 19,86 \text{ м}$, что обеспечивает запас длины для возможного увеличения времени кристаллизации более чем на 25%. Но в соответствии с таблицей 5.1 для толщины заготовки 130 мм рекомендуется радиальная МНЛЗ с базовым радиусом до 8 м. Поэтому выбираем не радиальную, а криволинейную МНЛЗ с металлургической длиной $L = 15,88 \text{ м}$, базовым радиусом 5 м и несколькими точками правки.

Выпрямление непрерывнолитой заготовки

Непрерывно литой слиток при кристаллизации постоянно находится под действием внешних сил, величина и характер которых определяются конструктивными параметрами МНЛЗ. Поэтому, для него характерно одновременное существование условий кристаллизации и деформирования, что определяет возможность образования дефектов, имеющих различную природу [2,3].

Выпрямление непрерывно литого слитка - это технологически необходима операция на машинах непрерывного литья заготовок криволинейного типа.

При выпрямлении непрерывно литого слитка с жидкой сердцевиной, теплофизические условия кристаллизации и охлаждения влияют на процесс образования внутренних трещин.

От того, как должна быть построена зона правки, обеспечивает деформацию слитка в двухфазном состоянии без образования трещин, зависит выбор типа МНЛЗ, предназначенных для производства заготовок из высококачественных сталей.

Исследования механических свойств различных сталей при высоких температурах проявляет важную закономерность: - все стали в определенном интервале температур имеют резко выраженный провал прочности и пластичности. Этот интервал, названный температурным интервалом хрупкости, характеризуется низкими значениями механических характеристик, имеет различную величину и зависит от химического состава стали.

Условие, при котором с уменьшением скорости деформации предельно допустимые деформации увеличиваются, стала основной причиной выпрямлять не вполне затвердевший слиток не в одной точке, а на участке зоны вторичного охлаждения некоторой длины, чтобы значительно уменьшить скорость деформации [13].

Рассчитаем кривую плавного выпрямления слитка с жидкой сердцевиной сечением $a \times b = 130 \times 130$ мм. Базовый радиус кривизны радиального участка $R_0 = 5$ м, скорость вытягивания слитка $3,38$ м/мин, расстояние между точками правки $\chi = 0,65$ м. Принимаем коэффициент кристаллизации $K_3 = 29$ мм/мин^{0,5} и коэффициент интенсивности охлаждения $\mu = 0,8$, точку перехода от радианной участка к криволинейной при $c = 0,60$, допустимую деформацию $\varepsilon_0 = 0,004$.

Полное время кристаллизации слитка составит:

$$\tau = \frac{a^2}{4 \cdot K_3} = \frac{130^2}{4 \cdot 29^2} = 4,69 \text{ мин} .$$

При $c = 0,45$ толщина корки кристаллизовалась, до момента разгиба слитка будет:

$$\delta = (a \cdot c) / 2 = (130 \cdot 0,60) / 2 = 39 \text{ мм} .$$

Время движения слитка к точке разгиба:

$$\tau_{TP} = \delta^2 / K_3^2 = 39^2 / 29^2 = 1,69 \text{ хв} .$$

Расстояние от нейтральной оси до опасного слоя:

$$y = \delta \cdot \mu = 39 \cdot 0,8 = 27,3 \text{ мм} = 0,0273 \text{ м} .$$

Время пребывания слоя деформируется, в температурном интервале хрупкости:

$$\tau_{мик} = \tau_{TP} \cdot (1 / \mu^2 - 1) = 1,69 \cdot (1 / 0,8^2 - 1) = 1,76 \text{ хв} .$$

Радиус первой точки правки слитка:

$$\begin{aligned} 1 / R_1 &= 1 / R_0 - i \cdot (\chi \cdot \varepsilon_0) / (y \cdot v \cdot \tau_{мик}) = \\ &= 1 / 7 - 1 \cdot (0,65 \cdot 0,004) / (0,0273 \cdot 3,38 \cdot 1,76) = 0,182 \text{ м}^{-1}; \end{aligned}$$

$$R_1 = 5,51 \text{ м} .$$

Аналогично рассчитываем радиусы кривизны других точек правки (табл. 5.2). Последней точкой криволинейного участка принимается та, в которой по результатам расчета получен последний положительный радиус. Получения отрицательного радиуса свидетельствует о том, что кривая перешла через горизонт и расчет следует прекратить.

Таблица 5.2 - радиусы кривизны точек правки слитка

№ точки i	1	2	3	4	5	6	7
Радиус кривизны $R_i, м$	5,51	6,13	6,91	7,93	9,3	11,2	-19,9

Определяем количество точек правки, которая соответствует количеству положительных радиусов точек правки: $n_{np} = 6$.

Расчет координат точек правки начинаем с определения координат точки конца радиальной участка кривой плавного выпрямления:

$$x_0 = R_0 - \chi \cdot n_{np}; \quad y_0 = \sqrt{R_0^2 - (\chi \cdot n_{np})^2}$$

$$x_0 = R_0 - \chi \cdot n_{np} = 5 - 0,65 \cdot 6 = 1,1 м$$

$$y_0 = \sqrt{R_0^2 - (\chi \cdot n_{np})^2} = \sqrt{5^2 - (0,65 \cdot 6)^2} = 3,12 м$$

Через эту точку проводим ось абсцисс (ось x) - угол нулевое значение оси ординат (оси y). Ось ординат проводим через точку начала дуги базового радиуса - здесь нулевое значение оси абсцисс.

Определим координаты первой точки правки. Величина абсциссы: $x_1 = x_0 + \chi = 1,1 + 0,65 = 1,75 м$.

Определяем положение координаты точки правки относительно дуги базового радиуса:

$$y_1^{R_0} = y_0 - \sqrt{R_0^2 - (R_0 - x_1)^2} = 3,12 - \sqrt{5^2 - (5 - 1,75)^2} = -0,19 м$$

Определяем величину отклонения ординаты от дуги базового радиуса:

$$\Delta y_1 = -\chi \cdot \sin \frac{\chi}{R_1} = -0,65 \cdot \frac{0,65}{5,51} = -0,14 м,$$

где $\frac{\chi}{R_1}$ - величина угла, выраженная в радианах (отношение длины дуги χ , принадлежащей окружности с радиусом R_1 и размещена между точкой конца радиального участка и точкой правки, к длине радиуса этой дуги R_1).

