

Федеральное агентство по образованию

САНКТ–ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

**Приоритетный национальный проект «Образование»
Инновационная образовательная программа
Санкт-Петербургского государственного политехнического
университета**

В.Н. Михайловский П.В. Ковалев

ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ

**Определение технических показателей плавки в
дуговой электросталеплавильной печи**

Санкт-Петербург
Издательство Политехнического университета
2008

Федеральное агентство по образованию

САНКТ–ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

**Приоритетный национальный проект «Образование»
Инновационная образовательная программа
Санкт-Петербургского государственного политехнического
университета**

В.Н. Михайловский П.В. Ковалев

ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ

**Определение технических показателей плавки в
дуговой электросталеплавильной печи**

Санкт-Петербург
Издательство Политехнического университета
2008

УДК 669.184:669.141.245 (075.8)

ББК 34.327я73

М 691

Михайловский В. Н., Ковалев П. В. **Электрометаллургия и производство ферросплавов. Технические показатели плавки в дуговой электросталеплавильной печи.**: Учеб. пособие. СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2008.- 61 с.

ISBN 5-7422-1710-2

В учебном пособии изложена подробная методика расчета технических показателей плавки стали в дуговой электросталеплавильной печи. Учтены современные особенности технологии плавки в дуговой электросталеплавильной печи. Удельные расходы шихтовых материалов, кислорода, выход шлака и дымовых газов на одну тонну жидкой стали определяются на базе составления материального и теплового балансов плавки.

Учебное пособие предназначено для студентов, обучающихся по направлениям и специальностям в области металлургии при изучении дисциплины «Электрометаллургия и производство ферросплавов». Пособие также может быть полезно инженерно-техническим работникам проектных институтов и электросталеплавильных цехов.

Работа выполнена в рамках реализации Инновационной образовательной программы Санкт-Петербургского государственного политехнического университета «Развитие политехнической системы подготовки кадров в инновационной среде науки и высокотехнологичных производств Северо – Западного региона России».

Печатается по решению редакционно-издательского совета Санкт-Петербургского государственного политехнического университета.

ISBN

© Михайловский В. Н., Ковалев П. В., 2008

© Санкт-Петербургский государственный политехнический университет, 2008

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	5
1. Исходные данные для расчета технических показателей плавки.....	6
2. Материальный баланс плавки.....	10
2.1. Определение количества элементов, удаляющихся из металлошихты	10
2.1.1. Определение угара элементов жидкого чугуна	10
2.1.2. Определение угара элементов твердого чугуна	11
2.1.3. Определение угара элементов металлического лома	12
2.1.4. Угар элементов синтикома.....	13
2.1.5. Угар элементов губчатого железа.....	14
2.1.6. Определение выхода годного металла	15
2.2. Определение расхода всех видов металлошихты	16
2.3. Определение суммарного угара элементов металлошихты... ..	17
2.4. Определение состава и количества шлака.....	19
2.5. Определение состава и количества дымовых газов.....	24
3. Тепловой баланс плавки.....	39
3.1. Приход тепла.....	39
3.1.1. Тепло, вносимое жидким чугуном.....	39
3.1.2. Тепло, вносимое окислением углерода	39
3.1.3. Тепло, вносимое окислением кремния	40
3.1.4. Тепло, вносимое окислением марганца	40
3.1.5. Тепло, вносимое окислением хрома	40
3.1.6. Тепло, вносимое окислением фосфора.....	41
3.1.7. Тепло, вносимое окислением железа с переходом его оксидов в шлак.....	41
3.1.8. Тепло, затрачиваемое на образование гематита.....	41
3.1.9. Тепло шлакообразования.....	42
3.1.10. Приход тепла от сжигания природного газа.....	42
3.1.11. Приход тепла от дожигания монооксида углерода над ванной печи	43
3.2. Расход тепла.....	44

3.2.1. Теплосодержание сливаемой из печи стали	44
3.2.2. Тепло, уносимое шлаком.....	44
3.2.3. Тепло, затраченное на восстановление оксидов железа до чистого железа.....	44
3.2.4. Тепло корольков металла в шлаке.....	45
3.2.5. Тепло теряемое с гематитом дымовых газов.....	45
3.2.6. Тепло, затраченное на разложение карбонатов.....	45
3.2.7. Тепло, затраченное на диссоциацию водяных паров	46
3.2.8. Тепло уносимое с дымовыми газами.....	46
3.2.9. Тепловые потери	47
3.2.10. Расход электроэнергии.....	48
4. Определение емкости дуговой электросталеплавильной печи и количество печей, устанавливаемых в цехе.....	50
5. Библиографический список.....	56
6. Приложения.....	58

ВВЕДЕНИЕ

Целью учебного пособия является овладение студентом методикой расчета шихты, материального и теплового баланса электросталеплавильного процесса, основами алгоритма математического моделирования, позволяющего решать технологические задачи, не прибегая к прямым производственным экспериментам.

В настоящее время роль дуговой электросталеплавильной печи сводится к расплавлению металла, проведению процесса дефосфорации, частичной десульфурации и нагреву металла до температуры выпуска 1590-1650°C, то есть к выпуску полупродукта. Окончательная доводка металла осуществляется на установках внепечной обработки металла.

Современные дуговые печи снабжаются водоохлаждаемыми элементами стен и свода, топливно-кислородными горелками, манипуляторами для подачи кислорода и углеродсодержащих материалов, кислородными фурмами для дожигания монооксида углерода над поверхностью ванны, водоохлаждаемыми электродами, донным (эркерным) выпуском стали, перепуском электродов при отвернутом своде, высокими скоростями (до 3 °/сек) наклона печи, отворота свода и подъема электродов. Подача сыпучих материалов предусмотрена через отверстия в своде печи.

Сооружение установок печь-ковш с электродуговым нагревом металла в сталеразливочном ковше позволило эффективнее использовать высокую мощность печного трансформатора. В этой связи произошло перенесение процесса рафинирования металла непосредственно из дуговой печи в агрегат печь-ковш (мощность трансформатора установки печь-ковш меньше печного в три - четыре раза).

Производство стали в электродуговых печах может осуществляться по нескольким технологическим вариантам, отличающимся типом используемых шихтовых материалов (чугун твердый и жидкий, металлический лом, металлизированные рудные материалы, известь, известняк, плавиковый шпат и т. п.), способом подачи этих материалов в печь, видом и количеством топлива и кислорода, а также ведением технологического процесса.

Настоящее учебное пособие может быть использовано для определения технических показателей плавки при производстве рядовых, конструкционных и легированных марок сталей в современной мощной дуговой печи. При работе дуговой электросталеплавильной печи по двухшлаковой технологии и при выплавке высоколегированных марок сталей (например, нержавеющей и кислотоупорных), с использованием специальных технологий производства, таких как вакуумно-кислородное рафинирование или аргонокислородное рафинирование технические показатели плавки должны определяться по особым методическим указаниям.

