

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ
Белорусский национальный технический университет

Кафедра «Металлургические технологии»

РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ

Учебно-методическое пособие
для студентов специальности 1-42 01 01
«Металлургическое производство и материалобработка»

В 3 частях

Часть 1

РАСЧЕТ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Минск
БНТУ
2015

УДК 669.045
ББК 34.3я7
Р24

Авторы:

*И. А. Трусова, П. Э. Ратников, Д. В. Менделев,
С. М. Кабишов, Г. А. Румянцева*

Рецензенты:

А. А. Шипко, Б. М. Немененок

Расчет и проектирование металлургических печей : учебно-методическое пособие для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка» : в 3 ч. / И. А. Трусова [и др.]. – Минск : БНТУ, 2015— . – Ч. 1 : Расчет дуговой сталеплавильной печи. – 2015. – 58 с.
ISBN 978-985-550-724-7 (Ч. 1).

Учебно-методическое пособие «Расчет и проектирование металлургических печей» в 3-х частях. Часть 1 «Расчет дуговой сталеплавильной печи» для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка» дневной и заочной форм обучения предназначено для закрепления теоретических знаний при изучении курса, а также для приобретения практических навыков по расчету технологии и оборудования металлургического производства.

**УДК 669.045
ББК 34.3я7**

**ISBN 978-985-550-724-7 (Ч. 1)
ISBN 978-985-550-725-4**

© Белорусский национальный
технический университет, 2015

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время для выплавки стали применяют кислородные конвертеры и дуговые электропечи, а также открытые и вакуумные индукционные печи. Доля электростали в общем производстве стали постоянно возрастает, к 2020 году по прогнозам она составит более 30 %. Основное количество электростали выплавляют в дуговых печах.

Среди дуговых сталеплавильных печей все большее распространение получают мощные и сверхмощные дуговые печи большой емкости (мощность трансформатора 0,5–1 МВА/т и более), в которых получают жидкий полупродукт. Доведение полупродукта до стали заданного химического состава и качества осуществляют на установках внепечной обработки, т. е. технологические операции по рафинированию, раскислению, доведению по химсоставу, легированию вынесены за пределы дуговой электропечи.

Таким образом, технология выплавки включает следующие периоды:

- 1) заправка печи;
- 2) загрузка шихты;
- 3) плавление;
- 4) короткий окислительный период;
- 5) выпуск стали.

По такой технологии получают углеродистые и легированные конструкционные стали, стали специального назначения и др.

В печах средней и малой мощности используется традиционная технология, которая включает более продолжительный окислительный период, а также восстановительный период.

1. ТЕХНОЛОГИЯ ПЛАВКИ В ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Выплавка стали в электропечах основана на использовании электроэнергии для нагрева металла. Тепло в электропечах выделяется в результате преобразования электроэнергии в тепловую при горении электрической дуги либо в специальных нагревательных элементах, либо за счет возбуждения вихревых токов. В отличие от конвертерного и мартеновского процессов выделение тепла в электропечах не связано с потреблением окислителя. Поэтому электроплавку можно вести в любой среде – окислительной, восстановительной, нейтральной и в широком диапазоне давлений – в условиях вакуума, атмосферного или избыточного давления.

Процесс электродуговой выплавки стали появился в конце XIX–начале XX вв. В этих печах в качестве источника тепла используют электрическую дугу, возникающую между электродами и металлической шихтой.

Электродуговые печи обладают существенными преимуществами по сравнению с другими сталеплавильными агрегатами, поэтому высоколегированные инструментальные сплавы, нержавеющие шарикоподшипниковые, жаростойкие и жаропрочные, а также многие конструкционные стали выплавляют только в этих печах.

Первая электродуговая печь была установлена в 1910 г. в России, на Обуховском заводе. Емкость дуговых печей колеблется от 0,5 до 400 т. Рабочее напряжение в малых печах 100–200 В, в больших – 400–600 В, сила тока – до десятков тысяч ампер.

Длина дуги регулируется автоматически. Электродуговые печи бывают с основной и кислой футеровкой.

Схема дуговой печи показана на рис. 1.1.

Дуговая печь питается трехфазным переменным током. Имеет три цилиндрических электрода 9 из графитизированной массы, закрепленных в электрододержателях 8, к которым подводится электрический ток по кабелям 7. Между электродом и металлической шихтой 3 возникает электрическая дуга. Корпус печи имеет форму цилиндра. Снаружи он заключен в прочный стальной кожух 4, внутри – футерован огнеупорным кирпичом (основным – магнезитовым, или кислым – диоксидным) 1. Плавильное пространство ограничено стенками 5, подиной 12 и сводом 6. Съёмный свод 6 имеет

отверстия для электродов. В стенке корпуса рабочее окно 10 (для слива шлака, загрузки ферросплавов, взятия проб), закрытое при плавке заслонкой. Готовую сталь выпускают через сливное отверстие со сливным желобом 2. Печь опирается на секторы и имеет привод 11 для наклона в сторону рабочего окна или желоба. Печь загружают при снятом своде.

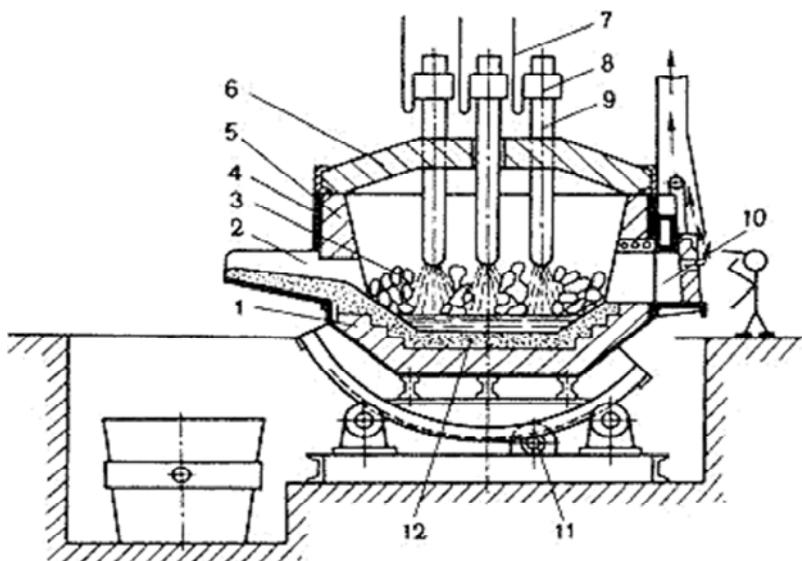


Рис. 1.1. Схема дуговой плавильной печи

Плавление шихты. В электропечи период плавления является наиболее продолжительным по сравнению с другими периодами плавки (40–70 % от общей длительности плавки), и его форсирование существенно влияет на сокращение продолжительности плавки в целом. Период плавления поглощает соответственно и 40–70 % электроэнергии, расходуемой на плавку.

Для быстрого расплавления металлозавалки необходимы: правильная шихтовка, плотная укладка шихты, работа на максимальной мощности, минимальные тепловые потери. Наиболее целесообразно иметь в составе шихты максимально возможное количество тяжеловесного лома, чтобы производить загрузку в один проем. Подвалки шихты увеличивают продолжительность, плавки и расход

электроэнергии. В шихте может содержаться кускового стального лома до 50 %, брикетированной стружки до 30 %, пакетированных отходов до 35 %.

На некоторых заводах для сокращения периода плавления шихту подогревают вне печи или в печи за счет тепла сжигаемых газов. Энергетические параметры дуговых печей небольшой вместимости создают объективные условия для интенсификации периода плавления. Проблема интенсификации периода плавления в сталелитейных цехах сводится, прежде всего, к максимальному использованию мощности печного трансформатора.

В процессе плавления следят за тем, чтобы не образовывались мосты и шихта не оседала на откосах. Наиболее быстро плавление идет при комнатной укладке шихты, ее быстром и одновременном оседании по всему объему рабочего пространства печи и самоуплотнении. В этом случае отсутствуют потери времени на подъем электродов для организации обвалов шихты. В начале периода плавления для зажигания дуг, начала проплавления колодцев и во избежание поджога свода длинными дугами, 5–10 мин обычно работают на небольшой мощности при коротких дугах.

После образования колодцев длинные дуги экранированы шихтой и не вызывают перегрева футеровки. С этого момента весь период плавления проводится на максимальной мощности при наивысших напряжении и силе тока.

В процессе плавления окисляются, главным образом, кремний, марганец, железо, а в печах с основной футеровкой частично удаляется фосфор. Металл в зоне дуг частично испаряется (2–3 % металла): пары металла, окисляясь, удаляются в виде бурого дыма. При плавке в кислых печах выделение белого дыма свидетельствует о восстановлении кремния из подины, в этом случае отключают печь и сталкивают под электроды твердые куски шихты либо вводят шлакообразующие материалы.

При выплавке стали в основных печах в процессе плавления присаживают известь (или известняк), железную руду и шамотный бой.

К концу периода плавления ванна имеет нормальный шлаковый покров по массе не более 4 % от массы плавки. Окончание расплавления шихты определяется прощупыванием подины железным штырем — при полном расплавлении он свободно перемещается по подине.

Окислительный период. Задачами окислительного периода, который начинается скачиванием 60–75 % шлака плавления и наводкой нового, являются удаление фосфора, дегазация, нагрев металла и выравнивание его температуры во всем объеме ванны.

Металл расплавляют с содержанием углерода на 0,10–0,35 % выше нижнего предела заданной марки стали и ведут окисление углерода как плавило, за счет присадок кусковой (25–60 мм) железной руды небольшими порциями (не более 0,2–0,5 % от массы металла каждая). Присадку руды проводят в нагретый металл (когда он самопроизвольно начинает закипать), так как дача руды при недостаточно нагретом металле может привести впоследствии к выбросам металла и шлака через рабочее окно; длительность кипения 10–40 мин.

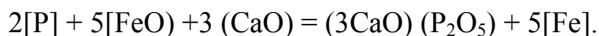
Количество выгоревшего углерода 0,1–0,5 %, скорость окисления: углерода без железной руды 0,2–0,3 % C/ч; с железной рудой – 0,3–0,6 % C/ч.

После присадки последней порции железной руды ванна продолжает кипеть не менее 10 мин (чистый кип). Кипение способствует выравниванию температуры металла. Во время кипения шлак должен быть жидкоподвижным и самотеком (или путем наклона печи) сходить через порог рабочего окна.

В конце окислительного периода температура металла, как правило, выше его температуры во время выпуска из печи. Содержание углерода должно быть на уровне нижнего предела заданной марки стали. Окислительный период продолжительностью 30–90 мин заканчивается сливом окислительного шлака.

Окислительный период в основной печи может быть интенсифицирован путем вдувания порошкообразных материалов: молотой извести, железной руды и плавикового шпата.

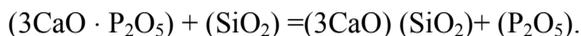
Поведение фосфора и серы. Одним из принципиальных отличий кислого процесса выплавки стали от основного является невозможность удаления под кислым шлаком фосфора и серы из металла. Дефосфорация в основной печи происходит по реакции:



Полнота проведения этой реакции обеспечивается при совместном введении в печь в конце периода плавления извести и руды за счет высокой основности шлака, концентрация оксидов железа

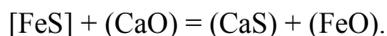
в нем и пониженной температуры. Дальнейшая дефосфорация идет в результате перемешивания шлака и металла при кипении и вследствие непрерывного обновления шлака.

В кислой печи удаление фосфора проводится не может, так как в кислом шлаке если и образуется $(3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5)$, то высокое содержание (SiO_2) и относительно низкое (CaO) приводит к рефосфорации с последующим восстановлением фосфора:



Завести основной шлак в кислой печи нельзя, так как при этом будет происходить значительное разрушение футеровки.

Десульфурация стали в основной печи происходит, главным образом, по реакции:



Для успешного ее протекания требуется высокое содержание сводного оксида кальция в шлаке, что невозможно осуществить в условиях кислой электроплавки.