Для остальных точек правки (точка правки n):

$$x_n = x_{n-1} + \chi;$$

$$y_n^{R_0} = y_0 - \sqrt{R_0^2 - (R_0 - x_n)^2};$$

$$\Delta y_n = \Delta y_{n-1} - \chi \cdot \sin \frac{\chi}{R_n};$$

$$y_n = y_n^{R_0} - \Delta y_n.$$

Таблица 5.3 - Результаты расчета кривой плавного выпрямления МНЛЗ

Радиус кривизны, м	Координаты точек правки, м	
$R_1 = 5,51$	$x_1 = 0,50$	$y_1 = -0,05$
$R_2 = 6,13$	$x_2 = 1$	$y_2 = -0,09$
$R_3 = 6,91$	$x_3 = 1,5$	$y_3 = -0,12$
$R_4 = 7,93$	$x_4 = 2,0$	$y_4 = -0,15$
$R_5 = 9,3$	$x_5 = 2,5$	$y_5 = -0,18$
$R_6 = 11,2$	$x_6 = 3,0$	$y_6 = -0,20$
$R_7 = -19,9$	$x_7 = 3,5$	$y_7 = -0,19$

По полученным координатам строим технологическую ось МНЛЗ и отмечаем на ней точки правки (рис. 4.4).

Полученная технологическая ось соответствует оси слитка по его толщине, поэтому по этой оси изображаем на чертеже тело слитка в масштабе по заданным размерам. На теле слитка также следует изобразить границы секций ЗВО по принятой их величине, а над начальной точкой технологической оси в масштабе схематично изобразить кристаллизатор.

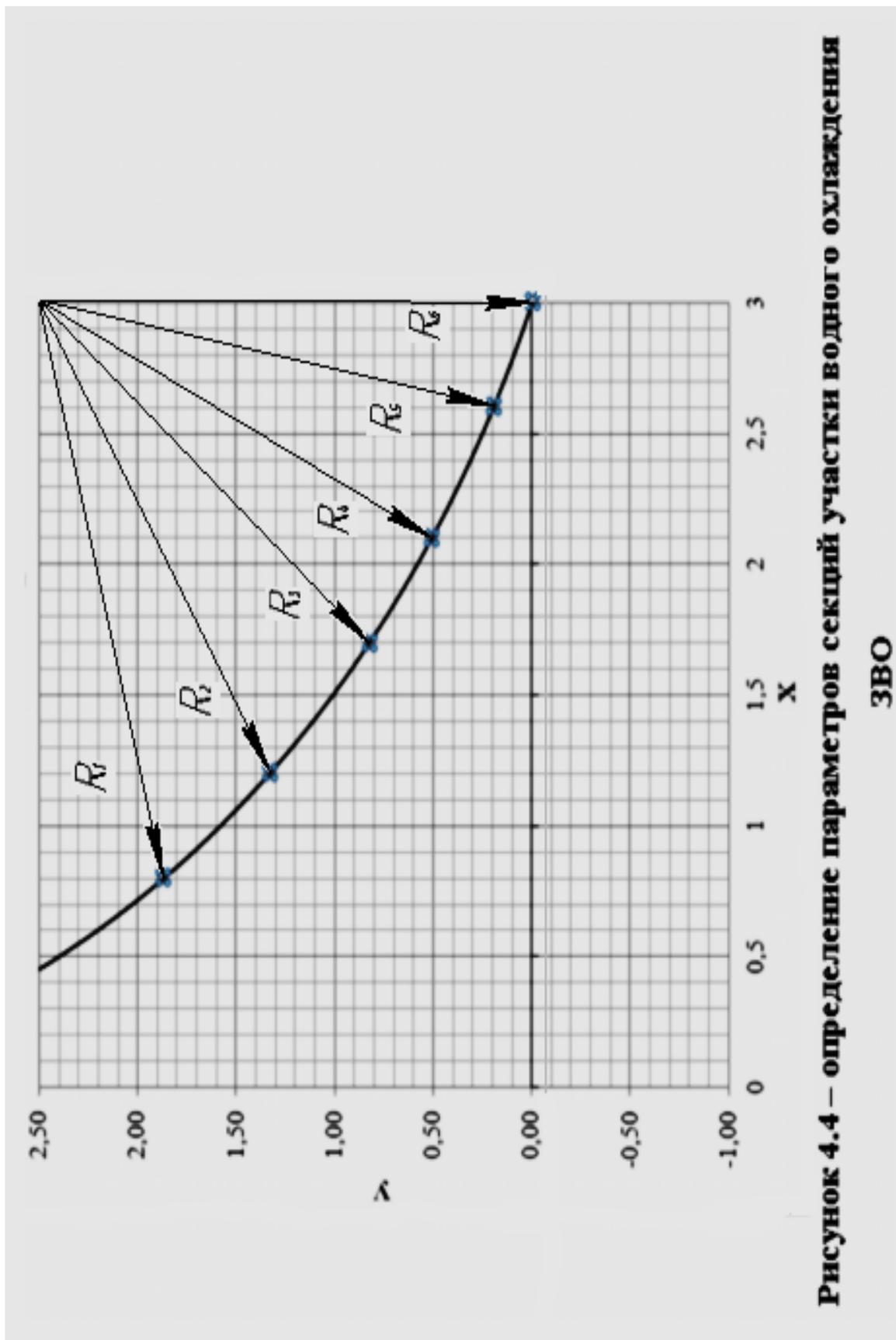


Рисунок 4.4 – определение параметров секций участка водного охлаждения

ЗВО

Рисунок 4.4 - Технологическая ось МНЛЗ с точками правки

Практична работа №30

Тема: «Производительность, состав МНЛЗ, пропускная способность и время разливки»

Цель: Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Теория и технология разливки стали" программы дисциплины.