Основная задача технологических расчетов сводится к определению технических показателей плавки для получения стали заданной температуры и химического состава: выхода жидкого металла, расхода материалов металлошихты и шлакообразующих, количества и состава шлака и дымовых газов, расхода электроэнергии, кислорода, природного газа и углеродсодержащих материалов. Проектная часть расчетов заключается в определении емкости и количества дуговых электропечей в зависимости от производительности цеха.

1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА ТЕХНИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЛАВКИ

Производительность цеха $P_{ц}$ _____, т в год;

Марка выплавляемой стали _____;

Жидкий чугун _____, кг/т жидкой стали ;

Миксерный шлак на поверхности чугуна в заливочном ковше

«х» = _____, кг/100 кг жидкого чугуна.

Металлический лом _____, кг/т жидкой стали, (собственные отходы _____ %);

Мусор в металлическом ломе «у» = _____, кг/100 кг лома;

Твердый чугун _____, кг/т жидкой стали ;

Синтиком _____, кг/т жидкой стали (твердый чугун _____%, железная руда _____%).

Губчатое железо _____, кг/т жидкой стали;

Известь _____, кг/т жидкой стали;

Температура стали на выпуске из конвертера _____, °С.

В табл. 1.1 и табл. 1.2 приводятся химические составы материалов, используемых в электродуговой плавке.

Таблица 1.1

Химический состав материалов, используемых в электродуговой плавке

Элемент	Жидкий чугун, %	Металлический лом, %	Твердый чугун, %	Твердый чугун синтикома, %	Выплавляемая сталь	
					min, %	max, %
C						
Si						
Mn						
S						
P						
Cr						
Ni						
Cu						
Al						
Fe						
Итого:	100	100	100	100	100	100

Таблица 1.2

Химический состав, %

Наименование	Железная руда	Железная руда синтетика	Миксерный шлак	Футеровка	Плавиновый шпат	Известь	Известняк	Мусор лома
Fe _{мет}								
Fe ₂ O ₃								
FeO								
SiO ₂								
CaO								
MgO								
MnO								
Cr ₂ O ₃								
Al ₂ O ₃								
S								
P ₂ O ₅								
CaF ₂								
CO ₂								
H ₂ O								
C								
Итого:	100	100	100	100	100	100	100	100

Мощность трансформатора _____, кВА/т жидкой стали;
 мощность газо-кислородных горелок _____, кВт/т жидкой стали;
 количество технологического кислорода, используемого для дожигания
 СО над поверхностью ванны, V_{O_2} – _____, м³/т жидкой стали (2 – 5 м³/т);
 количество воздуха, подсасываемого в рабочее пространство печи,
 V_B – _____, м³/т жидкой стали (85 – 130 м³/т);
 интенсивность продувки металла кислородом, i – _____, м³/(т.мин);
 температура заливаемого в конвертер чугуна _____, °С.

Принадлежность элемента или соединения к тому или иному материалу выражается через индекс этого элемента или соединения:

ж.с – жидкой стали;

ж.ч – жидкого чугуна;

м.ш – миксерного шлака;
л – металлического лома;
м.л – мусора металлического лома;
т.ч – твердого чугуна;
ж.р – железной руды;
и – извести;
изв-к – известняка;
ф – футеровки;
ш – плавикового шпата;
д – доломита;
ск – синтикома;
гж – губчатого железа.

Таким образом, в настоящем разделе учебного пособия представлены исходные данные для расчета технических показателей электроплавки.

2. МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

2.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА ЭЛЕМЕНТОВ, УДАЛЯЮЩИХСЯ ИЗ МЕТАЛЛОШИХТЫ

Расчет ведется на 100 кг соответствующего вида металлошихты. В соответствии с заданной для расчета маркой стали определяется остаточное количество элементов каждого материала металлошихты перед сливом металла из печи.

2.1.1. Определение угара элементов жидкого чугуна

При использовании жидкого чугуна в электродуговой плавке происходит окисление его компонентов. Образующиеся оксиды (за исключением оксидов углерода, удаляющихся с дымовыми газами) переходят в шлак. Необходимо отметить, что остаточное количество углерода в металле принимается по нижнему пределу в марке выплавляемой стали.

Кремний в процессе плавки окисляется практически полностью. Окисление марганца зависит от многих факторов, в частности, чем меньше начальное содержание марганца в чугуне и конечное содержание углерода в стали, тем ниже конечное содержание марганца. Обычно оно колеблется в пределах 0,3...0,1 %. В процессе плавки часть хрома окисляется и переходит в шлак. Количество окислившегося хрома зависит от начального и конечного содержания углерода в металле. Чем меньше хрома в чугуне и ниже содержание углерода в стали, тем меньше конечное содержание хрома. Обычно при наличии хрома в чугуне конечное его содержание колеблется в пределах 0,3...0,1 %. В процессе продувки в конвертере возможно удаление из металла до 90 % фосфора.

В соответствии с заданной для расчета маркой стали определяется остаточное количество элементов жидкого чугуна (по массе) перед сливом металла из печи.

Данный расчет представлен в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Угар элементов жидкого чугуна

Состав, %	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Химический состав чугуна								
Остается в металле								
Удаляется из чугуна								

Суммарный угар элементов жидкого чугуна определяется следующим образом, кг/100 кг жидкого чугуна ($\gamma_{жч}$):

$$\gamma_{жч} = C_{ужч} + Si_{ужч} + Mn_{ужч} + S_{ужч} + P_{ужч} + Cr_{ужч} + Cu_{ужч} + Ni_{ужч},$$

где $C_{ужч}$ – угар углерода, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Si_{ужч}$ – угар кремния, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Mn_{ужч}$ – угар марганца, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $S_{ужч}$ – угар серы, входящей в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $P_{ужч}$ – угар фосфора, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Cr_{ужч}$ – угар хрома, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Cu_{ужч}$ – угар меди, входящей в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Ni_{ужч}$ – угар никеля, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг.

2.1.2. Определение угара элементов твердого чугуна

В процессе плавления твердого чугуна и после его завершения отдельные его компоненты под воздействием кислорода окисляются и переходят в шлак и дымовые газы. Остаточное количество углерода в металле принимается по нижнему пределу в марке выплавляемой стали.

Кремний окисляется практически полностью, конечное содержание марганца и хрома колеблется в пределах 0,3...0,1 %, В процессе продувки в конвертере возможно удаление из металла до 90 % фосфора.

Исходя из вышесказанного, в соответствии с заданной для расчета маркой стали определяется количество элементов твердого чугуна,

остающихся в готовом металле (можно принять равным количеству элементов жидкого чугуна, остающихся в готовом металле (табл. 2.1)).

Данный расчет представлен в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Угар компонентов твердого чугуна

Состав, %	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Химический состав чугуна								
Остается в металле								
Удаляется из чугуна								

Суммарный угар элементов твердого чугуна определяется следующим образом, кг/100 кг твердого чугуна ($\gamma_{тч}$):

$$\gamma_{тч} = C_{утч} + Si_{утч} + Mn_{утч} + S_{утжч} + P_{утч} + Cr_{утч} + Cu_{утжч} + Ni_{утжч}.$$

2.1.3. Определение угара элементов металлического лома

Если в одной плавке используется металлический лом различного происхождения, то первоначально требуется определить средний химический состав металлической части лома в соответствии с долевым участием каждого вида лома в его общем объеме. Соответственно, таким же образом определяется среднее количество мусора в ломе и его химический состав.