Десульфурация в основной печи проводится в восстановительный период, основные задачи которого – раскисление металла, удаление серы, доведение химического состава стали до заданного, корректировка температуры. Удаление серы проводится под белым шлаком, который наводится известью, плавиковым шпатом и шамотным боем. На шлак для диффузионного раскисления присаживают порошки молотого ферросилиция и кокса. Длительность восстановительного периода, как правило, – 30–60 мин.

Хорошая десульфурация обеспечивается высокой основностью шлака восстановительного периода $(\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 2,5/3,3)$ и низким (менее 0,5–1,5 %) содержанием FeO в шлаке. Количество шлака – 2–3,5 % от массы металла.

При шихтовке плавок нужно уделять особое внимание содержанию фосфора и серы в стальном ломе. В последние годы содержание фосфора и серы в стали заметно снизилось. Это объясняется тем, что в качестве шихтовых материалов применяются, главным образом, отходы, образующиеся при сварке, штамповке и механической обработке проката с более низким содержанием фосфора и серы.

Раскисление стали. После присадки ферросилиция или восстановления кремния сталь раскисляют ферромарганцем. На некоторых заводах вначале присаживают ферромарганец Mn из расчета ввода в металл 0,15–0,4 %, позже – ферросилиций, а затем – остаточное количество ферромарганца. Практикуется раскисление металла шлаковой смесью, а затем ферромарганцем. Присадка ферросилиция, ферромарганца и силикомарганца производится в хорошо нагретый металл.

Конечное раскисление обычно проводят алюминием, присаживаемым в виде чушкового вторичного алюминия в количестве 0,02–0,2 % от массы стали в ковше. С целью предотвращения образования ситовидной пористости в литье и обеспечения требуемых механических свойств стали наиболее целесообразна присадка алюминия в количестве 0,15 %. Содержание остаточного алюминия в стали должно быть в пределах 0,02–0,08 %. При содержании остаточного алюминия менее 0,02 % отливки, как правило, поражаются ситовидной пористостью, а при его содержании более 0,08 % понижаются пластические свойства стали и ударная вязкость за счет Al_2O_3 , как продукта вторичного окисления [Al].

Для раскисления электростали существует несколько способов. Один из них – специальные кольца отливают из алюминия и одевают их на стопор.

Критериями правильности выбранной технологии конечного раскисления являются: наличие в стали остаточного алюминия в пределах 0,02–0,08 %, отсутствие ситовидной пористости в отливках и достижение требуемых механических свойств стали.

Температура металла в печи перед выпуском на 100–150 °С выше температуры ликвидуса данной стали. Перед выпуском металла из печи наклоняют печь таким образом, чтобы вначале был слит в ковш металл, а затем – шлак. В этом случае обеспечивается качественное конечное раскисление стали алюминием.

Присадка силикокальция, редкоземельных металлов и других модификаторов, как правило, производится в ковш.

Раскисление стали ферромарганцем в ковше. Угар марганца при присадке ферромарганца в ковш значительно ниже, чем при присадке его в печь, и поэтому при раскислении стали в ковше можно получить значительную экономию ферромарганца по сравнению с раскислением в печи.

При раскислении в ковше присадку ферромарганца (размер кусков до 70 мм) производят после заполнения 1/3 ковша металлом и заканчивают при заполнении 2/3 ковша, при этом струя металла не уменьшается и не прерывается. В этих условиях интенсивным перемешиванием стали струей металла, падающей с желоба в ковш, обеспечивается равномерное распределение марганца в стали. Средний угар марганца в печи составляет 42 %, а в ковше – 15 %, то есть почти в три раза меньше. Это позволяет сократить присадку ферромарганца при выплавке стали в 3 т кислой печи с 12–16 кг/т до 8–9 кг/т.

Обычно при разливке стали стопорными ковшами наблюдается значительный перепад температуры металла, разливаемого в начале и середине разливки, – 20–50 °С. Присадка ферромарганца в ковш после его заполнения металлом на 1/3 способствует снижению температуры металла, расположенного в середине ковша и выравниванию его температуры в начале, середине и конце разливки.

Перепад температуры начала и середины разливки при вводе ферромарганца в ковш составляет 10–30 °С. Это позволяет разливать плавки с максимальной температурой не более 1450 °С по оптическому пирометру (температура металла, как правило, в начале разливки 1410–1420 °С, в конце разливки 1420–1430 °С), что способствует улучшению качества отливок и уменьшению пригара.

Выпуск из печи и разливка стали. Температура металла в ковше, замеренная сразу же после окончания выпуска плавки термпарой погружения, должна быть минимум на 100 °С выше температуры ликвидуса.

После выпуска плавки из ковша отбирают контрольную пробу на содержание углерода и после получения контрольного анализа начинают разливку.

Способы разливки. Выпуск стали из электропечей производится в стопорные либо чайниковые ковши, футерованные шамотным кирпичом (ГОСТ 5341–69).

2. РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПЛАВКИ

Для упрощения расчет ведется на 100 кг металлошихты. Химический состав шихтовых материалов приведен в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Химический состав шихтовых материалов

Состав шихты, %	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu
				Не более				
Углеродистый лом 2А, 3А	0,3	0,2	0,4	0,05	0,05	–	0,2	0,3
Легированный лом Б1, Б3	0,7	0,6	0,7	0,03	0,03	1,1	0,3	0,3
FeSiMn 17	0,05	12	75	0,35	0,03	–	–	–
FeMn 78	7,0	2,0	78,0	0,35	0,03	–	–	–
FeSi 65	–	65	0,4	0,05	0,02	–	–	–
FeCr 850	8,0	2,0	–	0,03	0,08	65	–	–
Науглероживатель типа «С»	99,0	–	–	–	0,04	–	–	–
Кокс	80,0	–	–	–	2,0	–	–	–

Химический состав применяемых шлакообразующих приведен в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Химический состав шлакообразующих

Ш/о, %	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	CO ₂	S	Al	CaF ₂
Известь	92	3,3	2,5	1,0	0,60	0,10	0,20	0,01	–	–
Плавик. шпат	0,40	–	3,1	0,2	0,8	–	0,3	0,2	–	95,0
АКС	–	–	–	53–75	–	–	–	–	23–35	–

Состав металлошихты в завалку представлен в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Химический состав металлошихты в завалку

Материал	Вес, кг	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
Лом 2А, 3А	70	0,21	0,14	0,28	0,035	0,035	–	0,14	0,21	68,95
Лом Б1, Б3	30	0,21	0,18	0,21	0,009	0,009	0,33	0,09	0,09	28,87
Всего	100	0,42	0,32	0,49	0,044	0,044	0,33	0,23	0,3	97,82

Период плавления шихты

Во время плавления в печь загружают известь в количестве 4 % и кокс – 0,4 % от металлозавалки.

Во время плавления окисляются следующие элементы (значения угаров элементов согласно производственным или литературным данным [1]):

1. Углерод.

Угар углерода шихты составит 20 %:

$$0,42 \cdot 0,2 = 0,084 \text{ кг.}$$

Останется углерода в металле

$$0,42 - 0,084 = 0,336 \text{ кг.}$$

2. Кремний.

Угар кремния составит 70 %.

Перейдет в шлак кремния

$$0,32 \cdot 0,7 = 0,224.$$

Останется кремния в металле

$$0,32 - 0,224 = 0,096 \text{ кг.}$$

3. Марганец.

Угар марганца составит 50 %.

Перейдет марганца в шлак

$$0,49 \cdot 0,5 = 0,245 \text{ кг.}$$

Останется марганца в металле

$$0,49 - 0,245 = 0,245 \text{ кг.}$$

4. *Хром.*

Угар хрома составит 10 %.

Перейдет хрома в шлак

$$0,33 \cdot 0,1 = 0,033 \text{ кг.}$$

Останется хрома в металле

$$0,33 - 0,033 = 0,297 \text{ кг.}$$

5. *Фосфор.*

Угар фосфора составит 60 %.

Перейдет фосфора в шлак

$$0,044 \cdot 0,6 = 0,0264 \text{ кг.}$$

Останется фосфора в металле

$$0,044 - 0,0264 = 0,0176 \text{ кг.}$$

6. *Сера.*

Можно принять, что сера, содержащаяся в металле, не выгорает.

7. *Железо.*

Угар железа при расплавлении согласно производственным и литературным данным [1] данным составит 2 %.

Перейдет железа в шлак и улетучивается в зоне дуг

$$97,82 \cdot 0,02 = 1,9564 \text{ кг.}$$

Останется в ванне

$$97,82 - 1,9564 = 95,863 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого для окисления примесей металла в период плавления, представлено в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Количество кислорода, необходимого для окисления примесей

Элемент	Окисляется, кг	Химическое уравнение	Требуется кислорода, кг
C	0,084	$C + \frac{1}{2}O_2 = CO$	$\frac{0,084}{12} \cdot 16 = 0,112$
Si	0,224	$Si + O_2 = SiO_2$	$\frac{0,224}{28} \cdot 32 = 0,256$
Mn	0,245	$Mn + \frac{1}{2}O_2 = MnO$	$\frac{0,245}{55} \cdot 16 = 0,071$
Cr	0,033	$2Cr + \frac{3}{2}O_2 = Cr_2O_3$	$\frac{0,033}{104} \cdot 48 = 0,015$
P	0,0264	$2P + 5\frac{1}{2}O_2 = P_2O_5$	$\frac{0,0264}{62} \cdot 80 = 0,034$
Fe	$1,9564 \cdot 0,88$	$2Fe + 1\frac{1}{2}O_2 = Fe_2O_3$	$\frac{1,95}{112} \cdot 48 \cdot 0,88 = 0,737$
Fe	$1,9564 \cdot 0,12$	$Fe + \frac{1}{2}O_2 = FeO$	$\frac{1,95}{56} \cdot 16 \cdot 0,12 = 0,067$
Всего	2,568		1,292

На основании материального баланса принимаем, что из 1,9564 кг окислившегося железа 85 % окисляется до Fe_2O_3 и улетучивается в зоне электрических дуг. Оставшиеся 12 % окисляются до FeO , 3 % до Fe_2O_3 , которые переходят в шлак.

Расчет кислорода в металле производим по следующей формуле для области концентраций $[C] \geq 0,1 \%$ [2]:

$$[O \text{ \%}] = 0,006 + \frac{0,003}{[C]},$$

$$[O \text{ \%}] = 0,006 + \frac{0,003}{0,336} = 0,0149 \text{ \%}.$$

Содержание кислорода в металле 0,0149 %, тогда содержание FeO будет

$$0,0149 \cdot 4,5 = 0,067 \% \text{ FeO},$$

где 4,5 – отношение массы оксида FeO к O ((56 + 16)/16 = 4,5).

Масса оксида железа FeO равна

$$95,963 \cdot 0,067 : 100 = 0,0642 \text{ кг},$$

для чего потребуется:

кислорода

$$0,0642 \cdot 16 : 72 = 0,0142 \text{ кг},$$

железа

$$0,0642 - 0,0142 = 0,05 \text{ кг}.$$

Общая потребность в кислороде

$$1,292 + 0,0142 = 1,306 \text{ кг}.$$

Количество железа к моменту расплавления составит

$$97,82 - 1,9564 - 0,05 = 95,81 \text{ кг}.$$

Таблица 2.5

Состав металла в первой пробе по расплавлению

Элемент	кг	%
C	0,336	0,346
Si	0,096	0,099
Mn	0,245	0,252
S	0,044	0,045
P	0,0176	0,018
Cr	0,297	0,306
Ni	0,23	0,237
FeO	0,0642	0,066
Fe	95,81	98,64
Итого	97,14	100,000

Шлак периода плавления.