Научиться правильно выбирать производительность, состав мнлз, пропускную способность и время разливки

Использовать полученные знания и навыки во время выполнения курсовых и дипломных проектов.

Тоеретическое обоснование

Пропускная способность МНЛЗ для заданного профиля слитка или заготовки отливается, рассчитывается по формуле [2,3], $m / год$

$$P_i = 1440 \cdot n \cdot M \cdot \Phi \cdot \varphi_1 / (n \cdot \tau_1 + \tau_2) .$$

Пропускная способность установленной МНЛЗ равна, $m / год$

$$P = \sum_{i=1}^m P_i \cdot k_i,$$

где P_i – пропускная способность при разливке заготовок определенного сечения, $m / год$;

k_i – доля заготовок данного типоразмера, выливается на МНЛЗ, доли единицы;

n – Количество плавков в серии при разливке методом плавка на плавку;

M – масса металла, ровная емкости сталеразливочного ковша, t ;

Φ – фонд времени работы установки непрерывной разливки стали, $сутки$;

τ_1 – время разливки стали из сталеразливочного ковша, $мин$;

τ_2 – пауза, время подготовки машины к приему плавки без изменения размеров слитка, $мин$;

$n \cdot \tau_1 + \tau_2$ – цикл разливки плавки, $мин$;

N – число ручьев МНЛЗ;

φ_1 – коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования (для слабых машин 0,9, для сортовых и блюмов 0,85).

Продолжительность разливки одного ковша определяется сечением заготовки, маркой стали, типом машины и может быть определена по формуле

$$\tau_1 = M / (N \cdot v \cdot m_{ног} \cdot \varphi_2),$$

где M – Масса металла в ковше $кг$;

N – Количество ручьев;

v – скорость разливки (вытягивания) заготовки, $м / мин$;

$m_{ног} = a \cdot b \cdot \rho$ – масса 1 (погонного) заготовки, $кг$;

a и b – толщина и ширина заготовки;

ρ – плотность стали, $кг / м^3$;

$\varphi_2 = 0,9$ – коэффициент, учитывающий потери времени (задержки) при разливке.

Продолжительность разливки не должна превышать максимально допустимого времени разливки из сталеразливочных ковшей. Максимально допустимая

продолжительность разливки обусловлена тепловыми потерями и для ковша емкостью 220 т составляет:

$$\tau_3 \leq 12 \cdot \sqrt{M} - 0,3 \cdot M - 12 \leq 12 \cdot \sqrt{220} - 0,3 \cdot 220 - 12 = 100 \text{ мин.}$$

Количество ручьев МНЛЗ и количество машин в отделении определяются в зависимости от сортамента стали, разливается, и приятно слитка, вместимости сталеплавильного агрегата и ритма подачи сталеразливочных ковшей в отделение. При выборе МНЛЗ для определения количества ручьев следует пользоваться выражением

$$N \geq M / (\rho \cdot \varphi_2 \cdot v \cdot a \cdot b \cdot \tau_3),$$

где τ_3 – допустимое время разливки, *мин*.

Следует учитывать, что увеличение числа ручьев усложняет конструкцию и обслуживание МНЛЗ, увеличивает необходимую площадь под МНЛЗ и капитальные расходы. Уменьшение количества ручьев МНЛЗ ведет к увеличению количества установленных в цехе МНЛЗ и соответственно к росту капитальных затрат.

Количество МНЛЗ в отделении непрерывной разливки стали составляет

$$B = B_1 + B_2 ,$$

где B_1, B_2 - Количество работающих и резервных машин соответственно.

В случае работы МНЛЗ с разливкой плавок сериями методом плавка на плавку количество машин определяется как

$$B_1 = \tau_1 / \tau_p + 1,$$

где τ_p – ритм подачи ковшей в отделение.

Следует отметить, что кратность подачи τ_1 / τ_p ковшей в отделение должна быть целым числом, в противном случае необходимо изменить продолжительность разливки стали на МНЛЗ за счет изменения скорости разливки или состава МНЛЗ.

Количество резервных машин может быть найдена как:

$$B_2 = (T \cdot B_1) / 365 ,$$

где $T = (365 - \Phi)$ – продолжительность всех видов ремонтов, *суток*.

Определим количество МНЛЗ и их производительность в составе конвертерного цеха, состоящий из трех конвертеров емкостью $M = 50 \text{ т}$. Металл разливается на заготовки сечением $130 \times 130 \text{ мм}$. Стали - низкоуглеродистые обыкновенного качества, легированные и низколегированные конструкционные. Продолжительность плавки в конвертере $\tau_{пл} = 33 \text{ хв.}$; $\varphi_1 = 0,8, \varphi_2 = 0,9$. Плотность стали $\rho = 7318 \text{ кг/м}^3$. Фонд времени работы МНЛЗ $\Phi = 315$ суток. Продолжительность паузы между сериями τ_2 составляет 60 мин . Количество плавок в серии при разливке методом плавка на плавку $n = 20$. Продолжительность всех видов ремонтов $T = 365 - 315 = 50 \text{ суток}$.

Согласно предварительным расчетам скорость разливки стали в заготовки сечением $130 \times 130 \text{ мм}$ составляет $v = 3,38 \text{ м/мин}$.

Кислородно-конвертерный цех работает по системе: два конвертера в работе, один в резерве. Ритм подачи ковшей в отделение непрерывной разливки стали составит $\tau_p = \tau_{пл} / n_{кк} = 33 / 2 = 16,5 \text{ хв.}$ ($n_{кк}$ – количество работающих конвертеров), на производительность конвертерного цеха по жидкой стали

$$P_{ккц} = (1440 \cdot M / \tau_p) \cdot 365 = 1440 \cdot 220 / 16,5 \cdot 365 = 70080000 \text{ т/год}.$$

Состав МНЛЗ (количество ручьев) при допустимом времени разливки $\tau_3 = 60 \text{ мин}$ составит

$$N \geq \frac{M}{\rho \cdot a \cdot b \cdot v \cdot \tau_3} = \frac{220 \times 10^3}{7318 \cdot 0,130 \cdot 0,130 \cdot 3,38 \cdot 60 \cdot 0,9} = 2,21.$$

Принимаем к установке машины с тремя ручьями.