Как в процессе плавления металлического лома, так и после его расплавления отдельные компоненты лома под воздействием кислорода окисляются и переходят в шлак и дымовые газы. Процесс расплавления лома в печи завершается на заданном содержании углерода в металле (нижний предел марки выплавляемой стали), кремний окисляется практически полностью, конечное содержание марганца и хрома колеблется в пределах 0,3...0,1 %, В процессе плавки возможно удаление из металла до 90 % фосфора.

Расчет угара компонентов металлического лома представлен в табл. 2.2.

Потери железа со шлаком и пылью для всех материалов металлошихты приводятся в разделе 2.2 «определение выхода годного металла».

Таблица 2.3

Угар компонентов металлического лома

Состав, %	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Химический состав металлического лома								
Остается в металле								
Удаляется из металлического лома								

Суммарный угар элементов металлического лома, кг/100 кг металлического лома ($\gamma_{\text{л}}$):

$$\gamma_{\text{л}} = C_{\text{утч}} + \text{Si}_{\text{утч}} + \text{Mn}_{\text{утч}} + S_{\text{утч}} + P_{\text{утч}} + \text{Cr}_{\text{утч}} + \text{Cu}_{\text{утч}} + \text{Ni}_{\text{утч}}$$

2.1.4. Угар элементов синтикома

Синтиком является композитным материалом, основная часть которого состоит из твердого чугуна и наполнителя. В качестве наполнителя может использоваться железная руда или другие материалы, содержащие оксиды железа (окалина, железосодержащий шлак и т.д.). В состав синтикома могут вводиться и другие материалы, например углерод. В связи с этим угар отдельных элементов синтикома необходимо определить, исходя из долевого участия в нем твердого чугуна и наполнителя. Соотношение масс “чугун : наполнитель” колеблется в широких пределах от 9:1 до 7:3. Особенное значение приобретает использование синтикома при необходимости выплавки металла с минимальным количеством примесей цветных элементов [1,2]. Так как синтиком является механической смесью из двух материалов (твердого чугуна и наполнителя) угар его элементов так же суммируется из угаров долевых частей его материалов.

1. Угар элементов твердого чугуна синтикома:

$$\text{Угар углерода: } C_{\text{уСК}} = g_{\text{тчСК}} \cdot 0,01 \cdot [C]_{\text{утч}}, \text{ кг}$$

$$\text{Угар кремния : } \text{Si}_{\text{уСК}} = 0,01 g_{\text{тчСК}} \text{Si}_{\text{утч}}, \text{ кг};$$

$$\text{Угар марганца: } \text{Mn}_{\text{уСК}} = 0,01 g_{\text{тчСК}} \text{Mn}_{\text{утч}}, \text{ кг};$$

$$\text{Угар хрома: } \text{Cr}_{\text{уСК}} = 0,01 g_{\text{тчСК}} \text{Cr}_{\text{утч}}, \text{ кг};$$

$$\text{Угар фосфора: } P_{\text{уСК}} = 0,01 g_{\text{тчСК}} P_{\text{утч}}, \text{ кг};$$

$$\text{Угар серы: } S_{\text{уСК}} = 0,01 g_{\text{тчСК}} S_{\text{утч}}, \text{ кг};$$

где $g_{\text{тчСК}}$ – количество твердого чугуна в синтикоме, %;

Такие примеси твердого чугуна как Ni, Cu, Mo не окисляются и практически целиком переходят в сталь.

2. Количество наполнителя синтикома, переходящего в шлак и газ.

Из общего количества наполнителя в шлак и газ перейдет вся его масса, кроме железа оксидов:

$$\gamma_{\text{жрСК}} = 0,01 g_{\text{жрСК}} \cdot \left[100 - (\text{Fe}_2\text{O}_3) \frac{112}{160} - (\text{FeO}) \frac{56}{72} \right], \text{ кг},$$

где $g_{\text{жрСК}}$ – количество наполнителя в синтикоме, %; Fe_2O_3 – содержание Fe_2O_3 в составе наполнителя синтикома, %; FeO – содержание FeO в составе наполнителя синтикома, %.

3. Суммарный угар элементов синтикома:

$$\gamma_{\text{СК}} = C_{\text{уСК}} + \text{Si}_{\text{уСК}} + \text{Mn}_{\text{уСК}} + \text{Cr}_{\text{уСК}} + \text{P}_{\text{уСК}} + \text{S}_{\text{уСК}} + \gamma_{\text{жрСК}}.$$

2.1.5. Угар элементов губчатого железа

Губчатое железо является продуктом прямого восстановления железорудных материалов (кусковой руды или окатышей) и рассматривается как элемент технологии, исключаяющей из производственного цикла доменное и коксохимическое производство. По такой технологии работают многие металлургические предприятия мира. В России технология прямого восстановления железорудных окатышей с последующей плавкой этого материала в дуговых электросталеплавильных цехах используется на Оскольском электрометаллургическом комбинате (ОЭМК) в г. Старый Оскол. Преимущества губчатого железа не ограничиваются только улучшением структуры металлургического производства, но и проявляются в традиционном электросталеплавильном производстве на металлическом ломе, если требуется ограничить содержание цветных элементов в годной стали. В этом случае часть металлического лома заменяется губчатым железом (или синтикомом)[3].

Угар углерода: $C_{\text{угж}} = C_{\text{гж}} - [C_{\text{ост}}]$

Угар серы рассчитывается следующим образом. Если количество серы в губчатом железе больше чем в конечной стали, то: $S_{\text{угж}} = S_{\text{гж}} - S_{\text{ост}}$. Если количество серы в губчатом железе меньше чем в конечной стали, то: $S_{\text{угж}} = 0$.

Угар фосфора рассчитывается следующим образом. Если количество фосфора в губчатом железе больше чем в выплавляемой стали, то: $P_{угж} = P_{гж} - P_{ост}$. Если количество фосфора в губчатом железе меньше чем в выплавляемой стали, то: $P_{угж} = 0$.

Суммарный угар элементов губчатого железа:

$$\gamma_{гж} = C_{угж} + P_{угж} + S_{угж} + (FeO)_{гж} \cdot 16/72 + (SiO_2 + CaO + MgO + MnO + Al_2O_3 + \text{прочие оксиды})_{гж}, \text{ кг},$$

где $(FeO) \cdot 16/72$ – потеря кислорода губчатого железа от восстановления (FeO) , кг; $(SiO_2 + CaO + MgO + MnO + Al_2O_3 + \text{прочие оксиды})_{гж}$ – содержание перечисленных оксидов в губчатом железе, кг.

2.1.6. Определение выхода годного металла

Для каждого материала металлошихты помимо угара элементов определенных ранее добавляются потери железа со шлаком и дымом.