Поступает в шлак из металла, кг:

$$\text{SiO}_2 \quad 0,224 \cdot 60 : 28 = 0,48;$$

$$\text{MnO} \quad 0,245 \cdot 71 : 55 = 0,316;$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 \quad 0,033 \cdot 152 : 104 = 0,048;$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 \quad 0,0264 \cdot 142 : 62 = 0,06;$$

$$\text{FeO} \quad 1,9564 \cdot 0,12 \cdot 72 : 56 = 0,30;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 1,9564 \cdot 0,03 \cdot 160 : 112 = 0,084.$$

Поступает в шлак с известью (количество извести – 4 кг), кг:

$$\text{CaO} \quad 4 \cdot 92 : 100 = 3,68;$$

$$\text{MgO} \quad 4 \cdot 3,3 : 100 = 0,132;$$

$$\text{SiO}_2 \quad 4 \cdot 2,5 : 100 = 0,10;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 4 \cdot 1,0 : 100 = 0,04;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 4 \cdot 0,6 : 100 = 0,024;$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 \quad 4 \cdot 0,1 : 100 = 0,004.$$

Расход электродов примем 3 кг на 1 т садки или 0,3 кг на 100 кг соответственно – в период плавления расходуется 60 % или 0,18 кг на 100 кг садки, в окислительный период расходуется 40 % или 0,12 кг на 100 кг садки.

Таблица 2.6

Состав и количество шлака периода плавления

Источник поступления	Металл	Известь	Итого	
			кг	%
CaO	–	3,68	3,68	69,95
MgO	–	0,132	0,132	2,50
SiO ₂	0,48	0,1	0,58	11,00
Al ₂ O ₃	–	0,04	0,04	0,75
FeO	0,30	–	0,30	5,69
Fe ₂ O ₃	0,084	0,024	0,108	2,05
MnO	0,316	–	0,316	5,99
P ₂ O ₅	0,06	0,004	0,064	1,21
Cr ₂ O ₃	0,048	–	0,048	0,91
Всего	1,288	3,98	5,268	100

Окислительный период плавки

1. Углерод.

Для хорошей дегазации металла окисляют около 0,3 % углерода С, удаляется углерод С до содержания его 0,12 %. К концу окислительного периода в металле должно быть углерода приблизительно

$$95,863 \cdot 0,12 : 100 = 0,115 \text{ кг,}$$

выгорит

$$0,336 - 0,115 = 0,221 \text{ кг.}$$

2. Марганец.

К концу периода в металле останется марганца Мп приблизительно 0,20 %, или

$$95,863 \cdot 0,20 : 100 = 0,192 \text{ кг,}$$

окислится

$$0,245 - 0,192 = 0,053 \text{ кг.}$$

3. Кремний.

При продувке кислородом окисляется весь кремний т. е. окисляется 0,096 кг.

4. Хром.

Угар хрома составит 10 % (по заводским данным).

Перейдет хрома в шлак

$$0,297 \cdot 0,1 = 0,0297 \text{ кг.}$$

Останется хрома в металле

$$0,297 - 0,0297 = 0,267 \text{ кг.}$$

5. Фосфор.

Считаем, что к концу окислительного периода в металле останется 0,005 % фосфора Р:

$$95,863 \cdot 0,005 : 100 = 0,0048 \text{ кг,}$$

окислится

$$0,0176 - 0,0048 = 0,0128 \text{ кг.}$$

6. Сера.

При основности шлака выше 2 и непрерывном обновлении состава шлака можно рассчитывать, что из металла будет удалено 0,0020 кг серы. Останется в металле

$$0,044 - 0,0020 = 0,024 \text{ кг.}$$

7. Железо.

Угар железа в окислительный период составит 1 %. Перейдет в шлак и улетучивается в зоне электрических дуг:

$$95,81 \cdot 0,01 = 0,9581 \text{ кг,}$$

останется в ванне

$$95,81 - 0,9581 = 94,85 \text{ кг.}$$

Потребность в газообразном кислороде.

Расчет количества кислорода, необходимого для окисления примесей металла в период доводки, приведен в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Количество кислорода, необходимого для окисления примесей в период доводки

Элемент	Окисляется, кг	Химическое уравнение	Требуется кислорода, кг
1	2	3	4
C	0,221	$C + \frac{1}{2}O_2 = CO$	$\frac{0,221}{12} \cdot 16 = 0,295$
Si	0,096	$Si + O_2 = SiO_2$	$\frac{0,096}{28} \cdot 32 = 0,11$
Mn	0,053	$Mn + \frac{1}{2}O_2 = MnO$	$\frac{0,053}{55} \cdot 16 = 0,0154$
P	0,0128	$2P + 5\frac{1}{2}O_2 = P_2O_5$	$\frac{0,0128}{62} \cdot 80 = 0,00165$

1	2	3	4
Cr	0,0297	$2\text{Cr} + \frac{3}{2}\text{O}_2 = \text{Cr}_2\text{O}_3$	$\frac{0,0297}{104} \cdot 48 = 0,0137$
Fe	$0,9581 \cdot 0,88$	$2\text{Fe} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3$	$\frac{0,9581}{112} \cdot 48 \cdot 0,88 = 0,361$
Fe	$0,9581 \cdot 0,12$	$\text{Fe} + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{FeO}$	$\frac{0,9581}{56} \cdot 16 \cdot 0,12 = 0,033$
Всего	1,3706		0,82975

На основании материального баланса принимаем, что из 0,9581 кг окислившегося железа Fe 85 % окисляется до Fe_2O_3 и улетучивается в зоне электрических дуг. Оставшиеся 12 % окисляются до FeO, 3 % до Fe_2O_3 , которые переходят в шлак.

Необходимо внести в металл газообразного кислорода для окисления примесей

$$1,306 + 0,82975 = 2,12 \text{ кг}$$

или

$$2,12 \cdot 22,4 : 32 = 1,485 \text{ м}^3.$$

Определим количество закисы железа в жидкой стали. По формуле Феттерса и Чипмана [2] в металле, содержащем углерод C 0,12 %, должно находиться в растворе:

$$[\% \text{FeO}] = (0,0124 + 0,05 \cdot 0,12) : 0,35 = 0,052 \% (0,0115 \% \text{O}).$$

Принимается содержание кислорода O в металле, равное 0,0177 % [2] или 0,08 % FeO.

Металл в конце периода плавления содержал 0,066 % FeO. Необходимо повысить содержание закисы железа на

$$0,080 - 0,066 = 0,014 \%$$

или

$$95,81 \cdot 0,014 : 100 = 0,0134 \text{ кг FeO},$$

на что требуется:

кислорода

$$0,0134 \cdot 16 : 72 = 0,0029 \text{ кг,}$$

железа

$$0,0134 - 0,0029 = 0,0105 \text{ кг.}$$

Вес шлака окислительного периода. Подлежит удалению из металла фосфора P 0,005 %. Для удаления фосфора при нарастающей температуре металла требуется основность шлака 2–2,5 и обновление его. Учитывая это обстоятельство, принимаем среднее содержание P_2O_5 во вновь наведенном шлаке 0,5 %. Вес вновь наводимого шлака:

$$(0,005 : 0,5) (142 : 62) \cdot 100 = 2,29 \text{ кг.}$$

Принимаем, что шлак окислительного периода удален на 70 %. Остается шлака в печи

$$5,268 \cdot 0,3 = 1,5804 \text{ кг.}$$

Общий вес шлака окислительного периода

$$2,29 + 1,5804 = 3,8704 \text{ кг.}$$

Чтобы определить количество присаживаемой извести, принимаем: основность

$$CaO/SiO_2 = 2,$$

сумму

$$CaO + MgO + MnO = 65 \text{ \%}.$$

Закись марганца вносится:
шлаком периода плавления

$$0,316 \cdot 0,3 = 0,0948 \text{ кг,}$$

окисляющимся марганцем из металла

$$0,053 \cdot 71 : 55 = 0,068 \text{ кг.}$$

Всего вносится MnO

$$0,0948 + 0,068 = 0,1628 \text{ кг.}$$

Окись магния вносится шлаком периода плавления

$$0,132 \cdot 0,3 = 0,0396 \text{ кг.}$$

Если обозначить известь через x , то известь внесет $\text{MgO } x = 0,033 \text{ кг.}$

Всего MgO вносится

$$0,0396 + 0,033x \text{ кг.}$$

Окись кальция вносится:
шлаком периода плавления

$$3,68 \cdot 0,3 = 1,104 \text{ кг,}$$

известью $0,92x$.

Всего вносится окиси кальция

$$1,104 + 0,92x.$$

$$\text{MnO} + \text{MgO} + \text{CaO} = 3,87 \cdot 0,65 = 2,509 \text{ кг}$$

или

$$0,1628 + 0,0396 + 0,033x + 1,104 + 0,92x = 2,509 \text{ кг.}$$

Потребуется извести: $x = 1,26 \text{ кг.}$

Кремнезем вносится шлаком периода плавления

$$0,58 \cdot 0,3 = 0,174 \text{ кг.}$$

Окисляется кремния из металла

$$0,096 \cdot 60 : 28 = 0,205 \text{ кг,}$$

известью

$$1,26 \cdot 0,025 = 0,315 \text{ кг.}$$

Всего вносится SiO_2 $0,694 \text{ кг.}$

Для получения основности 2 требуется кремния:

$$(1,104 + 0,92 \cdot 1,26) : 2 = 1,1316 \text{ кг.}$$

Окись хрома вносится шлаком периода плавления

$$0,048 \cdot 0,3 = 0,0144 \text{ кг.}$$

Окисляется хрома из металла

$$0,0297 \cdot 152 : 104 = 0,043 \text{ кг.}$$

Всего вносится Cr_2O_3

$$0,0144 + 0,043 = 0,0574 \text{ кг.}$$

Поступление в шлак железа FeO

$$0,3 \cdot 0,3 = 0,09 \text{ кг,}$$

из шлака периода плавления Fe_2O_3

$$0,123 \cdot 0,3 = 0,0369 \text{ кг,}$$

вносится известью Fe_2O_3

$$1,26 \cdot 0,006 = 0,0075 \text{ кг.}$$

Итого вносится $\text{FeO} = 0,09$ кг и $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0,0444$ кг.

Для окисленности шлака требуется:
железа

$$0,09 \cdot 56 : 72 = 0,07 \text{ кг,}$$

$$0,0444 \cdot 112 : 160 = 0,031 \text{ кг,}$$

кислорода

$$0,09 - 0,07 = 0,02 \text{ кг,}$$

$$0,0444 - 0,031 = 0,0134 \text{ кг.}$$

Данные о весовом количестве и химическом составе шлака приведены в табл. 2.8.

Таблица 2.8

Вес (кг) и состав шлака окислительного периода

Оксид	Источники поступления			Итого	
	из шлака периода плавления	из металла	из извести	кг	%
CaO	1,104	–	1,159	2,263	60,63
MgO	0,0396	–	0,041	0,0806	2,159
MnO	0,0948	0,068	–	0,1628	4,361
SiO ₂	0,174	0,205	0,315	0,694	18,59
Al ₂ O ₃	0,012	–	0,0126	0,0246	0,659
FeO	0,09	0,09	–	0,18	4,82
Fe ₂ O ₃	0,123	0,0444	0,0075	0,1749	4,68
P ₂ O ₅	0,064	0,0293	0,00126	0,0945	2,53
Cr ₂ O ₃	0,0144	0,043	–	0,0574	1,537
S	–	0,0020	0,00126	0,00326	0,06
Всего	1,701	0,437	1,537	3,7314	100

Выход и состав металла к концу окислительного периода приведен в табл. 2.9.

Таблица 2.9

Выход и состав металла к концу окислительного периода

Элемент	кг	%
Углерод	0,115	0,12
Кремний	0,000	–
Марганец	0,192	0,2
Хром	0,267	0,278
Никель	0,23	0,24
Фосфор	0,0048	0,005
Сера	0,024	0,025
Закись железа $95,81 \cdot 0,08 : 100$	0,0768	0,08
Железо в печи в конце плавления.	94,85	99,04
Расходуется на образование закиси и окиси железа $0,0105 + 0,07 + 0,031$	0,1115	
Всего железа	94,96	
Всего стали	95,87	100

Определим количество газов периода плавления и окисления. При окислении углерода металла образуется окись углерода в количестве:

$$(0,084 + 0,221) \cdot 28 : 12 = 0,711 \text{ кг.}$$

В течение плавления и окисления расходуется графитированных электродов углерода на 100 кг шихты (расход электродов примем 3 кг/т металла, причем период плавления расход составит 1,8 кг/т, а в окислительный период – 1,2 кг/т):

$$0,18 + 0,12 = 0,3 \text{ кг}$$

или

$$0,3 \cdot 0,99 = 0,29 \text{ кг.}$$

Сгорает углерода кокса, данного в завалку для вспенивания шлака,

$$0,4 \cdot 0,8 = 0,32 \text{ кг.}$$

На основании анализа опытных плавов считаем, что углерод окисляется следующим образом: 70 % до CO и 30 % до CO₂.