Время разливки τ_1 на трехручьевой МНЛЗ при скорости разливки $v = 3,38 \text{ м/мин}$ будет

$$\tau_1 = \frac{M}{N \cdot v \cdot \rho \cdot a \cdot b} = \frac{220 \times 10^3}{5 \cdot 3,38 \cdot 7318 \cdot 0,130 \cdot 0,130 \cdot 0,90} = 44,24 \text{ мин.}$$

Рассчитанного времени τ_1 не хватает поэтому принимаем продолжительность разливки $\tau_1 = 44,24 \text{ хв.}$ Кратность разливки τ_1 / τ_p составит $44,24 / 16,5 = 6$, тогда уточнена скорость разливки составит

$$v^* = \frac{M}{N \cdot \tau_1 \cdot \rho \cdot a \cdot b \cdot \phi_2} = \frac{1220 \times 10^3}{5 \cdot 44,24 \cdot 7318 \cdot 0,130 \cdot 0,130 \cdot 0,90} = 2,49 \text{ м/мин.}$$

Пропускная способность (мощность) МНЛЗ при разливке стали сериями по 20 плавок составит

$$P = \frac{1440 \cdot n \cdot M \cdot \Phi \cdot \phi_1}{n \cdot \tau_1 + \tau_2} = \frac{1440 \cdot 20 \cdot 50 \cdot 315 \cdot 0,80}{20 \cdot 44,24 + 60} = 281714 \text{ т/год}.$$

Количество работающих МНЛЗ

$$B_1 = \tau_1 / \tau_p + 1 = 44,24 / 16,5 + 1 = 3.$$

Производительность установленной МНЛЗ:

$$P^{ум} = P_{ккц} / B = 3504000 / 3 = 1168000 \text{ т/год}.$$

Приложение к практическим работам №21-27

№ п/п	Задание	Значение параметра
1	Вариант	Пример
2	Марка разливаемой стали	08
3	Толщина слитка, мм	130
4	Ширина слитка, мм	130
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,006
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,7
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,6
9	Расстояние между точками правки, м	0,5
10	Количество плавов в серии, шт.	20
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	50
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	60
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	290
15	Длительность плавки, мин.	30
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	26,5
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	255
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	800
20	Длина секции ЗВО, м	1,0
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	2,0

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	1
2	Марка разливаемой стали	09Г2С
3	Толщина слитка, мм	150
4	Ширина слитка, мм	150
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,008
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,75
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,6
9	Расстояние между точками правки, м	0,45
10	Количество плавов в серии, шт.	25
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	150
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	50
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	300
15	Длительность плавки, мин.	31
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	679
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	29,7
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260

19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	850
20	Длина секции ЗВО, м	1,2
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,5

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	2
2	Марка разливаемой стали	1006
3	Толщина слитка, мм	220
4	Ширина слитка, мм	1100
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,0
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,008
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,85
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,45
9	Расстояние между точками правки, м	0,75
10	Количество плавов в серии, шт.	20
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	300
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ ₁	0,9
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	55
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	310
15	Длительность плавки, мин.	42
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при t=1100÷1600 °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при t=900÷1200 °С)	26,5
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	255
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	800
20	Длина секции ЗВО, м	2,1
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	4,2
№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	3
2	Марка разливаемой стали	15ХСНД
3	Толщина слитка, мм	200
4	Ширина слитка, мм	200
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,0
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,006
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,75
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,5
10	Количество плавов в серии, шт.	25
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	160
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ ₁	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	45
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	305
15	Длительность плавки, мин.	31
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при t=1100÷1600 °С)	679
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при t=900÷1200 °С)	30,1
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	265
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	860
20	Длина секции ЗВО, м	1,5
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	0,9

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	4
2	Марка разливаемой стали	20Х
3	Толщина слитка, мм	175
4	Ширина слитка, мм	175

5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,95
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,007
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,75
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,4
10	Количество плавков в серии, шт.	30
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	180
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	50
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	310
15	Длительность плавки, мин.	32
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	648
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	28,2
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	820
20	Длина секции ЗВО, м	2,8
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,3

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	5
2	Марка разливаемой стали	35Г2
3	Толщина слитка, мм	250
4	Ширина слитка, мм	270
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,05
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,003
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,8
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,45
9	Расстояние между точками правки, м	0,6
10	Количество плавков в серии, шт.	40
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	230
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	55
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	305
15	Длительность плавки, мин.	33
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	648
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	28,2
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	875
20	Длина секции ЗВО, м	2,5
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,0

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	6
2	Марка разливаемой стали	1Л20
3	Толщина слитка, мм	200
4	Ширина слитка, мм	1350
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,0
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,006
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,85
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,65
10	Количество плавков в серии, шт.	22
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	300
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,9
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	50

14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	310
15	Длительность плавки, мин.	40
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при t=1100÷1600 °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при t=900÷1200 °С)	27,0
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	805
20	Длина секции ЗВО, м	2,6
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	4,2

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	7
2	Марка разливаемой стали	1С26
3	Толщина слитка, мм	250
4	Ширина слитка, мм	1600
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,0
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,005
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,8
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,6
10	Количество плавов в серии, шт.	27
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	270
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ ₁	0,9
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	55
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	305
15	Длительность плавки, мин.	37
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при t=1100÷1600 °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при t=900÷1200 °С)	26,5
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	800
20	Длина секции ЗВО, м	2,9
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	4,8

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	8
2	Марка разливаемой стали	1015
3	Толщина слитка, мм	200
4	Ширина слитка, мм	1000
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,0
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,006
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,8
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,5
9	Расстояние между точками правки, м	0,65
10	Количество плавов в серии, шт.	28
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	280
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ ₁	0,9
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	50
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	314
15	Длительность плавки, мин.	39
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при t=1100÷1600 °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при t=900÷1200 °С)	27,0
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	810
20	Длина секции ЗВО, м	2,95
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	5,0