На мощных дуговых электропечах, работающих по технологии с одним шлаком, обычно содержание FeO в шлаке колеблется в пределах 25 – 30 %, что соответствует потере железа со шлаком не менее 2 % от массы металлошихты [4,5]. В современной дуговой печи для интенсификации процессов в ванне используется кислород. Помимо участия в окислительных процессах часть кислорода растворяется в металле. Содержание кислорода растворенного в металле перед сливом из печи зависит от содержания в металле углерода: чем его меньше, тем больше содержание кислорода. Содержание кислорода в металле можно определить по формуле:

$$[O] = \frac{0,0021}{[C]_{ост}} + 0,0088,$$

где $[O]$ – содержание кислорода в металле, % $[C]_{ост}$ – содержание остаточного углерода в металле, % (по массе).

Для жидкого чугуна:

$$f_{жч} = 100 - (1 - 0,01x)\gamma_{жч} - x - 0,5 - 2,0 - 2,0 + [O],$$

где $f_{жч}$ – выход годного металла кг из 100 кг жидкого чугуна; $\gamma_{жч}$ – угар элементов жидкого чугуна (таблица 2.1), кг; «x» – количество миксерного шлака в заливочном ковше, кг; 0,5 ; 2,0 ; 2,0 – соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газами.

Для твердого чугуна:

$$f_{\text{Тч}} = 100 - \gamma_{\text{жч}} - 0,5 - 2,0 - 2,0 + [\text{O}],$$

где $f_{\text{Тч}}$ - выход годного металла кг из 100 кг твердого чугуна; $\gamma_{\text{жч}}$ - угар элементов твердого чугуна (таблица 2.2), кг; 0,5 ; 2,0 ; 2,0 – соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газами.

Для синтикома:

$$f_{\text{СК}} = 100 - \gamma_{\text{СК}} - g_{\text{ТчСК}} \cdot 0,01(0,5 + 2,0 + 2,0 - [\text{O}]),$$

где $f_{\text{СК}}$ - выход годного металла кг из 100 кг синтикома; $\gamma_{\text{СК}}$ - угар элементов синтикома, кг; 0,5 ; 2,0 ; 2,0 – соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газами, кг/100 кг твердого чугуна синтикома; $g_{\text{ТчСК}}$ – количество твердого чугуна в синтикоме, %.

Для металлического лома:

$$f_{\text{л}} = 100 - (1 - 0,01y)\gamma_{\text{л}} - y - 0,5 - 2,0 - 2,0 + [\text{O}],$$

где $f_{\text{л}}$ - выход годного металла кг из 100 кг металлического лома; $\gamma_{\text{л}}$ - угар элементов металлического лома (таблица 2.3), кг; y – количество мусора в металлическом ломе; 0,5 ; 2,0 ; 2,0 – соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газами.

Для губчатого железа:

$$f_{\text{Гж}} = 100 - \gamma_{\text{Гж}} - 0,5 - 2,0 - 2,0 + [\text{O}],$$

где $f_{\text{Гж}}$ - выход годного металла кг из 100 кг губчатого железа; $\gamma_{\text{Гж}}$ – угар элементов губчатого железа, кг; 0,5 ; 2,0 ; 2,0 – соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газам.

2.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДОВ ВСЕХ ВИДОВ МЕТАЛЛОШИХТЫ

Из всех материалов металлошихты, принимающих участие в электроплавке, расчетом определяется расход только одного материала, тогда как остальные задаются в кг на 1000 кг жидкой стали. Чаще всего рассчитывается расход металлического лома.

В общем виде 1000 кг жидкой стали образуется из суммы произведений расхода определенного вида металлошихты на соответствующий ему выход годного металла.

$$0,01(G_{жч}f_{жч} + G_{л}f_{л} + G_{тч}f_{тч} + G_{гжс}f_{гжс} + G_{СК}f_{СК}) = 1000,$$

где $G_{жч}$ – расход жидкого чугуна, кг/1000 кг; $f_{жч}$ – выход годного жидкого чугуна, %; $G_{л}$ – расход металлического лома, кг/1000 кг; $f_{л}$ – выход годного металлического лома, %; $G_{тч}$ – расход твердого чугуна, кг/1000 кг; $f_{тч}$ – выход годного твердого чугуна, %; $G_{гжс}$ – расход губчатого железа, кг/1000 кг; $f_{гжс}$ – выход годного губчатого железа, %; $G_{СК}$ – расход синтикома, кг/1000 кг; $f_{СК}$ – выход годного синтикома, %.

Если, например, заданы расходы: жидкого чугуна, твердого чугуна, губчатого железа и синтикома в кг на 1000 кг жидкой стали, то расход металлического лома будет равен:

$$G_{л} = \frac{1000 - 0,01(G_{жч}f_{жч} + G_{тч}f_{тч} + G_{гжс}f_{гжс} + G_{СК}f_{СК})}{0,01f_{л}},$$

где: $G_{л}$ – расход металлического лома, кг/1000 кг жидкой стали.

Расход металлошихты кг/1000 кг жидкой стали:

$$G_{жч} + G_{л} + G_{тч} + G_{гжс} + G_{СК}$$

Выход годной жидкой стали в %:

$$f_{жс} = \frac{100000}{G_{жч} + G_{л} + G_{тч} + G_{гжс} + G_{СК}}.$$

2.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СУММАРНОГО УГАРА ЭЛЕМЕНТОВ МЕТАЛЛОШИХТЫ

Суммарный угар отдельных элементов металлошихты определяется в соответствии с их долевым участием в общем объеме металлошихты.

В большинстве электросталеплавильных цехов, имеющих возможность использовать в металлошихте жидкий чугун, не имеется миксерных отделений и средств для скачивания миксерного шлака из чугуновозных ковшей. В результате значительное количество миксерного шлака заливается вместе с чугуном в печь и учитывается в его массе. Общее количество такого шлака на поверхности чугуна колеблется в пределах 0,5–1,2 % от массы чугуна. Даже, если обеспечиваются условия предварительного скачивания шлака из заливочного ковша, часть его, не менее 0,1 кг на 100 кг чугуна, заливается в печь. Таким образом, при

определении выхода годного металла, это количество шлака должно быть вычтено из массы чугуна [6].

Поскольку химический анализ жидкого чугуна определяется по его металлической части, то истинный химический состав чугуна с учетом миксерного шлака должен для каждого элемента пересчитываться с коэффициентом $(1 - 0,01x)$.

Вместе с металлическим ломом в шихту электроплавки поступает от 1 до 3% мусора. На Молдавском металлургическом заводе (ММЗ) замусоренность лома в среднем составляет 2%, а при использовании в составе металлошихты собственного скрапа количество мусора в нем повышается до 5%. [7]. Теплофизический справочник свойств шихтовых материалов черной металлургии определил среднее содержание в металлическом ломе только SiO_2 равного 1,5 % [8].