С образованием окиси углерода сгорает углерода C

$$(0,29 + 0,32) \cdot 0,7 = 0,427 \text{ кг}$$

и образуется оксид углерода CO

$$0,427 \cdot 28 : 12 = 0,996 \text{ кг,}$$

на что потребуется кислорода O

$$0,996 - 0,427 = 0,569 \text{ кг.}$$

С образованием углекислого газа сгорает количество углерода C

$$(0,29 + 0,32) \cdot 0,3 = 0,183 \text{ кг}$$

и образуется углекислого газа CO₂

$$0,183 \cdot 44 : 12 = 0,671 \text{ кг,}$$

на что требуется кислорода O

$$0,671 - 0,183 = 0,488 \text{ кг.}$$

Для периодов плавления и окисления требуется кислорода

$$1,292 + 0,00142 + 0,8297 + 0,0029 + 0,2 + 0,0134 = 2,35 \text{ кг.}$$

Всего требуется кислорода

$$2,35 + 0,569 + 0,488 = 3,407 \text{ кг.}$$

Если принять, что 50 % кислорода поступит с воздухом (в основном в период плавления), тогда потребуется газообразного кислорода

$$3,407 \cdot 0,5 = 1,7035 \text{ кг.}$$

Считая использование кислорода равным 85 %, находим, что в плавление и окислительный периоды необходимо подать газообразного кислорода:

$$1,7035 : 0,85 = 2,004 \text{ кг,}$$

или технического кислорода (98 % O₂)

$$2,004 : 0,98 = 2,045 \text{ кг,}$$

или

$$2,045 \cdot 22,4 : 32 = 1,43 \text{ м}^3.$$

С кислородом вносится азота около 2 %, т. е.

$$2,045 - 2,004 = 0,041 \text{ кг.}$$

Для окислительных процессов используется кислород воздуха

$$3,407 \cdot 0,5 = 1,7035 \text{ кг}$$

или

$$1,7035 \cdot 22,4 : 32 = 1,192 \text{ м}^3.$$

Кислороду сопутствует азот (включая аргон и прочие газы)

$$1,7035 \cdot 77 : 23 = 5,7 \text{ кг}$$

или

$$1,192 \cdot 79 : 21 = 4,48 \text{ м}^3.$$

Объем воздуха составит

$$1,192 + 4,48 = 5,68 \text{ м}^3.$$

Вес воздуха составит

$$1,7035 + 5,68 = 7,38 \text{ кг}.$$

При нагреве извести выделяется CO_2 :

$$(4 + 1,26) \cdot 0,002 = 0,0105 \text{ кг}$$

и влага, вносимая воздухом H_2O :

$$(4 + 1,26) \cdot 0,002 = 0,0105 \text{ кг}.$$

Допускается, что температура воздуха 20°C , давление – 760 мм, относительная влажность 70 %. По таблицам находится, что упругость насыщенного водяного пара при 20°C равна 17,5 мм рт. ст.

Упругость водяных паров в воздухе составит

$$17,5 \cdot 0,7 = 12,25 \text{ мм}.$$

Количество влажного атмосферного воздуха при температуре 20°C и давлении 760 мм будет

$$V = 5,68 (273 + 20) : 273 (760 : (760 - 12,25)) = 6,196 \text{ м}^3.$$

Точка росы t при $p = 12,25$ мм лежит около 14°C , вес водяного пара в 1 м^3 атмосферного воздуха

$$W = 0,29 (p : 273) = 0,29 (12,25 : (273 + 14)) = 0,0120 \text{ кг/м}^3.$$

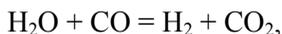
Воздух внесет с собой влаги

$$0,012 \cdot 6,196 = 0,074 \text{ кг.}$$

Всего влаги

$$0,0105 + 0,074 = 0,089 \text{ кг.}$$

Водяной пар будет восстановлен окисью углерода по реакции:



при этом образуется водорода

$$0,089 \cdot 2 : 18 = 0,01 \text{ кг.}$$

Потребуется окиси углерода

$$0,089 \cdot 28 : 18 = 0,14 \text{ кг.}$$

Образуется углекислого газа

$$0,14 \cdot 44 : 28 = 0,22 \text{ кг.}$$

В периоды плавления и окислительный израсходовано газообразного кислорода 2,004 кг. Из этого количества ушло в атмосферу печи 15 % или

$$2,004 \cdot 0,15 = 0,3 \text{ кг.}$$

Свободный кислород будет окислять окись углерода с образованием углекислого газа по реакции



Образуется CO_2

$$0,3 \cdot 44 : 16 = 0,83 \text{ кг.}$$

Для этого требуется CO

$$0,83 - 0,3 = 0,53 \text{ кг.}$$

Таблица 2.10

Сводная таблица газов для периодов плавления и окислительного
(табл. 4 + табл. 7 + электроды и кокс)

Наименование	кг	%
Окись углерода CO	1,5081	17,5
Углекислый газ CO ₂	0,987	11,5
Водород H	0,0205	2,4
Азот N	5,7	66,1
Кислород O	0,3	4,7
Всего	8,6206	100

Таблица 2.11

Материальный баланс окислительного периода

Израсходовано	кг	Получено	кг
Углеродистый лом 2А, 3А	70	Металл	95,87
Легированный лом Б1, Б3	30	Шлак	8,99
Известь	4	Газы	8,62
Кокс	0,4		
Электроды	0,3	Угар железа	1,9564
Воздух	7,99	Невязка (0,65 %)	
Газообразный кислород	2,004		
Всего	114,69		115,44

Расчет расхода раскислителей и легирующих на выпуске

Расчет ведем (на 95,88 кг – масса стали на выпуске. Примем ее равной 96 кг) по формуле

$$G_{\text{Fe}} = \frac{([R]_{\text{гот}} - [R]_{\text{п.п}}) \% G_{\text{м}}}{R_{\text{FeCn}} \% (1 - \text{угар})} = \frac{([R]_{\text{гот}} - [R]_{\text{п.п}}) \% G_{\text{м}}}{R_{\text{FeCn}} \% \psi},$$

где $[R]_{\text{гот}}$ – требуемое содержание элемента в готовой стали, %;

$[R]_{\text{п.п}}$ – содержание элемента в полупродукте, % (табл. 2.9);

$R_{\text{FeCn}} \%$ – процент легирующего элемента в феросплаве, % (см. табл. 2.1);

ψ – степень усвоения легирующего элемента сталью.

Вносим FeSi 65 (доведем содержание кремния в расплаве до 0,14 %)

$$G_{\text{FeSi } 65} = (0,14 \cdot 96) : (65 \cdot 0,8) = 0,258 \text{ кг.}$$

С ним внесется:

$$[\text{Si}] = 0,258 \cdot 65 : 100 = 0,167 \text{ кг,}$$

$$[\text{Mn}] = 0,258 \cdot 0,4 : 100 = 0,001 \text{ кг,}$$

$$[\text{P}] = 0,258 \cdot 0,05 : 100 = 0,0001 \text{ кг,}$$

$$[\text{S}] = 0,258 \cdot 0,02 : 100 = 0,00005 \text{ кг,}$$

$$[\text{Fe}] = 0,258 \cdot 24,5 : 100 = 0,063 \text{ кг.}$$

Вносим FeSiMn 17 (доведем содержание марганца до 0,55 %)

$$G_{\text{FeSiMn } 17} = (0,55 - 0,199) \cdot 96 : (75 \cdot 0,85) = 0,528 \text{ кг.}$$

С ним внесется:

$$[\text{Si}] = 0,528 \cdot 12 : 100 = 0,06 \text{ кг,}$$

$$[\text{Mn}] = 0,528 \cdot 75 : 100 = 0,396 \text{ кг,}$$

$$[\text{C}] = 0,528 \cdot 0,05 : 100 = 0,0003 \text{ кг,}$$

$$[\text{P}] = 0,528 \cdot 0,35 : 100 = 0,0018 \text{ кг,}$$

$$[\text{S}] = 0,528 \cdot 0,03 : 100 = 0,00016 \text{ кг,}$$

$$[\text{Fe}] = 0,528 \cdot 12 : 100 = 0,063 \text{ кг.}$$

Конечный состав металла после выпуска:

$$[\text{C}] = 0,115 + 0,0003 = 0,1153 \text{ кг,}$$

$$[\text{Si}] = 0,167 + 0,006 = 0,227 \text{ кг,}$$

$$[\text{Mn}] = 0,192 + 0,001 + 0,396 = 0,589 \text{ кг,}$$

$$[P] = 0,0048 + 0,0001 + 0,0018 = 0,0067 \text{ кг},$$

$$[S] = 0,024 + 0,00005 + 0,00016 = 0,0242 \text{ кг},$$

$$[Fe] = 94,96 + 0,063 + 0,063 = 94,96 \text{ кг}.$$

Вносим FeCr 850

$$G_{\text{FeCr 850}} = (0,9 - 0,267) \cdot 96 : 65 = 0,934 \text{ кг}.$$

С ним внесется

$$[Cr] = 0,934 \cdot 65 : 100 = 0,607 \text{ кг},$$

$$[C] = 0,934 \cdot 8 : 100 = 0,0747 \text{ кг},$$

$$[Si] = 0,934 \cdot 2 : 100 = 0,0186 \text{ кг},$$

$$[Mn] = 0,934 \cdot 0,4 : 100 = 0,0037 \text{ кг},$$

$$[P] = 0,934 \cdot 0,03 : 100 = 0,00028 \text{ кг},$$

$$[S] = 0,934 \cdot 0,08 : 100 = 0,00074 \text{ кг},$$

$$[Fe] = 0,934 \cdot 25 : 100 = 0,2335 \text{ кг}.$$

Итого углерода будет

$$0,1153 + 0,0747 = 0,19 \text{ кг}.$$

Вносим науглероживатель типа «С» (С более 99 %)

$$G_{\text{тип С}} = (0,4 - 0,19) \cdot 96 : (99 \cdot 0,75) = 0,27 \text{ кг}.$$

С ним внесется $[C] = 0,27 \text{ кг}$.

Конечный состав металла (табл. 2.12):

$$[C] = 0,4 \text{ кг},$$

$$[Si] = 0,227 + 0,0186 = 0,2456 \text{ кг},$$

$$[Mn] = 0,589 + 0,0037 = 0,5927 \text{ кг},$$

$$[\text{Cr}] = 0,267 + 0,607 = 0,874 \text{ кг,}$$

$$[\text{P}] = 0,0067 + 0,00028 = 0,007 \text{ кг,}$$

$$[\text{S}] = 0,0242 + 0,00074 = 0,0249 \text{ кг,}$$

$$[\text{Fe}] = 94,96 + 0,2335 = 95,19 \text{ кг.}$$

Таблица 2.12

Окончательный состав металла к концу плавки

Элемент	кг	%
C	0,4	0,409
Si	0,2456	0,251
Mn	0,5927	0,607
P	0,007	0,0072
Cr	0,874	0,895
Ni	0,23	0,236
S	0,0249	0,0255
Fe	95,19	97,56
Всего стали	97,57	100

Итоговые параметры материального баланса плавки приведены в табл. 2.13 и 2.14.

Таблица 2.13

Материальный баланс плавки (на 100 кг)

Израсходовано	кг	Получено	кг
Углеродистый лом 2А, 3А	70	Жидкая сталь	97,57
Легированный лом Б1, Б3	30	Шлак	7,558
Известь	5,26	Потери с газами	8,62
Электроды	0,3	Fe ₂ O ₃ в дым	2,376
Воздух	7,38	Невязка (0,43 %)	0,5095
Кислород	1,7035		
FeSi 65	0,258		
FeSiMn 17	0,528		
FeCr 850	0,934		
Науглероживатель типа «С»	0,27		
Всего	116,633	Всего	116,124

В расчетах емкость печи примем 3 т, соответственно пересчитаем материальный баланс плавки на емкость печи (умножим все значения на 30).