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	9
2	Марка разливаемой стали	S235JRG2
3	Толщина слитка, мм	300
4	Ширина слитка, мм	1300
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,0065
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,8
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,5
9	Расстояние между точками правки, м	0,6
10	Количество плавов в серии, шт.	30
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	290
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,9
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	53
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	307
15	Длительность плавки, мин.	40
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	27,5
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	800
20	Длина секции ЗВО, м	2,85
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	4,7

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	10
2	Марка разливаемой стали	1020
3	Толщина слитка, мм	300
4	Ширина слитка, мм	1200
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,0
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,005
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,8
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,5
9	Расстояние между точками правки, м	0,65
10	Количество плавов в серии, шт.	24
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	300
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,9
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	59
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	308
15	Длительность плавки, мин.	42
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	28,0
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	255
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	810
20	Длина секции ЗВО, м	3,2
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	5,2

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	11
2	Марка разливаемой стали	09Г2Д
3	Толщина слитка, мм	180
4	Ширина слитка, мм	180
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,95
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,007
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,75
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55

9	Расстояние между точками правки, м	0,4
10	Количество плавков в серии, шт.	25
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	150
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	45
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	305
15	Длительность плавки, мин.	31
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	679
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	29,9
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	270
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	840
20	Длина секции ЗВО, м	1,7
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	2,5

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	12
2	Марка разливаемой стали	38ХС
3	Толщина слитка, мм	210
4	Ширина слитка, мм	210
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,95
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,004
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,75
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,5
10	Количество плавков в серии, шт.	30
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	180
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	45
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	300
15	Длительность плавки, мин.	32
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	648
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	28,1
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	255
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	855
20	Длина секции ЗВО, м	2,6
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,2

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	13
2	Марка разливаемой стали	Ст. 30
3	Толщина слитка, мм	105
4	Ширина слитка, мм	105
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,004
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,7
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,6
9	Расстояние между точками правки, м	0,35
10	Количество плавков в серии, шт.	20
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	50
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	50
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	305
15	Длительность плавки, мин.	30
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	26,5

18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	265
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	860
20	Длина секции ЗВО, м	1,7
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,3

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	14
2	Марка разливаемой стали	20ХГ2Ц
3	Толщина слитка, мм	190
4	Ширина слитка, мм	190
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,0
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,006
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,75
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,5
10	Количество плавов в серии, шт.	30
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	180
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	55
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	310
15	Длительность плавки, мин.	32
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	679
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	29,8
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	270
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	850
20	Длина секции ЗВО, м	1,8
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,4

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	15
2	Марка разливаемой стали	30Х
3	Толщина слитка, мм	205
4	Ширина слитка, мм	205
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,05
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,004
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,8
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,45
9	Расстояние между точками правки, м	0,65
10	Количество плавов в серии, шт.	40
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	220
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	60
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	315
15	Длительность плавки, мин.	33
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	648
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	28,3
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	265
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	820
20	Длина секции ЗВО, м	2,9
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,5

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	16
2	Марка разливаемой стали	20Х

3	Толщина слитка, мм	250
4	Ширина слитка, мм	270
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,95
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,007
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,75
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,4
10	Количество плавов в серии, шт.	30
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	180
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	50
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	310
15	Длительность плавки, мин.	32
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	648
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	28,2
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	820
20	Длина секции ЗВО, м	2,8
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	2,3

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	17
2	Марка разливаемой стали	Ст. 40
3	Толщина слитка, мм	250
4	Ширина слитка, мм	280
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,004
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,7
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,45
10	Количество плавов в серии, шт.	20
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	100
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	40
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	305
15	Длительность плавки, мин.	30
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	27,5
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	850
20	Длина секции ЗВО, м	2,5
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	2,7

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	18
2	Марка разливаемой стали	15ХСНД
3	Толщина слитка, мм	100
4	Ширина слитка, мм	100
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,0
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,006
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,75
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,5
10	Количество плавов в серии, шт.	25
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	160

12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	45
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	305
15	Длительность плавки, мин.	31
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	679
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	30,1
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	265
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	860
20	Длина секции ЗВО, м	1,5
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	0,9

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	19
2	Марка разливаемой стали	09Г2С
3	Толщина слитка, мм	110
4	Ширина слитка, мм	110
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,008
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,75
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,6
9	Расстояние между точками правки, м	0,45
10	Количество плавок в серии, шт.	25
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	150
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	50
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	300
15	Длительность плавки, мин.	31
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	679
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	29,7
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	850
20	Длина секции ЗВО, м	1,2
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,5

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	20
2	Марка разливаемой стали	Ст. 35
3	Толщина слитка, мм	100
4	Ширина слитка, мм	100
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,004
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,7
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,65
10	Количество плавок в серии, шт.	20
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	100
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	60
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	290
15	Длительность плавки, мин.	30
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	27,0
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	255
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	800

20	Длина секции ЗВО, м	1,5
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	2,0

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	21
2	Марка разливаемой стали	Ст. 15
3	Толщина слитка, мм	120
4	Ширина слитка, мм	120
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,006
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,7
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,6
9	Расстояние между точками правки, м	0,5
10	Количество плавков в серии, шт.	20
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	50
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	60
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	290
15	Длительность плавки, мин.	30
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	27,5
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	265
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	800
20	Длина секции ЗВО, м	1,0
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	2,0

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	22
2	Марка разливаемой стали	Ст. 10
3	Толщина слитка, мм	125
4	Ширина слитка, мм	125
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,006
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,7
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,6
9	Расстояние между точками правки, м	0,5
10	Количество плавков в серии, шт.	20
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	50
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	60
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	290
15	Длительность плавки, мин.	30
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	27,0
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	850
20	Длина секции ЗВО, м	1,0
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	2,0

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	23
2	Марка разливаемой стали	Ст. 08
3	Толщина слитка, мм	130