Состав мусора непредсказуем и зависит от источника его поступления. Так же как и для жидкого чугуна, химический состав металлического лома определяется по его металлической части. В связи с этим истинный состав металлического лома должен для каждого элемента пересчитываться с коэффициентом $(1 - y)$.

$$\begin{aligned}
 C_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{\text{жч}} C_{y\text{жч}} + 0,01(1 - 0,01y) G_{\text{л}} C_{y\text{ул}} + \\
 &+ 0,01G_{\text{Гж}} C_{y\text{Гж}} + 0,01G_{\text{Тч}} C_{y\text{Тч}} + 0,01 G_{\text{СК}} C_{y\text{СК}}; \\
 \text{Si}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{\text{жч}} \text{Si}_{y\text{жч}} + 0,01(1 - 0,01y) G_{\text{л}} \text{Si}_{y\text{ул}} + \\
 &+ 0,01G_{\text{Гж}} \text{Si}_{y\text{Гж}} + 0,01G_{\text{Тч}} \text{Si}_{y\text{Тч}} + 0,01 G_{\text{СК}} \text{Si}_{y\text{СК}}; \\
 \text{Mn}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{\text{жч}} \text{Mn}_{y\text{жч}} + 0,01(1 - 0,01y) G_{\text{л}} \text{Mn}_{y\text{ул}} + \\
 &+ 0,01G_{\text{Гж}} \text{Mn}_{y\text{Гж}} + 0,01G_{\text{Тч}} \text{Mn}_{y\text{Тч}} + 0,01 G_{\text{СК}} \text{Mn}_{y\text{СК}}; \\
 \text{Cr}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{\text{жч}} \text{Cr}_{y\text{жч}} + 0,01(1 - 0,01y) G_{\text{л}} \text{Cr}_{y\text{ул}} + \\
 &+ 0,01G_{\text{Гж}} \text{Cr}_{y\text{Гж}} + 0,01G_{\text{Тч}} \text{Cr}_{y\text{Тч}} + 0,01 G_{\text{СК}} \text{Cr}_{y\text{СК}}; \\
 \text{P}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{\text{жч}} \text{P}_{y\text{жч}} + 0,01(1 - 0,01y) G_{\text{л}} \text{P}_{y\text{ул}} + \\
 &+ 0,01G_{\text{Гж}} \text{P}_{y\text{Гж}} + 0,01G_{\text{Тч}} \text{P}_{y\text{Тч}} + 0,01 G_{\text{СК}} \text{P}_{y\text{СК}}; \\
 \text{S}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{\text{жч}} \text{S}_{y\text{жч}} + 0,01 (1 - 0,01y) G_{\text{л}} \text{S}_{y\text{ул}} + \\
 &+ 0,01G_{\text{Гж}} \text{S}_{y\text{Гж}} + 0,01G_{\text{Тч}} \text{S}_{y\text{Тч}} + 0,01 G_{\text{СК}} \text{S}_{y\text{СК}}; \\
 \text{Fe}_{y\text{дым}} &= 0,01G_{\text{жч}} 2,0 + 0,01G_{\text{л}} 2,0 + 0,01G_{\text{Гж}} 2,0 + \\
 &+ 0,01G_{\text{Тч}} 2,0 + 0,0001 G_{\text{СК}}g_{\text{ТчСК}} 2,0; \\
 \text{Fe}_{y\text{шлак}} &= 0,01G_{\text{жч}} 2,0 + 0,01G_{\text{л}} 2,0 + 0,01G_{\text{Гж}} 2,0 + \\
 &+ 0,01G_{\text{Тч}} 2,0 + 0,0001 G_{\text{СК}}g_{\text{ТчСК}} 2,0; \\
 \text{Fe}_{y\text{кор}} &= 0,01G_{\text{жч}} 0,5 + 0,01G_{\text{л}} 0,5 + 0,01G_{\text{Гж}} 0,5 +
 \end{aligned}$$

$$+ 0,01G_{\text{тч}} 0,5 + 0,0001 G_{\text{СК}}g_{\text{тчСК}}0,5,$$

где C_y , Si_y , Mn_y , Cr_y , P_y , S_y - угар углерода, кремния, марганца, хрома, фосфора, серы, кг/ 1000 кг жидкой стали; $Fe_{\text{удым}}$ - количество железа уносимого с дымовыми газами, кг/1000 кг жидкой стали; $Fe_{\text{ушлак}}$ - количество железа перешедшего в шлак в виде его оксидов, кг/1000 кг жидкой стали; $Fe_{\text{укоп}}$ - количество железа перешедшего в шлак в виде корольков металла, кг/1000 кг жидкой стали.

Помимо угара элементов металлошихты будет иметь так же место увеличение массы металла за счет растворения в нем кислорода:

$$[O]_{\text{ст}} = 0,01G_{\text{жч}} [O]_{\text{жч}} + 0,01G_{\text{л}} [O]_{\text{л}} + 0,01G_{\text{гж}} [O]_{\text{гж}} + 0,01G_{\text{тч}} [O]_{\text{тч}} + 0,0001 G_{\text{СК}}g_{\text{тчСК}} [O]_{\text{СК}}$$

2.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА И СОСТАВА ШЛАКА

В шлак переходят почти все оксиды компонентов металлошихты кроме углерода, оксиды которого переходят в газовую фазу. Также в газовую фазу переходит около 5 % серы шихты.

Количество кислорода необходимого для окисления примесей металлошихты, а также количество образующихся оксидов приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Количество образующихся оксидов примесей металлошихты и необходимое для их образования количество кислорода

Масса окислившегося элемента, кг	Тип образующегося оксида	Требуется кислорода, кг	Количество оксидов, кг
Si_y	SiO_2	$Si_y \frac{32}{28}$	$S_y \frac{60}{28}$
Mn_y	MnO	$Mn_y \frac{16}{55}$	$Mn_y \frac{71}{55}$
Cr_y	Cr_2O_3	$Cr_y \frac{48}{104}$	$Cr_y \frac{152}{104}$
P_y	P_2O_5	$P_y \frac{80}{62}$	$P_y \frac{142}{62}$

Масса окислившегося элемента, кг	Тип образующегося оксида	Требуется кислорода, кг	Количество оксидов, кг
Fe _{шлак}	FeO	Fe _{шлак} $\frac{16}{56}$	Fe _{шлак} $\frac{72}{56}$
S _v 0,95	S	-	S _v 0,95
Итого			

Современная плавка в мощной дуговой электросталеплавильной печи с использованием интенсификаторов процесса плавления требует в составе металлошихты определенного запаса по углероду, с одной стороны, как источника дополнительного тепла для расплавления металлошихты, а с другой стороны, как материала, обеспечивающего защиту железа шихты от чрезмерного окисления. Количество оксидов минеральной части углеродсодержащих материалов, поступающих в шлак, зависит от расхода этого материала в кг на 1000 кг жидкой стали.

Для экранирования дуг после расплавления основной массы металлошихты используется технология работы под пенистым шлаком. Вспенивание шлака обеспечивается вводом в шлаковый расплав углеродсодержащих материалов в струе кислорода или осушенного воздуха. Количество вводимых углеродсодержащих материалов для вспенивания шлака колеблется в пределах 5–7 кг/т жидкой стали.

Таким образом, общее количество используемых в процессе плавки углеродсодержащих материалов суммируется из расхода кускового материала, вводимого с металлошихтой и порошкообразного материала для вспенивания шлака. Фракционный состав кускового материала 10–30 мм, а порошкообразного 0,5–2 мм.