Таблица 2.14

Материальный баланс плавки (на емкость печи)

Израсходовано	кг	Получено	кг
Углеродистый лом 2А, 3А	2100	Жидкая сталь	2927,1
Легированный лом Б1, Б3	900	Шлак	226,74
Известь	157,8	Потери с газами	258,6
Электроды	9	Угар железа	71,28
Воздух	221,4	Невязка (0,26 %)	15,285
Кислород	51,105		
FeSi 65	7,74		
FeSiMn 17	15,84		
FeCr 850	28,02		
Науглероживатель типа «С»	8,1		
Всего	3499	Всего	3483,7

3. РАСЧЕТ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ РАЗМЕРОВ ПЕЧИ

Основными геометрическими размерами являются [3]:

H_m – глубина ванны по зеркалу жидкого металла;

H_b – глубина ванны до откосов печи;

$H_{пл}$ – высота плавильного пространства;

D_m – диаметр ванны по зеркалу жидкого металла;

D_n – диаметр ванны на уровне порога рабочего окна;

D_k – внутренний диаметр кожуха печи;

$D_{от}$ – диаметр ванны на уровне откосов.

Принимаем, что печь имеет сфероконическую ванну с углом между образующей осью конуса равным 45° .

Объем ванны включает в себя объем металла V_m , шлака $V_{ш}$ и дополнительный $V_{д}$, т. е.

$$V_b = V_m + V_{ш} + V_{д}.$$

Определяем объем жидкого металла в количестве, равном номинальной емкости печи:

$$V_m = \frac{M}{\rho_m} = \frac{3,05}{7,1} = 0,43 \text{ м}^3,$$

где M – номинальная емкость печи, т;

$\rho_m = 7,1 \text{ т/м}^3$ – плотность жидкого металла.

Диаметр зеркала жидкого металла определяется из соотношения

$$D_m = 2000c \cdot \sqrt[3]{V_m}, \text{ мм},$$

где D_m – диаметр зеркала жидкого металла, мм;

V_m – объем жидкого металла, м^3 ;

c – коэффициент, зависящий от отношения диаметра зеркала металла к глубине ванны по металлу.

Обычно коэффициент c определяется по формуле

$$c = 0,875 + 0,042a,$$

где $a = \frac{D_M}{H_M}$. Для большинства печей $a = 4,5 \dots 5,5$. При таких соот-

ношениях с теплотехнологической точки зрения будет обеспечено и сравнительно равномерное облучение поверхности ванны от дуг и кладки печи, и более равномерный прогрев металла в объеме ванны.

Определяем диаметр зеркала жидкого металла. Для сравнения сфероконической ванны принимаем высоту сферического сегмента равной 20 % глубины жидкого металла, а отношение

$$a = \frac{D_{ж}}{H_{ж}} = 5,25 \text{ (согласно [3])}.$$

Тогда коэффициент c

$$c = 0,875 + 0,042 \cdot 5,25 = 0,875 + 0,221 = 1,096.$$

Диаметр зеркала жидкого металла

$$D_M = 2000c \cdot \sqrt[3]{V_M} = 2000 \cdot 1,096 \cdot \sqrt[3]{0,43} = 2192 \cdot 1,23 = 1755 = 1,75 \text{ м}.$$

Глубина ванны по жидкому металлу

$$H_M = \frac{D_M}{a} = \frac{1,75}{5,25} = 0,33 \text{ м}.$$

Глубина сферического сегмента

$$H_c = 0,2H_M = 0,2 \cdot 0,33 = 0,066 \text{ м}.$$

Принимаем, что объем шлака $V_{ш}$ составляет 10–15 % от объема металла (примем равным 13 %):

$$V_{ш} = 0,13V_M = 0,13 \cdot 0,51 = 0,066 \text{ м}^3.$$

Высота слоя шлака

$$H_{ш} = \frac{1000V_{ш}}{0,785D_M^2} = \frac{1000 \cdot 0,066}{0,785 \cdot 1,75^2} = 27,45 = 0,027 \text{ м}.$$

Диаметр зеркала шлака

$$D_{\text{ш}} = D_{\text{м}} + 2H_{\text{ш}} = 1,75 + 2 \cdot 0,027 = 1,804 \text{ м.}$$

Диаметр ванны на уровне порога рабочего окна выбираем с таким расчетом, чтобы уровень порога был на 40 мм выше уровня зеркала шлака:

$$D_{\text{п}} = D_{\text{ш}} + 2h' = 1,804 + 2 \cdot 0,04 = 1,812 \text{ м,}$$

где h' – расстояние от зеркала шлака до уровня порога рабочего окна.

Уровень откосов принимаем на 70 мм выше уровня порога рабочего окна, то есть $h'' = 0,07 \text{ м.}$

$$D_{\text{отс}} = D_{\text{п}} + 2h'' = 1,812 + 2 \cdot 0,07 = 1,952 \text{ м.}$$

Глубина ванны до уровня откосов печи

$$H_{\text{в}} = H_{\text{м}} + H_{\text{ш}} + h' + h'' = 0,33 + 0,027 + 0,04 + 0,07 = 0,467 \text{ м.}$$

Зная высоту конической части ванны

$$h_{\text{к}} = H_{\text{м}} - H_{\text{с}} = 0,33 - 0,066 = 0,264 \text{ м,}$$

находим диаметр основания шарового сегмента

$$D_{\text{с}} = D_{\text{м}} - 2h_{\text{к}} = 1,75 - 2 \cdot 0,414 = 0,922 \text{ м.}$$

Высоту плавильного пространства $H_{\text{пл}}$ от уровня откосов $D_{\text{отк}}$ до верха стены принимаем равной (0,38...0,34):

$$H_{\text{пл}} = 0,36D_{\text{отк}} = 0,36 \cdot 1,952 = 0,7 \text{ м.}$$

Выше откосов стены делаются наклонными под углом 15–30° к вертикали. При таком наклоне их можно заправлять. Принимаем угол наклона стен 30°. Высота наклонной части стен составляет

$$H_{\text{н}} = (0,25...0,33)(H_{\text{пл}} - h'') = 0,31(0,7 - 0,07) = 0,2 \text{ м.}$$

Высота цилиндрической части стен составит

$$H_{\text{ц}} = H_{\text{шт}} - H_{\text{н}} = 0,7 - 0,2 = 0,5 \text{ м.}$$

Диаметр стен определяется по формуле

$$D_{\text{ст}} = D_{\text{от}} - 2H_{\text{н}} \operatorname{tg} \alpha = 1,952 + 2 \cdot 0,2 \cdot \operatorname{tg} 30^\circ = 2,18 \text{ м,}$$

где α – угол наклона стен по вертикали.

4. РАСЧЕТ КОНСТРУКЦИИ ФУТЕРОВКИ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Для кладки рабочего слоя дуговой сталеплавильной печи (ДСП) используются основные огнеупорные материалы.

Подина и откосы. Принимается общая толщина подины 580 мм. Нижний изоляционный слой выполняется из листового асбеста толщиной 10 мм, укладываемого на металлическое днище, шамотного порошка общей толщиной 40 мм и легковесного шамота марки ШЛБ-1,3 (нормальный кирпич имеет размеры $230 \times 115 \times 65$ мм) суммарной толщиной 180 мм (один слой «на плашку» и один слой «на ребро»).

Средний огнеупорный слой выполняется из магнезита марки МУ-91 суммарной толщиной 300 мм (два слоя «на плашку» и два слоя «на ребро»).

Огнеупорная набивка выполняется из магнезитового порошка со связующим в виде смеси смолы и пека толщиной 100 мм.

Откосы ниже уровня шлака выкладываются обычным (МО-91), а в районе шлакового пояса – плотным магнезитовым кирпичом марки МУ-91 и выводятся на 150 мм выше уровня шлакового пояса. Тепловая изоляция кожуха на высоте откосов выполняется из тех же материалов и в той же последовательности, что и изоляция подины.

Стены ДСП. Толщину футеровки стены на уровне откосов принимают равной 500 мм (460 мм кирпич магнезитохромитовый марки МХСП, прямой кирпич имеет размеры $230 \times 115 \times 65$, (четыре слоя «на ребро») и 40 мм засыпка зазора между кирпичной кладкой и кожухом печи крошкой их отходов кладки). Засыпка выполняет роль демпферного слоя, компенсирующего тепловое расширение кирпичной кладки стены.

При цилиндрическом кожухе целесообразно выполнение вертикальной стены уступами с постепенным уменьшением толщины стены от основания до верха стены. Исходя из стандартных размеров длины огнеупорных кирпичей 300, 380 и 460 мм, принимаем три размера толщины стены, включая слой засыпки: 500 мм в нижней части, 420 мм в средней части.

Выбрав материалы и толщину огнеупорной кладки стен, определяется внутренний диаметр кожуха на уровне откосов

$$D_{\text{к.от}} = D_{\text{от}} + 2\delta_1 = 1,952 + 2 \cdot 0,5 = 2,952 \text{ м}$$

и его цилиндрической части

$$D_{\text{к}} = D_{\text{ст}} + 2\delta_2 = 1,952 + 2 \cdot 0,42 = 2,792 \text{ м},$$

где δ_1 и δ_2 – соответственно толщина футеровки стен на уровне откосов и цилиндрической части стен, м.

Кожух сваривается из листовой котельной стали. Толщина кожуха принимается $\Delta K = 0,04$ м.

Наружный диаметр кожуха

$$D_{\text{к.нар}} = 2,792 + 2 \cdot 0,04 = 2,8 \text{ м}.$$

В обшивке кожуха вырезают отверстия для летки и рабочего окна. Рабочее окно имеет размеры:

$$\text{Ширина } b = (0,22 \dots 0,33) D_{\text{от}} = 0,25 \cdot 1,952 = 0,49 \text{ м}.$$

$$\text{Высота } h = (0,65 \dots 0,7) b = 0,67 \cdot 0,49 = 0,33 \text{ м}.$$

Стрела выпуклости арки рабочего окна

$$h_{\text{св}} = 1/7b = 1/7 \cdot 0,33 = 0,05 \text{ м}.$$

Свод. Свод выполняется из магнезитохромитового кирпича марки МХСП длиной 380 мм без дополнительной тепловой изоляции. Стрела выпуклости свода

$$h_{\text{стр}} = 0,11D_{\text{к}} = 0,11 \cdot 2,8 = 0,308 \text{ м}.$$

Диаметр свода принимается равным диаметру кожуха, т. е.

$$D_{\text{св}} \approx D_{\text{к}} = 2,8 \text{ м}.$$

5. ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

Расчет ведется на емкость печи.

Тепловой баланс плавки в ДСП выглядит следующим образом:

$$Q_{\text{эл}} + Q_{\text{хим}} + Q_{\text{мет. и шл}} + Q_{\text{гор}} = Q_{\text{ст}} + Q_{\text{шл}} + Q_{\text{отх. газ}} + Q_{\text{потерь}}$$

где $Q_{\text{эл}}$ – тепло, получаемое от горения электрических дуг;

$Q_{\text{хим}}$ – тепло, получаемое от экзотермических реакций окисления примесей;

$Q_{\text{мет. и шл}}$ – тепло, получаемое от остатка части жидкого металла и шлака от предыдущей плавки (болото);

$Q_{\text{гор}}$ – тепло, получаемое от газокислородных горелок;

$Q_{\text{ст}}$ – тепло расплавленной стали;

$Q_{\text{шл}}$ – тепло расплавленного шлака;

$Q_{\text{отх. газ}}$ – тепло, потерянное с отходящими газами;

$Q_{\text{потерь}}$ – тепло, потерянное по различным причинам.