4	Ширина слитка, мм	130
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,9
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,006
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,7
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,6
9	Расстояние между точками правки, м	0,5
10	Количество плавков в серии, шт.	20
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	50
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	60
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	290
15	Длительность плавки, мин.	30
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	26,5
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	255
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	800
20	Длина секции ЗВО, м	1,0
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	2,0

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	24
2	Марка разливаемой стали	HSLA-0655
3	Толщина слитка, мм	220
4	Ширина слитка, мм	1350
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	0,95
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,008
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,85
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,55
9	Расстояние между точками правки, м	0,65
10	Количество плавков в серии, шт.	19
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	280
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,9
13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	60
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	315
15	Длительность плавки, мин.	39
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при $t=1100\div 1600$ °С)	650
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при $t=900\div 1200$ °С)	26,5
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	255
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	800
20	Длина секции ЗВО, м	3,0
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	4,0

№ п/п	Заданный параметр	Значение параметра
1	Вариант	25
2	Марка разливаемой стали	35Г2
3	Толщина слитка, мм	175
4	Ширина слитка, мм	175
5	Эффективная длина кристаллизатора, м	1,05
6	Допустимая деформация слоев металла в температурном интервале хрупкости	0,003
7	Коэффициент, учитывающий интенсивность охлаждения слитка в ЗВО	0,8
8	Относительная толщина закристаллизовавшейся корки	0,45
9	Расстояние между точками правки, м	0,6
10	Количество плавков в серии, шт.	40
11	Садка конвертеров, масса разливаемого металла в ковше, т	230
12	Коэффициент, учитывающий степень загрузки оборудования МНЛЗ, φ_1	0,85

13	Длительность пауз между сериями для подготовки МНЛЗ к разливке, мин.	55
14	Фонд рабочего времени эксплуатации МНЛЗ, сут.	305
15	Длительность плавки, мин.	33
16	Теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг×К) (при t=1100÷1600 °С)	648
17	Теплопроводность стали, Вт/(м×К) (при t=900÷1200 °С)	28,2
18	Скрытая теплота затвердевания, кДж/кг	260
19	Температура поверхности заготовки в конце затвердевания, °С	875
20	Длина секции ЗВО, м	2,5
21	Расстояние от нижнего среза кристаллизатора до секции, м	1,0

Дополнение 1 Химический состав ферросплавов

№ п.п	Наименование	Марка	ДСТУ	Химический состав, %								
				C	Si	Mn	P	S	Al	Cr	Fe	другие элемен.
1	Fe Si	ФМн 78	3547-97	6,50	1,00	78,00	0,30	0,03	-	-	14,17	следы
2	Fe Si	ФМн 90	3547-97	0,40	0,80	90,00	0,25	0,02	-	-	8,53	следы
3	Fe Si	ФС 45	1415-78	0,20	45,00	0,60	0,05	0,02	2,00	0,50	51,63	следы
4	Fe Si	ФС 25	1415-78	0,60	25,00	0,80	0,06	0,02	1,00	1,00	71,52	следы
5	Si Mn	Мн С17	3548-97	1,70	17,00	74,00	0,10	0,03	-	-	7,17	следы
6	Al (ч.втор)	АВ 87	3753-98	-	4,00	-	-	-	87,0	-	1,90	Си = 3,80 Zn = 3,30
7	Al (ч.перв)	А7	11070-74	-	0,14	-	-	-	99,70	-	0,10	Си = 0,01 Zn = 0,04 Ti = 0,01
8	Ферротитан	ФТИ 25	4761-91	1,00	17,50	-	0,08	0,08	15,00	-	41,34	Ti = 25,00
9	Феррохром	ФХ70	4757-91	0,37	1,50	-	0,05	0,03	0,05	70,00	28,00	следы
10	Феррофосфор	ФФ 25-1	ТУ301-06-23-90	-	1,00	6,0	25,0	0,30	-	-	67,70	следы
11	Феррованадий	Ф Вд 50 У 0,4	27130-94	-	-	-	-	-	-	-	50,00	V=50,00
12	Никель	НЗ	849-70	0,10	-	-	-	0,03	-	-	0,67	Ni=98,60 Si=0,60
13	Медь	М1	859-78	-	-	-	-	-	-	-	0,10	Si=99,90

Примечание: полные сведения по легирующим материалам см. ТИ 226 СТ.М-08-2000.

Дополнение 2. Нормы расхода алюминия и ферротитана для раскисления спокойной и низколегированной стали (согласно ТИ-226-Ст. М-01-03)

№ п.п.	Марка стали	ГОСТ, ТУ, ВКН	Н о р м ы р а с х о д а , кг/т	
			Алюминий АВ 87	Ферротитан ФТИ 25
1	10, 15, 20	1050-88	1,00	-
2	25, 30	1050-88	0,30	-
3	3сп	380-94	0,35	-
4	4сп	380-94	0,30	-
5	5сп, 65Г	380-94	0,30	-
6	09Г2	19281-89	1,00	-
7	09Г2Д	19281-89	1,00	-
8	09Г2Т	ТУ 14-2-141-74	1,00	2,0
9	09Г2С	19281-89	1,00	0,8 - 2,0
10	12ГС	19281-89	1,00	0,50
11	16ГС	19281-89	1,00	0,50
12	14Г2	19281-89	1,00	0,50
13	10ХНДП	19281-89	2,0-2,5	-
14	20Г	ТУ 14-1-4484-88	1,5-2,0	-

Дополнение 3 Угар элементов из раскислителей и легирующих материалов (согл. ТИ 226-Ст. М-01-03)

Тип стали	Раскислитель	Содержание углерода, %	Угар элементов, %			
			С	Si	Мп	другие элементы
Кипящая	Ферромарганец	до 0,12	20-25	60-70	35-50	
		0,12-0,16	17-22	55-60	30-50	
		0,17 и более	14-18	50-55	15-20	
Полуспокойная	Ферромарганец и Ферросилиций	до 0,12	17-35	50-65	35-50	
		0,12 и более	10-17	40-50	30-45	
Спокойная и низколегированная	Ферромарганец и богатый Ферросилиций	до 0,10	17-22	25-30	10-20	
		0,11-0,16	15-20	20-25	5-15	
		0,17 и более	12-16	15-20	5-10	
	Силикомарганец		5-10	5-15	10-20	
	Алюминий		-----	3-8	----	Al =65-85
	Ферротитан		3-5	3-5	----	Ti =30-50
	Феррохром		3-5	3-5	5-10	Cr =25
	Феррованадий		3-5	-	-	V=25
Феррофосфор		-	30-40	5-10	P =15	

Примечание: при выборе % угара элемента необходимо брать фактический данные расход раскислителей и легирующих по цеху с паспортов плавов данной марки стали на используемом плавильном агрегате.