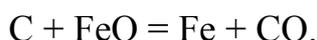
Количество вводимых в процесс углеродсодержащих материалов определены на основании обработки гарантийных показателей фирмы SMS Demag плавки в дуговой электросталеплавильной печи емкостью 140 т (“болото” – 20 т) с трансформатором 95 МВА [9].

Определенная часть углерода, входящего в состав таких материалов как губчатое железо и синтиком затрачивается на восстановление оксидов железа этих материалов. В этой связи, количество собственного углерода,

использованного для восстановления оксидов железа этих материалов, должно быть вычтено из общей потребности в углероде, вводимого в процесс с углеродсодержащими материалами.

Необходимо отметить, что в настоящих расчетах принято допущение о том, что оксиды железа этих материалов восстанавливаются прямым путем.

На довосстановление оксида железа FeO в губчатом железе и синтикоме в процессе плавки затрачивается углерод по следующей реакции:



То есть для восстановления 1 кг FeO требуется: $12/72 = 0,166$ кг углерода.

На восстановление Fe₂O₃, наполнителя синтикома, затрачивается углерод по реакции Fe₂O₃ + 3C = 2Fe + 3CO. То есть для восстановления 1 кг Fe₂O₃ требуется углерода, кг:

$$\frac{3 \cdot 12}{56 \cdot 2 + 16 \cdot 3} = 0,225.$$

Для конкретного состава губчатого железа и синтикома могут иметь место недостаток собственного углерода на восстановление всех оксидов железа. В этом случае потребуется вводить в процесс дополнительное количество углерода с углеродсодержащими материалами в завалку печи. То есть во всех случаях будет иметь место полное восстановление оксидов железа этих материалов либо собственным углеродом (если его достаточно), либо собственным и вводимым в завалку углеродом (если для этих целей недостаточно собственного углерода).

$$g_{\kappa}^C = \frac{15 - [C_y - 0,01 \cdot G_{\text{жж}} \cdot (FeO)_{\text{жж}} \cdot 0,166]}{0,01 \cdot C_{\kappa}} + \frac{0,0001 \cdot G_{\text{СК}} \cdot g_{\text{жрСК}} [(Fe_2O_3)_{\text{жр}} + (FeO)_{\text{жр}}] - C_{\text{увсп}}}{0,01 \cdot C_{\kappa}}$$

где g_{κ}^C – количество углеродсодержащего материала вводимого в завалку печи, кг/1000 кг жидкой стали; C_y – суммарный угар углерода металлошихты (раздел 2.4), кг; $C_{\text{увсп}}$ – количество углерода для вспенивания шлака (5 – 7) кг/ 1000 кг жидкой стали, кг; C_{κ} – содержание

углерода в углеродсодержащем материале, %; $G_{гж}$ – расход губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $G_{СК}$ – расход синтикома, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{жрСК}$ – количество наполнителя в синтикоме, %; $(FeO)_{гж}$ – количество FeO губчатого железа, кг/100 кг губчатого железа; $(FeO)_{жр}$ – количество FeO наполнителя синтикома, кг/100 кг наполнителя; $(Fe_2O_3)_{жр}$ – количество Fe_2O_3 наполнителя синтикома, кг/100 кг наполнителя; 0,166 – количество углерода на восстановление FeO (12/72), кг; 0,225 – количество углерода на восстановление Fe_2O_3 (36/160), кг.

Если в результате расчета g_k^C окажется меньше 5 кг, то следует отказаться от ввода кускового углеродсодержащего материала и дополнить этим количеством порошкообразный материал, но таким образом, чтобы общее количество порошкообразного углеродсодержащего материала не превысило 10 кг на 1000 кг жидкой стали.

Если g_k^C окажется отрицательной величиной, то кусковый углеродсодержащий материал в завалку не вводится. В шлак помимо оксидов, образующихся из элементов металлошихты (табл. 2.4), переходят также оксиды рабочего слоя материала футеровки печи, миксерного шлака, мусора металлического лома, пустой породы губчатого железа, золы углеродсодержащих материалов и пустой породы наполнителя синтикома.

Состав шлака, с учетом этих оксидов, представлен в табл. 2.5. (Знаком % выражается долевая часть соответствующего компонента в общей массе материала). Оксиды железа наполнителя синтикома и пустой породы губчатого железа в табл. 2.5 равны нулю, так как они полностью восстанавливаются до железа углеродом шихты (см. расчет g_k^C).

Для разжижения шлака в электросталеплавильном производстве может использоваться плавиковый шпат в количестве до 2–3 кг на 1000 кг жидкой стали.

При определении, как предварительного, так и окончательного количества шлака приняты допущения:

1. Из угара серы металлошихты 95% переходит в шлак — остальное в газовую фазу.
2. Сера из других источников, кроме металлошихты, целиком переходит в шлак.

Расчет ввода необходимого количества шлакообразующих материалов следует начинать с определения количества извести. Для этой цели можно ограничиться выражением основности шлака через CaO/SiO_2 . Для высокомоощных печей, работающих по технологии с одним шлаком, основность в конце периода плавления обычно не превышает 2,5 (чаще 1,9–2,0).

$$g_u = \frac{B \cdot \Sigma \text{SiO}_2 - \Sigma \text{CaO}}{0,01 \cdot (\text{CaO}_u - B \cdot \text{SiO}_{2u})},$$

где g_u – расход извести, кг/1000 кг жидкой стали, B – принятая основность шлака; ΣSiO_2 – суммарное количество SiO_2 из табл. 2.5, кг; ΣCaO – суммарное количество CaO из табл. 2.5, кг; CaO_u – содержание CaO в извести, %; SiO_{2u} – содержание SiO_2 в извести, %.

Если g_u в исходных данных к расчету задана как постоянная величина, то требуется недостающее до выбранной основности шлака количество CaO ввести с известняком. Такая ситуация может иметь место, если производство извести на предприятии не покрывает все его потребности в этом виде продукции.

Если $g_u^{\text{зад}}$ меньше полученного по расчету g_u , то принимается значение заданного $g_u^{\text{зад}}$ и рассчитывается количество вводимого известняка. Если же $g_u^{\text{зад}}$ оказывается больше чем получено по расчету g_u , то расчет количества известняка не производится и принимается расчетное количество извести g_u . После определения расходов извести и известняка можно определить окончательный состав шлака и его количество, дополнив табл. 2.5 данными по этим материалам.