1. Определяется количество тепла, необходимое для расплавления и нагрева стали:

$$Q_{\text{ст}} = [C_{\text{тв}} (T_{\text{пл}} - T_{\text{нач}}) + g_{\text{скр}} + C_{\text{жидк}} (T_{\text{пер}} - T_{\text{пл}})] M_{\text{лома}},$$

где $Q_{\text{ст}}$ – количество теплоты, необходимое затратить для расплавления, нагрева до $T_{\text{пл}}$ и перегрева до температуры выпуска;

$C_{\text{тв}}$, $C_{\text{жидк}}$ – соответственно теплоемкости твердой и жидкой стали ($C_{\text{тв}} = 0,75$ МДж/(т·К); $C_{\text{жидк}} = 0,85$ МДж/(т·К));

$T_{\text{пл}}$ – температура плавления, принимаем ее равной температуре ликвидуса стали данного состава лома;

$T_{\text{нач}}$ – начальная температура загружаемого лома; $T_{\text{нач}} = 20$ °С;

$g_{\text{скр}}$ – скрытая теплота плавления; $g = 270$ КДж/кг;

$T_{\text{пер}}$ – температура перегрева стали над точкой плавления, °С (принимается равной 100–130 °С);

$M_{\text{лома}}$ – масса металлошихты, $M_{\text{лома}} = 2927$ кг или 2,927 т.

Упрощенно температуру плавления углеродистых и низколегированных сталей можно рассчитать по формуле

$$T_{\text{пл}} = 1539 - 88[C \%_{\text{шихт}}] = 1539 - 88 \cdot 0,42 = 1502 \text{ °С}.$$

$$Q_{\text{люма}} = 2,927 [0,75 \cdot (1502 - 20) + 270 + 0,85 \cdot (1602 - 1502)] =$$

$$= 4292,4 \text{ МДж}$$

или

$$W_{\text{ст}} = 1192,3 \text{ кВт}\cdot\text{ч}; \quad (1 \text{ кВт}\cdot\text{ч} = 3,6 \text{ МДж}).$$

2. Определяют количество теплоты, необходимое для нагрева шлака:

$$Q_{\text{шл}} = C_{\text{шл}} T_{\text{вып}} M_{\text{шл}},$$

где $Q_{\text{шл}} = 1,2 \cdot 1600 \cdot 0,227 = 435,84 \text{ МДж}$ или $W_{\text{шл}} = 121 \text{ кВт}\cdot\text{ч}$;

$C_{\text{шл}}$ – теплоемкость шлака; $C_{\text{шл}} = 1,2 \text{ МДж}/(\text{т К})$;

$M_{\text{шл}}$ – масса шлака; $M_{\text{шл}} = 0,227 \text{ т}$;

3. Тепло от химических реакций окисления примесей и самого железа

$$Q_{\text{хим}} = qC^{\text{CO}} \cdot \Delta[\text{C}] + qS_2^{\text{SiO}} \cdot \Delta[\text{Si}] + qMn^{\text{MnO}} \cdot \Delta[\text{Mn}] + qP^{\text{P}_2\text{O}_5} \cdot \Delta[\text{P}] +$$

$$+ qFe^{\text{FeO}} \cdot \Delta[\text{Fe}] + qFe^{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot \Delta[\text{Fe}] + qCr^{\text{Cr}_2\text{O}_3} \cdot \Delta[\text{Cr}],$$

где qR^{RnOm} – удельное количество теплоты при окислении 1 кг элемента МДж/кг [4];

$\Delta[\text{R}]$ – количество окислившегося элемента, кг (берется из материального баланса по разнице данных табл. 2.3 и 2.9).

$$Q_{\text{хим}} = 2927 \left[\frac{(0,42 - 0,12)}{100} 10,47 + \frac{0,32}{100} 31,1 + \frac{(0,49 - 0,2)}{100} 7,37 + \right.$$

$$+ \frac{(0,044 - 0,005)}{100} 25 + \frac{(0,044 - 0,025)}{100} 9,28 + \frac{(0,33 - 0,278)}{100} 7 +$$

$$\left. + \frac{1,9564 \cdot 0,88}{100} 7,37 + \frac{1,9564 \cdot 0,12}{100} 4,8 \right] = 894,65 \text{ МДж}$$

$$\text{или } W_{\text{хим}} = 248,5 \text{ кВт}\cdot\text{ч}.$$

4. Потери теплоты теплопроводностью.

Принимаем длительность расплавления $\tau_{\text{пл}} = 1,75$ ч.

Тепловые потери через футеровку включают потери через поди-ну, стены и свод печи и определяются по формуле

$$Q = \frac{t_1 - t_B}{\sum_{i=1}^n \frac{\delta_i}{\lambda_i} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}} F \tau,$$

где t_1 , t_B – соответственно температура внутренней поверхности футеровки и температура окружающего воздуха, °С;

$\frac{\delta_i}{\lambda_i}$ – термическое сопротивление каждого огнеупорного слоя

кладки, м²К/Вт;

$\alpha_{\text{нар}}$ – коэффициент теплоотдачи наружной поверхности кожу-ха, Вт/м²К;

τ – период времени, за который определяются потери, ч.

При работе ДСП огнеупорная кладка стен и свода с каждой плавкой изнашивается и утончается. Принимая, что к концу компа-нии кладка может износиться на 50 % первоначальной ее толщины, вводить в расчет 0,75 толщины огнеупорной кладки. К футеровке подины эта рекомендация не относится.

Тепловые потери через футеровку стен. В соответствии с конст-рукцией футеровки ДСП стена имеет три равных по высоте участка разной толщины: 460 мм на нижнем, 380 мм на среднем и 300 мм на верхнем участке. Материал огнеупорной кладки – магнезитохромит.

Определяется удельный тепловой поток нижнего участка стены при толщине равной

$$b_1 = 0,75\delta_1 = 0,75 \cdot 0,46 = 0,345 \text{ м.}$$

Коэффициент теплопроводности магнезитохромитового кирпича

$$\lambda = 4,1 - 0,0016t_{\text{ср}}.$$

Температуру внутренней поверхности огнеупорной кладки при-нимают $t_1 = 1600$ °С, температуру окружающего воздуха $t_B = 20$ °С.

Температуру внешней поверхности кладки задают в первом приближении $t'_2 = 350$ °С и для этих условий определяют коэффициент теплопроводности

$$\lambda_1 = 4,1 - 0,0016t_{cp} = 4,1 - 0,0016 \left(\frac{1600 + 350}{2} \right) = 2,54, \text{ Вт/(м·К)}.$$

Тепловой поток через стенку толщиной

$$b_1 = 0,75\delta_1 = 0,75 \cdot 0,46 = 0,345 \text{ м}$$

в первом приближении составляет

$$q'_1 = \frac{t_1 - t_v}{\frac{b_1}{\lambda_1} + \frac{1}{\alpha_{нар}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,345}{2,54} + \frac{1}{31,35}} \approx 9420 \text{ Вт/м}^2,$$

где $\alpha_{нар} = 31,35$ Вт/(м²·К) – коэффициент теплоотдачи с поверхности кожуха (согласно [3]).

Уточняется температура t'_2 по формуле

$$t'_2 = t'_1 - q'_1 \frac{b_1}{\lambda_1} = 1600 - 9420 \cdot \frac{0,345}{2,54} = 321 \text{ °С}.$$

Относительная погрешность

$$\Delta = \frac{350 - 321}{321} \cdot 100 \approx 9\% > 5\%.$$

Поэтому для расчета удельного теплового потока во втором приближении принимают $t'_2 = 330$ °С.

При этих условиях

$$\lambda'' = 4,1 - 0,0016 \cdot \left(\frac{1600 + 330}{2} \right) = 2,56 \text{ Вт/(м·К)},$$

$$q''_1 = \frac{1600 - 20}{\frac{0,345}{2,56} + \frac{1}{29,2}} \approx 9354 \text{ Вт/м}^2.$$

Проверяем $t_2'' = t_1 - q_1'' \frac{b_1}{\lambda} = 1600 - 9354 \cdot \frac{0,345}{2,56} \approx 336 \text{ }^\circ\text{C}$,

$$\Delta = \frac{336 - 330}{336} \cdot 100 = 1,8 \% < 5 \%$$

Для среднего участка стены при толщине огнеупорной кладки

$$b_2 = 0,75\delta_2 = 0,75 \cdot 0,38 = 0,285 \text{ м}$$

задают температуру кожуха $t_2' = 360 \text{ }^\circ\text{C}$ и определяют коэффициент теплопроводности

$$\lambda_2 = 4,1 - 0,0016t_{\text{cp}} = 4,1 - 0,0016 \left(\frac{1600 + 360}{2} \right) = 2,53 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}.$$

Тепловой поток через стенку

$$q_2' = \frac{t_1 - t_{\text{в}}}{\frac{b_2}{\lambda_2} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,285}{2,53} + \frac{1}{32,18}} \approx 10990 \text{ Вт/м}^2.$$

Уточняют температуру

$$t_2' = 1600 - 10990 \cdot \frac{0,285}{2,53} = 362 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Так как принятая и уточненная температура близки, расчет во втором приближении не производят.

Для верхнего участка стен при толщине огнеупорной кладки

$$b_3 = 0,75\delta_3 = 0,75 \cdot 0,300 = 0,225 \text{ м}$$

задаются температурой кожуха $t_2' = 400 \text{ }^\circ\text{C}$.

Коэффициент теплопроводности

$$\lambda_3 = 4,1 - 0,0016t_{\text{cp}} = 4,1 - 0,0016 \left(\frac{1600 + 400}{2} \right) = 2,5 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}.$$

$$q'_3 = \frac{t_1 - t_B}{\frac{b_3}{\lambda_3} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,225}{2,5} + \frac{1}{35,5}} \approx 13371 \text{ Вт/м}^2.$$

Проверяют $t'_2 = t_1 - q'_3 \frac{b_3}{\lambda_3} = 1600 - 13371 \cdot \frac{0,225}{2,5} \approx 397 \text{ }^\circ\text{C}.$

Так как принятая и уточненная температуры близки, расчет во втором приближении не производится.

Расчетная внешняя поверхность каждого участка стен

$$F_{\text{ст}} = \pi D_{\text{к.нар}} H_{\text{пл}} = 3,14 \cdot 2,952 \cdot 0,7 = 6,49 \text{ м}^2.$$

Суммарные тепловые потери через стены

$$Q_{\text{ст}} = \frac{(q_1 + q_2 + q_3)}{3} F_{\text{ст}} = \frac{(9360 + 10990 + 13371)}{3} \cdot 6,49 = 72947,6 \text{ Вт}.$$

Тепловые потери через футеровку свода. В качестве материала свода используется магнезитохромитовый кирпич длиной 380 мм. Для среднего участка стены при толщине огнеупорной кладки

$$b_2 = 0,75\delta_2 = 0,75 \cdot 0,38 = 0,285 \text{ м}$$

задаются температурой кожуха $t'_2 = 350 \text{ }^\circ\text{C}$ и определяют коэффициент теплопроводности

$$\lambda_2 = 4,1 - 0,0016t_{\text{ср}} = 4,1 - 0,0016 \left(\frac{1600 + 350}{2} \right) = 2,54 \text{ Вт/(м}\cdot\text{K)},$$

тепловой поток через стенку

$$q'_2 = \frac{t_1 - t_B}{\frac{b_2}{\lambda_2} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,285}{2,54} + \frac{1}{34,15}} = 11167 \text{ Вт/м}^2.$$

Уточняют температуру

$$t'_2 = 1600 - 11167 \cdot \frac{0,285}{2,54} = 347 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Так как принятая и уточненная температуры близки, расчет во втором приближении не производим. Для сферического сегмента радиусом R , высотой h боковая поверхность

$$F_{\text{св}} = 2\pi R h = 3,14 \cdot 2,8 \cdot 0,308 = 5,41 \text{ м}^2,$$

где $2 R = D_{\text{св}} = 2,8 \text{ м}$;

$$h = h_{\text{стр}} = 0,308 \text{ м}.$$

Тепловые потери свода при средней толщине огнеупорной кладки

$$b = 0,75\delta = 0,75 \cdot 0,385 = 0,285 \text{ м}$$

составляют

$$Q_{\text{св}} = q'_2 F_{\text{св}} = 11167 \cdot 5,41 = 60413,47 \text{ Вт}.$$

Тепловые потери через футеровку подины ниже уровня откосов. При конструировании подины было принято, что огнеупорная часть подины выполняется из пяти слоев магnezитового кирпича марки МП-91 – четыре слоя «на ребро» и один слой «на плашку» ($4 \times 115 + 65 \text{ мм}$) – и набивки толщиной 125 мм из магnezитового порошка, замешанного на смеси смолы и песка. Для упрощения расчета коэффициент теплопроводности набивки принимают таким же, как и для магnezитового кирпича. Для плотного магnezита марки МП-91

$$\lambda = 13,8 - 7,6 \cdot 10^3 t_{\text{ср}}.$$

Теплоизоляционная часть футеровки выполняется из двух слоев легковесного шамота типа ШЛБ-1,3 (по одному слою «на плашку» и «на ребро») суммарной толщиной 180 мм, слоя шамотного порошка толщиной 40 мм и листового асбеста толщиной 10 мм. Для упрощения расчета заменяют слои порошка и асбеста слоем легковесного шамота «на плашку» марки ШЛБ-1,3, т. е. толщина теплоизоляционной части равна 230 мм. Коэффициент теплопроводности такого кирпича

$$\lambda = 0,5 + 0,36 \cdot 10^3 t_{\text{ср}}.$$

Для определения удельных потерь принимают температуру внутренней поверхности футеровки подины $t_1 = 1600 \text{ °C}$ и задаются в пер-

вом приближении температурой внешней футеровки $t'_3 = 190$ °С, а также температурой на границе огнеупорного и теплоизоляционного слоев футеровки $t'_2 = 1100$ °С.