Дополнение 4 Расчетное содержание марганца в металле в зависимости от температуры на выпуске плавки из кислородного конвертора, %.

Тем-ра мет (град С)	Тем-ра мет (град К)	6440/К-2,95	Lg(Kmn)	Содержание марганца $7/(14,725 \cdot \lg Kmn)$
1580	1853	0,525445224	3,35309	0,142
1585	1858	0,516092573	3,281652	0,145
1590	1863	0,506790123	3,212108	0,148
1595	1868	0,497537473	3,144398	0,151
1600	1873	0,488334223	3,078465	0,154
1605	1878	0,479179979	3,014255	0,158
1610	1883	0,470074349	2,951715	0,161
1615	1888	0,461016949	2,890793	0,164
1620	1893	0,452007396	2,83144	0,168
1625	1898	0,443045311	2,773609	0,171
1630	1903	0,434130321	2,717255	0,175
1635	1908	0,425262055	2,662331	0,179
1640	1913	0,416440146	2,608796	0,182
1645	1918	0,407664234	2,556609	0,186
1650	1923	0,398933957	2,505728	0,19

Дополнение 5 Примерный расход раскислителей и легирующих элементов согласно практическим данным

№ п.п.	Марка стали	Содержание химических элементов, %			Расход раскислителей и легирующих, т									
		С	Mn	Si	FeMn		FeSi		SiMn		Al		Других легирующих, кг	
					На ков	На 100к	На ков	На 100к	На ков	На 100к	На ков	На 100кг	На ковш	На 100кг
1	10	0,07-0,14	0,35-0,65	0,17-0,37	1,5	0,60	1,5	0,60	-	-	250	0,100	-	-
2	15	0,12-0,19	0,35-0,65	0,17-0,37	1,5	0,60	1,5	0,60	-	-	250	0,100	-	-
3	20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	1,5	0,60	1,5	0,60	-	-	250	0,100	-	-
4	25	0,22-0,30	0,50-0,80	0,17-0,37	2,0	0,80	1,6	0,64	-	-	250	0,100	-	-
5	30	0,27-0,35	0,50-0,80	0,17-0,37	2,0	0,80	1,6	0,64	-	-	250	0,100	-	-
6	Ст 2сп	0,09-0,15	0,25-0,50	0,15-0,30					-	-	250	0,100	-	-
7	Ст 3сп	0,14-0,22	0,40-0,65	0,15-0,30	1,5	0,60	1,5	0,60	-	-	250	0,100	-	-
8	Ст 4сп	0,18-0,27	0,40-0,70	0,15-0,30	1,5	0,60	1,5	0,60	-	-	250	0,100	-	-
9	Ст 5сп	0,28-0,37	0,50-0,80	0,15-0,35	2,0	0,80	1,6	0,64	-	-	250	0,100	-	-
10	Ст 45	0,42-0,50	0,50-0,80	0,17-0,37	2,0	0,80	1,6	0,64	-	-	250	0,100	-	-
11	Ст 55	0,52-0,60	0,50-0,80	0,17-0,37	2,0	0,80	1,6	0,64	-	-	75	0,030	-	-
12	09Г2 св	н.б.0,12	1,4-1,8	0,17-0,37	1,6	0,64	-	-	4,6	1,84	250	0,100	-	-
13	09Г2Д	н.б.0,12	1,4-1,8	0,17-0,37	1,6	0,64	-	-	4,6	1,84	250	0,100	Си-500	0,20
14	09Г2Т	н.б.0,12	1,3-1,7	0,40-0,80	-	-	1,8	0,72	5,65	2,26	250	0,100	Ti250 70%	0,10
15	09Г2С	н.б.0,12	1,3-1,7	0,5-0,8	-	-	1,8	0,72	5,65	2,26	250	0,100	Ti150 70%	0,60
16	12ГС	0,09-0,15	0,8-1,2	0,5-0,8	1,0	0,40	3,1	1,24	2,45	0,98	250	0,100	Ti125 35%	0,50
17	16ГС	0,12-0,18	0,9-1,2	0,4-0,7	1,0	0,40	3,1	1,24	2,45	0,98	250	0,100	Ti125 35%	0,50
18	14Г2	0,12-0,18	1,2-1,6	0,17-0,37	1,6	0,64	-	-	5,65	2,26	250	0,100	Ti125 35%	0,50
19	10ХНДП	н.б. 0,12	0,3-0,6	0,17-0,37	1,3	0,52	1,3	0,52	-	-	500	0,200	Си200- 1200 Ni450- 1300 FeCr 4-5г FeP 1,5-2,5	0,24 0,28 1,80 0,80
20	20Г	0,17-0,24	0,7-1,0	0,17-0,37	2,8	1,12	1,5	0,60	-	-	200	0,080	-	-
21	08ГСЮТ	н.б. 0,08	0,6-0,9	0,2-0,6	-	-	1,3	0,52	3,3	1,32	550	0,220	Ti300 70%	0,12
22	65Г	0,62-0,70	0,9-1,2	0,17-0,37	-	-	-	-	3,4	1,36	75	0,030	-	-