Таблица 2.6

Состав конечного шлака

Материал	Состав шлака из табл. 2.5	Известь	Известняк	ИТОГО
Расход на 1000 кг стали		g_b	g_{CaCO_3}	

Оксиды шлака	кг	% ₀	кг	% ₀	кг	%	кг
Fe ₂ O ₃							
FeO							
SiO ₂							
CaO							
MgO							
MnO							
Al ₂ O ₃							
CaF ₂							
Cr ₂ O ₃							
P ₂ O ₅							
S							
Всего							

$$g_{CaCO_3} = \frac{(B \sum SiO_2 - \sum CaO) - g_u^{зад} \cdot 0,01 \cdot (CaO_u - B SiO_{2u})}{0,01 \cdot (CaO_{CaCO_3} - B \cdot SiO_{2CaCO_3})}$$

где g_{CaCO_3} - расход известняка, кг/1000 кг жидкой стали; $\sum SiO_2$ - суммарное количество SiO_2 из табл. 2.5, кг; $\sum CaO$ – суммарное количество CaO из табл. 2.5, кг; B – основность шлака; $g_u^{зад}$ – заданный расход извести, кг/1000 кг жидкой стали; CaO_u - содержание CaO в извести, %; SiO_{2u} - содержание SiO_2 в извести, %; CaO_{CaCO_3} - содержание CaO в известняке, %; SiO_{2CaCO_3} - содержание SiO_2 в известняке, %;

2.5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА И СОСТАВА ДЫМОВЫХ ГАЗОВ

В газовую фазу переходит углерод от шихтовых материалов, а также от углеродсодержащих материалов вводимых в ванну печи, за исключением углерода остающегося в металле перед сливом его из печи. Из других шихтовых материалов плавки в газовую фазу переходят: CO_2 от разложения известняка, от недожога извести, гидратная и

гигроскопическая вода, а также часть серы. В связи с тем, что применяемый для продувки металла кислород имеет в своем составе от 0,5% до 5% азота, он покидает дуговую печь с отходящими газами. Кроме того, часть горючих газов дожигается в рабочем пространстве печи кислородом воздуха, поступающего в печь через ее неплотности и открытое рабочее окно.

Сжигание углерода в металлической ванне и шлаке дуговой электропечи осуществляется при высоких температурах процесса (выше 1000°C), при которых в системе $\text{C} - \text{CO} - \text{CO}_2$ более устойчивой является CO . В связи с этим, принято допущение, что в металлической ванне и шлаке печи весь углерод окисляется до CO . Образование же CO_2 происходит уже над ванной печи за счет кислорода воздуха подсасываемого в рабочее пространство печи.

Кроме углерода вносимого металлошихтой и вводимого с углеродсодержащими материалами имеет место окисление углерода электродов дуговой печи. Расход электродов сверхмощных дуговых электропечей в зависимости от их качества колеблется в пределах 2,0-1,1 кг на 1000 кг жидкой стали. Учитывая, что в эту величину входит масса огарков электродов и их окисление при отвороте свода, в настоящих расчетах принято, что 70 % углерода электродов сгорает в рабочем пространстве печи до CO . Тогда количество образующейся CO от окисления углерода электродов будет равно:

$$g_{\text{CO}_{\text{эл}}} = g_{\text{эл}} \cdot \frac{28}{12} = g_{\text{эл}} \cdot 1,63,$$

где $g_{\text{CO}_{\text{эл}}}$ – количество CO образующееся при окислении углерода на поверхности электродов, кг/1000 кг жидкого железа; $g_{\text{эл}}$ – расход электродов, кг/1000 кг жидкой стали.

Количество образующихся оксидов углерода шихты и потребность в кислороде для их образования представлены в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Количество образующихся оксидов углерода шихты и потребность в кислороде для их образования

Окисляется углерода, кг	Образуется CO, кг	Требуется O ₂ , кг
$(g_k^c 0,01C_k + C_{увсп})$	$(g_k^c 0,01C_k + C_{увсп}) \frac{28}{12}$	$(g_k^c 0,01C_k + C_{увсп}) \frac{16}{12}$
C_y	$C_y \frac{28}{12}$	$C_y \frac{16}{12} - 0,01 \cdot (FeO)_{гж} \cdot G_{гж} \cdot \frac{16}{72} - 0,0001 G_{СК} g_{жрСК} [(Fe_2O_3)_{жр} \frac{48}{160} + (FeO)_{жр} \frac{16}{72}]$
$g_{эл} 0,7$	$g_{эл} 0,7 \frac{28}{12}$	$g_{эл} 0,7 \frac{16}{12}$
Всего		

где g_k^c – количество кусковых углеродсодержащих материалов вводимых в завалку печи, кг/1000 кг жидкой стали; C_y – суммарный угар углерода металлошихты (раздел 2.4), кг/1000 кг жидкой стали; $C_{увсп}$ – количество углерода для вспенивания шлака (5–7 кг), кг/1000 кг жидкой стали; C_k – содержание углерода в углеродсодержащем материале, %; $G_{СК}$ – расход синтикома, кг/1000 кг жидкой стали; $G_{гж}$ – расход губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{жрСК}$ – количество наполнителя в синтикоме, %; $(FeO)_{гж}$ – количество FeO губчатого железа, кг/100 кг губчатого железа; $(FeO)_{жр}$ – количество FeO наполнителя синтикома, кг/100 кг наполнителя; $(Fe_2O_3)_{жр}$ – количество Fe_2O_3 наполнителя синтикома, кг/100 кг наполнителя.

Количество CO₂ и H₂O, поступающие из других (кроме металлошихты) источников представлены в табл. 2.8

Таблица 2.8

Количество CO₂ и H₂O, поступающие из других (кроме металлошихты) источников

Наименование материала	Расход на 1000 кг жидкой стали, кг	CO ₂		H ₂ O	
		%	кг	%	кг
Известь	$g_{из} \cdot (CO_2)_{из};$ $g_{из} \cdot (H_2O)_{из};$				
Известняк	$g_{CaCO_3} \cdot (CO_2)_{CaCO_3};$ $g_{CaCO_3} \cdot (H_2O)_{CaCO_3};$				
Плавиновый шпат	$g_{плш} \cdot (H_2O)_{плш}$				
Углерод кусковой	$g_k^C \cdot (H_2O)_k$				
Углерод порошок	$g_{всп} \cdot (H_2O)_{всп}$				
Наполнитель синтикама	$0,01 G_{СК} g_{жр} \cdot (H_2O)_{жр}$				
Футеровка	$G_{ф} \cdot (CO_2)_{ф}$				
Всего					

где $g_{из}$ – расход извести, кг/1000 кг жидкой стали; $(CO_2)_{из}$ – количество CO₂ в извести, %; $(H_2O)_{из}$ – количество H₂O в извести, %; g_{CaCO_3} – расход известняка, кг/1000 кг жидкой стали; $(CO_2)_{CaCO_3}$ – количество CO₂ в известняке, %; $(H_2O)_{CaCO_3}$ – количество H₂O в известняке, %; $g_{плш}$ – расход плавинового шпата, кг/1000 кг жидкой стали; $(H_2O)_{плш}$ – количество H₂O в плавиновом шпате, %; g_k^C – количество кусковых углеродсодержащих материалов вводимых в завалку печи, кг/1000 кг жидкой стали; $(H_2O)_k$ – количество H₂O в кусковых углеродсодержащих материалах, %; $g_{всп}$ – расход углеродсодержащих материалов на вспенивание шлака, кг/1000 кг жидкой стали; $(H_2O)_{всп}$ – количество H₂O в углеродсодержащем материале для вспенивания шлака, %; $G_{СК}$ – расход синтикама, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{жрСК}$ – количество наполнителя в синтикаме, %; $(H_2O)_{жр}$ – количество H₂O в наполнителе синтикама, %; $G_{ф}$ – расход футеровки, кг/1000 кг жидкой стали; $(CO_2)_{ф}$ – содержание CO₂ в материале футеровки, %.