При этих условиях

$$\lambda'_1 = 13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} t_{\text{ср}} = 13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot \left(\frac{1600 + 1100}{2} \right) = 3,54 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)},$$

$$\lambda'_2 = 0,5 + 0,36 \cdot 10^{-3} \cdot \left(\frac{1100 + 190}{2} \right) = 0,732 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)},$$

$$\alpha'_{\text{нар}} = 16,48 \text{ Вт/(м}^2\cdot\text{К)}.$$

Удельные тепловые потери в первом приближении

$$q'_1 = \frac{t_1 - t_{\text{в}}}{\frac{b_1}{\lambda'_1} + \frac{b_2}{\lambda'_2} + \frac{1}{\alpha'_{\text{нар}}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,65}{3,54} + \frac{0,23}{0,732} + \frac{1}{16,48}} = 2829 \text{ Вт/м}^2.$$

Уточняют принятые температуры:

$$t'_2 = t_1 - q'_1 \frac{b_1}{\lambda'_1} = 1600 - 2829 \cdot \frac{0,65}{3,54} = 1080 \text{ °С},$$

$$t'_3 = t_{\text{в}} + q'_1 \frac{1}{\alpha'_{\text{нар}}} = 20 + 2829 \cdot \frac{1}{16,48} = 192 \text{ °С}.$$

Относительная погрешность

$$\Delta = \frac{1100 - 1080}{1080} \cdot 100 = 2 \% < 5 \%.$$

Внешнюю поверхность футеровки подины определяют следующим способом. Принимают, что эта поверхность состоит из двух

поверхностей – поверхности F_1 – сферического сегмента, равной внешней поверхности футеровки свода $F_{\text{св}}$ и цилиндрической поверхности F_2 , определяемой диаметром $D_{\text{к.от}}$ и высотой, равной полной глубине ванны до уровня откосов за вычетом высоты сферического сегмента H_c .

При этом допущении, которое не дает существенной погрешности в практическом расчете, внешняя поверхность футеровки пода составляет

$$F_{\Pi} = F_1 + F_2 = F_{\text{св}} + \pi D_{\text{к.от}} (H_{\text{в}} - H_c) =$$

$$= 5,41 + 3,14 \cdot 2,8 \cdot (0,467 - 0,066) = 8,92 \text{ м}^2.$$

Тепловые потери через футеровку подины

$$Q_{\Pi} = q_{\Pi} F_{\Pi} = 2829 \cdot 8,92 = 25234,68 \text{ Вт.}$$

Суммарные потери теплоты теплопроводностью через футеровку за период плавления

$$Q'_3 = (Q_{\text{ст}} + Q_{\text{св}} + Q_{\Pi}) \tau_{\text{пл}} = (72947,6 + 60413,47 + 25234,68) \cdot 1,75 \cdot 3600 =$$

$$= 635 \text{ МДж или } 101,4 \text{ кВт}\cdot\text{ч.}$$

5. Тепловые потери через рабочее окно. В ДСП тепловые потери через рабочее окно могут достигать 2–6 %. Это объясняется значительными размерами оконного проема. Для защиты футеровки от разрушения окно обрамляется изнутри П-образной водоохлаждаемой коробкой. Тепловые потери излучения через рабочее окно определяются средней температурой печи и площадью рабочего проема.

Площадь рабочего окна

$$F = bh = 0,9 \cdot 0,308 = 0,28 \text{ м}^2.$$

Принимают, что за период плавления рабочее окно открыто в течение 20 мин (0,33 ч).

Среднюю расчетную температуру излучающей поверхности печной камеры для периода расплавления примем равной $t = 1500$ °С, коэффициент диафрагмирования $\varphi = 1$. Тогда искомые тепловые потери излучением через рабочее по формуле

$$Q'_{4л} = c_0 \left(\frac{T_{п}}{100} \right)^4 F \varphi \tau, \text{ Дж},$$

где c_0 – коэффициент излучения абсолютно черного тела; $c_0 = 5,67$ Вт/(м²·К);

φ – коэффициент диафрагмирования отверстия;

$T_{п}$ – средняя температура в печи, К;

F – площадь рабочего окна, м²;

τ – время, в течение которого окно открыто, ч.

$$Q'_{4л} = 5,67 \cdot \left(\frac{1773}{100} \right)^4 \cdot 0,28 \cdot 0,33 \cdot 3600 = 186 \text{ МДж или } 51,7 \text{ кВт} \cdot \text{ч}.$$

6. Тепловые потери с газами. В современных дуговых сталеплавильных печах отсос газов обычно осуществляется через специальное отверстие в своде, а вытяжка запыленных газов в систему газоочистки производится вентиляторами высокой производительности.

Принимают теплоемкость газов приблизительно равной теплоемкости воздуха.

Принимая среднюю температуру печных газов $t_{yx} = 1500$ °С, теплоемкость воздуха $c_{в} = 1,460 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot \text{°С}}$.

Теплота, теряемая печью с уходящими газами, рассчитывается по уравнению

$$Q'_{4г} = V_0 c_{yx} t_{yx}, \text{ Дж},$$

где V_0 – объем уходящих газов, берется из материального баланса;

c_{yx} – средняя теплоемкость газов, Вт/(м³·°С);

t_{yx} – средняя температура уходящих газов, °С.

Масса уходящих газов – 329,88 кг.

$$Q'_{4г} = V_o c_{yx} t_{yx} = 329,88 \cdot 1460 \cdot 1500 = 722 \text{ МДж или } 200,56 \text{ кВт}\cdot\text{ч.}$$

7. Потери теплоты с охлаждающей водой. Так как расход воды на охлаждение рамы и заслонки рабочего окна, сводовых уплотняющих колец и электрододержателей не рассчитываются, то принимаем тепловые потери с охлаждающей водой равными 3–5 % (при наличии водоохлаждаемых панелей) от затрат теплоты на нагрев, расплавление и перегрев металла и шлака.

$$Q'_{4в} = \frac{(4292,4 + 435,84) \cdot 4}{100} = 189 \text{ МДж или } 52,5 \text{ кВт}\cdot\text{ч.}$$

8. Теплота, аккумулированная кладкой. Эта теплота идет на компенсацию потерь раскрытой под загрузку и подвалку печи. Тепловые потери печи в период межплавочного простоя можно определить следующим образом:

$$Q'_5 = (Q'_3 + Q'_{4л} + Q'_{4г} + Q'_{4в}) k_n,$$

где k_n – коэффициент неучтенных потерь, принимаемый обычно в пределах 0,1–0,2.

Принимая коэффициент неучтенных тепловых потерь $k_n = 0,15$, определяются искомые потери:

$$Q'_5 = (635 + 186 + 722 + 189) \cdot 0,15 = 259,8 \text{ МДж или } 72,17 \text{ кВт}\cdot\text{ч.}$$

9. Тепло от окисления графитированных электродов находят по формуле

$$Q_4 = 0,6 \Delta M_3 q_c, \text{ кВт}\cdot\text{ч,}$$

где $\Delta M_3 = 9 \text{ кг}$ – количество окислившисьшихся графитированных электродов за период плавения (из материального баланса);

$q_c = 33,5$ МДж/кг – тепловой эффект окисления графита до CO_2 [3].

$$Q_4 = 0,6 \cdot 9 \cdot 33,5 = 180,9 \text{ МДж или } 50,25 \text{ кВт}\cdot\text{ч.}$$

10. Электроэнергия. Суммарное количество электрической энергии, которую необходимо выделить в дуговой сталеплавильной печи в период расплавления, можно найти из выражения:

$$W_{\text{эл}} = \frac{Q'_1 + Q'_3 + Q'_4 + Q'_5 - Q_3 - Q_4}{\eta_{\text{эл}}},$$

где $W_{\text{эл}}$ – суммарное количество электроэнергии периода расплавления, кВт·ч;

Q'_1 – полезная энергия периода расплавления, кВт·ч;

Q_3 – теплота экзотермических реакций, протекающих в ванне в период расплавления, кВт·ч;

Q_4 – теплота от окисления графитовых электродов, кВт·ч;

$\eta_{\text{эл}}$ – электрический КПД.

Искомое количество электрической энергии при $\eta_{\text{эл}} = 0,9$

$$W_{\text{эл}} = \frac{4292,4 + 435,84 + 635 + 186 + 722 + 189 + 259,8 - 894,65 - 180,9}{0,9} =$$

$$= 6271,66 \text{ МДж или } 1742 \text{ кВт}\cdot\text{ч.}$$

11. Потери электроэнергии вследствие неполноты трансформации электроэнергии (из-за КПД = 0,9)

$$Q_{\text{пот}} = 0,1 \cdot W_{\text{эл}} = 627,17 \text{ МДж или } 174,2 \text{ кВт}\cdot\text{ч.}$$

Результаты расчета теплового баланса сводим в таблице.

Тепловой баланс периода плавления ДСП

Приход	МДж	%	Расход	МДж	%
Теплота, вносимая в печь с электроэнергией	6271,66	85,36	Теплота, израсходованная на нагрев, расплавление, перегрев металла и шлака	4292,4	58,15
Теплота экзотермических реакций, протекающих в ванне	894,65	12,18	Тепловые потери теплопроводностью через футеровку	635	8,64
Теплота, вносимая в печь с шихтой	0	0	Теплота, израсходованная на проведение эндотермических реакций в ванне	0	0
Теплота от окисления графитовых электродов	180,9	2,46	Тепловые потери с излучением	186	2,53
			охлаждающей водой	189	2,57
			печными газами	722	9,82
			Теплота, аккумулированная кладкой	259,8	3,53
			Потери вследствие неполноты трансформации электроэнергии	627,17	8,54
ИТОГО	7347,21	100	ИТОГО	7347,21	100

6. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ЛИТЕЙНОГО ЦЕХА

Плавка стали в дуговых печах обеспечивает высокое качество металла, стабильность свойств отливок, невысокий угар дорогостоящих легирующих компонентов, однако сопровождается интенсивным пылегазообразованием. Ввиду отсутствия на большинстве эксплуатируемых печей специальных устройств для удаления запыленного газа непосредственно из рабочего объема газы под воздействием избыточного давления прорываются через зазоры плавильного агрегата в окружающую атмосферу и приводят к загрязнению воздушного бассейна. Высокая температура газов и дисперсность пыли, значительные колебания объемов выбросов в различные периоды плавки, перемещение электродов, пода и свода при эксплуатации – все это затрудняет создание надежной и эффективной системы отбора и очистки выбросов от электродуговой печи.

Интенсивность пылегазообразования при плавке стали в дуговых печах зависит от ведения технологического процесса, вида шихтовых материалов, расхода электродов, состава футеровки и других показателей. При отсутствии системы уплотнения (герметизации) печи газы фильтруются через неплотности свода, электродные зазоры, желоб и рабочее окно.