№ п.п.	Марка стали	ГОСТ, ТУ, ВКН	Содержание химических элементов, %			Расход раскислителей и легирующих по усредненным данным плавков марок стали			
			С	Мп	Si	FeMп, т на ковш	FeMп, кг на 100 кг мет	других раск на 100 кг мет	% угара Мп из FeMп
1	08кп	9045-93	н.б. 0,10	н.б. 0,40	н.б.0,03	0,8 – 1,1	0,400-0,450	-	40
2	08кп	4041-71	н.б. 0,10	0,25-0,45	н.б.0,03	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	30
3	08кп х/к	внут.ком нормы	0,06-0,08	0,30-0,43	н.б.0,03	1,0 – 1,3	0,440-0,500	-	30
4	08кп г/к	внут.ком	0,06-0,11	0,30-0,43	н.б.0,03	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	30
5	08кп под-кат д.жест	внут.ком нормы	н.б. 0,09	0,25-0,40	н.б.0,03	1,0 – 1,3	0,440-0,500	-	30
6	08кп	1050-88	0,05-0,11	0,25-0,50	н.б.0,03	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
7	10кп	1050-88	0,07-0,14	0,25-0,50	н.б.0,07	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
8	15кп	1050-88	0,12-0,19	0,25-0,50	н.б.0,07	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
9	20кп	1050-88	0,17-0,24	0,25-0,50	н.б.0,07	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
10	Ст 1 кп	380-94	0,06-0,12	0,25-0,50	н.б.0,05	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
11	Ст 2 кп	380-94	0,09-0,15	0,25-0,50	н.б.0,05	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
12	Ст 3 кп	380-94	0,14-0,22	0,30-0,60	н.б.0,05	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
13	Ст 4 кп	380-94	0,18-0,27	0,40-0,70	н.б.0,05	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
14	08пс х/к	внут.ком	0,06-0,08	0,25-0,43	н.б.0,03	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
15	08пс г/к	внут.ком	0,06-0,11	0,25-0,43	н.б.0,03	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
16	08пс под-кат д.жест	внут.ком нормы	0,05-0,08	0,25-0,40	н.б.0,03	1,0 – 1,3	0,440-0,500	-	30
17	08псКрКЗ	внут.ком	0,07-0,09	0,30-0,40	н.б.0,01	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	30
18	08пс.д.ема ль.посуд	ТУ14.15-202-89	н.б.0,08	0,20-0,40	н.б.0,03	1,0 – 1,3	0,440-0,500	-	30
19	08пс	9045-93	н.б.0,09	н.б.0,45	н.б.0,04	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	30
20	08пс	1050-88	0,05-0,11	0,35-0,65	н.б.0,05	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	30
21	08пс	4041-71	н.б.0,09	0,25-0,45	н.б.0,04	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	30
22	10пс	1050-88	0,07-0,14	0,35-0,65	н.б.0,05	1,3 – 1,8	0,500-0,650	-	35
21	15пс	1050-88	0,12-0,19	0,35-0,65	н.б.0,05	1,3 – 1,8	0,500-0,650	-	35
22	20пс	1050-88	0,17-0,24	0,35-0,65	н.б.0,05	1,3 – 1,8	0,500-0,650	-	35
23	25пс	4041-71	0,22-0,27	0,25-0,50	н.б.0,03	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
24	Ст1пс	380-94	0,06-0,12	0,25-0,50	н.б.0,05	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
25	Ст2пс	380-94	0,09-0,12	0,25-0,50	н.б.0,05	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
26	Ст3пс	380-94	0,14-0,22	0,40-0,65	н.б.0,05	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
27	Ст4пс	380-94	0,18-0,27	0,40-0,70	н.б.0,05	1,0 – 1,5	0,440-0,600	-	35
28	Ст5пс	380-94	0,28-0,37	0,50-0,80	н.б.0,05	1,5 – 2,0	0,550-0,7 00	-	35
29	08Ю	9045-93	н.б.0,07	н.б.0,35	н.б.0,03	1,0 – 1,2	0,440-0,500	Al 0,10-0,15	35
30	08Ю экс-рулонов	ТУ 14-4-428-98	н.б.0,07	н.б.0,35	н.б.0,03	1,0 – 1,5	0,440-0,500	Al 0,10-0,15	35
31	08Ю	4041-71	н.б.0,10	0,25-0,45	н.б.0,03	1,0 – 1,5	0,440-0,600	Al 0,10-0,15	35
32	08Ю для облицов.	внут.ком нормы	н.б.0,07	0,20-0,35	н.б.0,01	1,0 – 1,5	0,440-0,600	Al 0,10-0,15	35

Дополнение 6 Изменение температуры металла при введении твердых добавок
в ковш 250т, 1кг/т.

№ п.п.	Материал	Изменение температуры, °С
1	Порошковая проволока силикокальция	-2,0
2	Порошок силикокальция	-3,20
3	Известь 93% СаО	-3,1
4	Порошок ТШМ (известь + плавиковый шпат)	-3,1
5	Глинозем	-2,5 –3,0
6	Ферромарганец ФМн65	-2,74
7	Ферромарганец ФМн78	-1,77
8	Алюминий (катанка)	+2,22
9	Ферротитан ФТи25	-0,68
10	Силикомарганец СМн17	-1,70
11	Ферросилиций ФС45	-1,03
12	Ферросилиций ФС75	+0,49
13	Феррованадий ФВд50	-0,89
14	Охладители: сечка, сляб	-1,78
	Ферротитан	-1,23
	Науглероживатель	-4,5-6,4

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Теория конструкции и расчеты металлургических печей: В 2 т. - 2-е изд., перераб. и доп. / под ред. В.А. Кривандина – М.: Металлургия, 1986. – 394 с.
2. Машины и агрегаты металлургических заводов. В 3 т. / под ред. А.И. Целикова - М.: Металлургия, 1988. Т.2. – 432 с.
3. Подручный сталевара широкого профиля. / под ред. И.И. Борнацкого – М.: Металлургия, 1986. – 426 с.
4. Еднерал Ф.П., Филиппов А.Ф. Расчеты по электрометаллургии стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1962. – 230 с.
5. Еднерал Ф.П. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1977. – 488 с.
6. Поволоцкий Д.Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1989. – 345 с.