В зависимости от системы отбора газов неорганизованные выбросы могут составлять до 40 % общего объема. Следует различать первичные газы, образующиеся непосредственно в объеме печи, и вторичные, поступающие на очистку, в которых концентрация пыли и газообразных компонентов в десятки раз меньше вследствие разбавления воздухом. Количество и состав газов, поступающих на очистку, определяются емкостью печи, режимом плавки и способом отбора газов.

За счет выгорания углерода из металла, угара электродов, а также загрязнений, вносимых скрапом, образования газов при разложении флюсов и окисления присадок в электродуговой печи в среднем за плавку выделяется 350–500 м³ первичных газов на 1 т металлозавалки. При крупной, чистой шихте выбросы снижаются до 100 м³/т. Газы, образующиеся при плавке стали в дуговых печах, состоят из окислов углерода (СО и СО₂), азота (NO и NO₂) и серы (SO₂ и SO₃). В небольших концентрациях присутствуют цианиды, фториды, пары воды и некоторые продукты деструкции органиче-

ских веществ. Основная доля указанных газов образуется в зоне горения дуги. Часть газов выделяется из расплава в период кипения и доводки металла. В табл. 6.1 приведены объемы выбросов загрязняющих веществ в атмосферу от электродуговых печей.

Таблица 6.1

Объемы выбросов загрязняющих веществ в атмосферу
по заводским данным

Емкость печи, т	Производительность печи, т/ч	Объем технологических газов, м ³ /т	Объем отходящих газов, м ³ /ч	Удельные выделения загрязняющих веществ, кг/ч			
				пыль	оксид углерода	окислы азота	окислы серы
0,5	0,33	1960	1300	3,3	0,5	0,1	0,03
1,5	0,94	850	1700	9,3	1,4	0,3	0,10
3,0	1,56	580	2350	15,4	2,3	0,5	0,17
5,0	2,0	470	3150	19,8	3,0	0,6	0,20
6,0	2,7	440	3650	26,7	4,1	0,8	0,27
10,0	3,0	380	5200	29,7	4,5	0,9	0,30
12,0	4,2	370	6000	41,6	6,3	1,2	0,40
20,0	5,9	340	9300	58,4	8,9	1,7	0,57
100	92	270	19700	72,8	26,93	4,8	1,63

Кроме большого количества токсичных газов в дуговой печи образуется чрезвычайно много дисперсной пыли. Удельные выбросы пыли зависят в основном от состава и качества шихты, а также от интенсивности плавки, т. е. подводимой мощности.

Поскольку основными источниками образования пыли в дуговой печи являются продукты взаимодействия (окисления, испарения, сублимации) шихты, футеровки, флюсов и материала электродов с плазмой электрической дуги, а также физико-химических превращений в расплаве, то состав и свойства пыли претерпевают существенные изменения в различные периоды плавки. Общие потери от испарения компонентов могут достигать 1 % от веса металлозавалки. При этом угар легкоплавких элементов с высокой упругостью паров, как правило, превышает потери остальных компонентов.

В табл. 6.2 приведен дисперсный состав пыли от электродуговой печи.

Дисперсный состав пыли

Размер частиц, мкм	0–2	2–4	4–6	8–10	> 10
Фракционный состав, %	52,2	22,5	7,3	2,5	9,3

Концентрация пыли в первичных газах колеблется в пределах от 5–10 г/м³ при расплавлении шихты, до 20–50 г/м³ при раскислении стали и вводе известняка.

В газоходах вследствие разбавления газов воздухом концентрация пыли составляет 0,5–5,0 г/м³, и ее значения колеблются в меньших пределах по сравнению с первичными газами.

Химический состав пыли отличается многокомпонентностью и значительно изменяется в зависимости от периодов плавки и марки выплавляемой стали.

Пыль, выбрасываемая электродуговыми печами, относится к III–IV классам дисперсности, хотя в отдельные периоды плавки в газоход могут попадать довольно крупные частицы – продукты разрушения футеровки, пригар и т. д.

Поскольку основным источником образования пыли является электрическая дуга, то первичная пыль, состоящая из окислов, имеет чрезвычайно мелкие размеры.

Плавка стали в электродуговых печах сопровождается интенсивным образованием вредных газообразных веществ и дисперсного аэрозоля, характеристики и количество которых существенно зависят от целого ряда технологических и конструктивных факторов. При недостаточно надежной герметизации печи в плавильном пролете литейного цеха создаются повышенные уровни запыленности: в рабочей зоне вокруг печи – до 40 мг/м³, над печью – 700–1000 мг/м³ и под крышей цеха – до 60 мг/м³. Значительно превышают при этом концентрации окиси углерода и азота.

Для предотвращения загрязнения атмосферы цеха электропечные газы отводятся в системы очистки следующими методами. Над печью устанавливаются зонты и колпаки, что позволяет в значительной степени локализовать источник пылегазовыделения. Такой способ нашел широкое применение в сталелитейных цехах. Вытяж-

ные зонты должны располагаться в максимальной близости от места выхода газов и не мешать обслуживанию печи. Для сбора газов, выделяющихся из-под рабочего окна, над ним устраивают отводной зонт, соединенный с общей системой газоотбора.

С целью уменьшения подсоса атмосферного воздуха в систему зазоры между зонтами и печью уплотняют металлическими шторками или асбестовой тканью. Однако эти меры не позволяют полностью устранить выбивание и значительно сократить разбавление технологических газов, которое достигает 5–10 крат.

В верхней части зонта имеется отверстие для пропускания электродов. В зависимости от конструкции печи зонты могут быть установлены неподвижно либо иметь разъем по центру для отвода в момент загрузки шихты.

Внутри зонта рекомендуется устанавливать дополнительную коническую диафрагму с центральным отверстием для прохода электродов. Наличие кольцевого зазора между контуром зонта и диафрагмой позволяет несколько улучшить направленность газового потока и сократить выбивание газов. Вследствие больших подсосов воздуха технологические газы догорают под сводом печи. Однако температура в газоходах не превышает 150–120 °С.

Серьезным недостатком этого метода является невысокая эффективность отбора газов (до 80 %) и повышенный расход электроэнергии на перемещение и очистку больших масс разбавленного газа.

Секционный отсос, представляющий собой усовершенствованное укрытие, устанавливается непосредственно в местах выхода газов в области электродов, а также вблизи рабочего окна. Как правило, секции крепятся неподвижно относительно свода печи и соединены с газоотводящим трактом с помощью шарнирных телескопических патрубков. Скорость отбора газов в данной системе должна быть не менее 2 м/с. Применение секционного отсоса позволяет в 1,5–2,5 раза сократить объем газов, поступающих на очистку, по сравнению с системой отбора через зонт над электродами. Недостатком данного метода является увеличенный расход электродов в связи с периодическим образованием окислительной атмосферы в месте отбора газов.

В случае плотного соединения газоходов дожигание углерода происходит в газоотводящем тракте, вследствие чего температура газов значительно повышается. Для устойчивого дожигания окиси

углерода необходимо в различные периоды плавки разбавлять технологические газы регулируемым количеством воздуха и устанавливать по тракту специальные камеры дожигания. Вместе с тем отбор через четвертое отверстие в своде без разрыва газового потока позволяет сократить более чем в 3–4 раза количество газов, поступающих на очистку. Данный способ конструктивно более сложен и требует тщательной эксплуатации, поскольку в практике наблюдались случаи «хлопков» газов.

При газоотборе с разрывом потока расход газов увеличивается по сравнению с применением герметичного газоотборного тракта, однако он остается в 3–5 раз меньше, чем при использовании зонтов и колпаков.

Разрыв газового потока позволяет конструктивно упростить узел отбора, поскольку обеспечить надежное сочленение частей газохода без разрыва потока в условиях подвижности заборного патрубка технически сложно. В месте разрыва потока происходит самодожигание окиси углерода, что делает систему очистки менее взрывоопасной, а также устраняет необходимость тщательной регулировки скорости газоотбора.

Конструктивно газоотводящий патрубок располагают на расстоянии до 30 см от стационарно установленного приемного патрубка, снабженного входной воронкой либо без нее. В некоторых случаях, при использовании печей с поворотным сводом, приемный газоход может быть установлен с возможностью поворота колена, расположенного над печью. Отбор газов от дуговых печей небольшой емкости может осуществляться через бортовой отсос, т. е. через газоотводящее отверстие, расположенное между сводом и зеркалом металла в стенке печи. Как и в случае отвода газов через четвертое отверстие в своде, газоотводящий патрубок должен быть водоохлаждаемым и может соединяться с системой очистки с разрывом газового потока либо герметично.

Благодаря близкому расположению газоотводящего отверстия от уровня жидкого металла данная схема позволяет строго контролировать состав атмосферы в печи. Это имеет большое значение при плавке качественных сталей, технология которой предъявляет высокие требования к составу атмосферы. Отбор непосредственно из объема печи с помощью дополнительных отверстий в своде или бортового отсоса значительно сокращает объемы неорганизованных

выбросов и степень разбавления технологических газов атмосферным воздухом.

Выбросы электродуговых печей характеризуются большой интенсивностью образования, многокомпонентностью и высокой дисперсностью, вследствие чего эффективная очистка их от пыли затруднена. Наличие в составе пыли частичек возгонного происхождения размерами менее десятых долей микрона требует для их осаждения из потока больших энергетических затрат.

Наибольшее применение в промышленности получили следующие способы очистки газов электросталеплавильных печей:

- циклоны;
- высоконапорные мокрые пылеуловители (скрубберы Вентури, дезинтеграторы);
- электрические и рукавные фильтры.

В некоторых случаях возможна комбинация этих способов.

В табл. 6.3 приведены показатели эффективности пылеулавливания различных аппаратов.

Таблица 6.3

Показатели эффективности пылеулавливания

Наименование аппарата	Эффективность очистки газов, %
Ротоклон	40–60
Насадочный скруббер	65–70
Скруббер Вентури	95–98
Дезинтегратор	95–99
Рукавный фильтр	92–97
Электрофильтр	90–99
Спирально-конический циклон	55–58

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Кудрин, В. А. Теория и технология производства стали : учебник для вузов / В. А. Кудрин. – М. : Мир, 2003. – 528 с.

2. Владимиров, Л. П. Термодинамические расчеты равновесия металлургических реакций / Л. П. Владимиров. – М. : Metallurgia, 1970. – 528 с.

3. Расчет и проектирование ЭДП / В. И. Тимошпольский [и др.] : методические указания к выполнению курсового проекта. – Минск : БНТУ, 2007. – 67 с.

4. Металлургические печи. Теория и расчеты : в 2 т. / В. И. Тимошпольский [и др.] ; под. общ. ред. В. И. Тимошпольского. – Минск : Белорусская наука, 2007.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	3
1. ТЕХНОЛОГИЯ ПЛАВКИ В ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ.....	4
2. РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПЛАВКИ.....	11
3. РАСЧЕТ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ РАЗМЕРОВ ПЕЧИ.....	33
4. РАСЧЕТ КОНСТРУКЦИИ ФУТЕРОВКИ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ.....	36
5. ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС ПЛАВКИ	38
6. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ЛИТЕЙНОГО ЦЕХА.....	51
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	57

Учебное издание

ТРУСОВА Ирина Александровна
РАТНИКОВ Павел Энгелевич
МЕНДЕЛЕВ Дмитрий Владимирович и др.

**РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ**

Учебно-методическое пособие
для студентов специальности 1-42 01 01
«Металлургическое производство и материалобработка»

В 3 частях

Часть 1

РАСЧЕТ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Редактор *В. В. Казакевич*
Компьютерная верстка *Н. А. Школьниковой*

Подписано в печать 25.11.2015. Формат 60×84 ¹/₁₆. Бумага офсетная. Ризография.
Усл. печ. л. 3,43. Уч.-изд. л. 2,68. Тираж 100. Заказ 593.

Издатель и полиграфическое исполнение: Белорусский национальный технический университет.
Свидетельство о государственной регистрации издателя, изготовителя, распространителя
печатных изданий № 1/173 от 12.02.2014. Пр. Независимости, 65. 220013, г. Минск.