Количество удаляемых с дымовыми газами оксидов железа и серы и потребное для этого количество кислорода приведены в табл. 2.9.

Таблица 2.9

Количество удаляемых с дымовыми газами оксидов железа и серы и необходимое для их образования количество кислорода

Масса окислившегося элемента, кг	Образуются оксиды	Требуется кислорода, кг	Количество оксидов, кг
$S_y 0,05$	$SO_{2 \text{ газ}}$	$S_y 0,05 \cdot \frac{32}{32}$	$S_y 0,05 \cdot \frac{64}{32}$
$Fe_{y \text{ дым}}$	Fe_2O_3	$Fe_{\text{дым}} \frac{48}{112}$	$Fe_{\text{дым}} \frac{160}{112}$

где S_y – угар серы металлошихты (раздел 2.4), кг/1000 кг жидкой стали; $Fe_{y \text{ дым}}$ – угар железа металлошихты уносимого с дымовыми газами (раздел 2.4, кг/1000 кг жидкой стали).

В дымовые газы переходят продукты сгорания природного газа газокислородных горелок. Количество продуктов сгорания зависит от мощности газокислородных горелок и времени их работы. Время работы горелок зависит от вида металлошихты и продолжительности нахождения металла под током.

Если задается мощность газокислородных горелок $Q_{гор}$ в кВт, то расход природного газа определяется по формуле, м³/т:

$$g_{прз} = \frac{Q_{гор} \cdot 3600 \cdot \tau_{наг}}{Q_{пр.г.}}$$

где $Q_{гор}$ – суммарная мощность установленных газокислородных горелок, кВт/1000 кг жидкой стали; 3600 – коэффициент перехода из кВтч в кДж; $\tau_{наг}$ – время работы газокислородных горелок, час; $Q_{пр.г.}$ – количество тепла, выделяющегося при сжигании природного газа, кДж/м³ природного газа.

В металлошихте электроплавки может использоваться металлический лом в определенных соотношениях с жидким или твердым чугуном, синтикомом и металлизированными рудными материалами. Расход природного газа в зависимости от состава металлошихты может изменяться, так как нагреву горелками подвергается только твердая часть

металлошихты за исключением губчатого железа, подаваемого в печь через свод в жидкую ванну металла. Современная сверхмощная дуговая печь находится под током не более 40-45 минут за плавку. Это время включает нагрев металла от конца периода плавления до выпуска металла, которое составляет от 10 до 15 мин. После того как под действием дуг и газокислородных горелок металлошихта осядет, газокислородные горелки, как топливное устройство, практически прекращают свою работу. В сверхмощных дуговых печах время работы газокислородных горелок колеблется в пределах 10–15 минут [10]. Если в металлошихте на 1000 кг жидкой стали используется 300 и более кг жидкого чугуна или металлизированных железорудных материалов, то время включения горелок ограничивается плавлением металлошихты из первой завалки и обычно не превышает 6 минут. Естественно, что продолжительность работы горелок, при прочих равных условиях, увеличивается с уменьшением теплотворной способности природного газа.

Для определения продолжительности нагрева металлошихты газокислородными горелками за основу приняты фактические показатели работы печи Молдавского металлургического завода (ММЗ). На этом заводе эксплуатируется дуговая электросталеплавильная печь с удельной мощностью трансформатора в 800 кВА/т жидкой стали и мощностью установленных газокислородных горелок 250 кВт/т жидкой стали. Продолжительность работы газокислородных горелок составляет в среднем 11 мин за плавку. Продолжительность нагрева газокислородными горелками увеличивается с уменьшением удельной мощности трансформатора и мощности газокислородных горелок. В соответствии с этим, для определения продолжительности нагрева металлошихты газокислородными горелками, можно предложить следующую зависимость:

$$\tau_{наг} = \frac{0,183 \cdot 800 \cdot 250 \cdot 0,001(G_{л} + G_{мч} + G_{СК})}{S_{ному} \cdot Q_{гор}},$$

или после преобразования:

$$\tau_{наг} = \frac{36,6(G_{л} + G_{мч} + G_{СК})}{S_{ному} \cdot Q_{гор}},$$

где $\tau_{наг}$ – продолжительность работы газокислородных горелок, ч; 0,183 – продолжительность работы газокислородных горелок на ММЗ, ч (11:60 =

0,183); $S_{\text{ном } \gamma}$ – установленная мощность трансформатора, кВА/1000 кг жидкой стали; $Q_{\text{гор}}$ – установленная мощность газокислородных горелок, кВт/1000 кг жидкой стали; $G_{\text{л}}$ – расход металлического лома, кг/1000 кг жидкой стали; $G_{\text{тч}}$ – расход твердого чугуна, кг/1000 кг жидкой стали; $G_{\text{СК}}$ – расход синтикама, кг/1000 кг жидкой стали.

Количество кислорода на сжигание 100 м³ природного газа, и образующихся в результате этого процесса CO₂ и H₂O представлены в табл. 2.10.

Таблица 2.10

Количество кислорода на сжигание 100 м³ природного газа и количество образующихся при этом CO₂ и H₂O

Состав природного газа, м ³	Масса, кг	Реакции горения	Расход O ₂ , м ³	Образуется CO ₂ , м ³	Образуется H ₂ O, м ³
CH ₄ - 94,6	67,571	CH ₄ +2O ₂ =CO ₂ +2H ₂ O	189,2	94,6	189,2
C ₂ H ₆ - 1,9	2,545	C ₂ H ₆ +3,5O ₂ =2CO ₂ +3H ₂ O	6,65	3,8	5,7
C ₃ H ₈ - 0,1	0,196	C ₃ H ₈ +5O ₂ =3CO ₂ +4H ₂ O	0,5	0,3	0,4
C ₄ H ₁₀ - 0,1	0,259	C ₄ H ₁₀ +6,5O ₂ =4CO ₂ +5H ₂ O	0,65	0,4	0,5
C ₅ H ₁₂ - 0,1	0,321	C ₅ H ₁₂ +8O ₂ =5CO ₂ +6H ₂ O	0,8	0,5	0,6
H ₂ - 0,0	0,0		-	-	-
CO ₂ - 0,3	0,589		-	0,3	-
N ₂ - 2,9	3,625		-	-	-
100,0	75,106	Итого:	197,8	99,9	196,4

Количество выделяющегося тепла при сжигании природного газа приведенного состава кислородом составит:

$$Q_{\text{пр } \gamma} = 359,92\text{CH}_4 + 637,3\text{C}_2\text{H}_6 + 905,46\text{C}_3\text{H}_8 + 1179,48\text{C}_4\text{H}_{10} + 1449,74\text{C}_5\text{H}_{12} = 35612,7 \text{ кДж/м}^3 \text{ газа,}$$

где 359,92; 637,3; 905,46; 1179,48; 1449,74 – теплота горения газа соответственно CH₄; C₂H₆; C₃H₈; C₄H₁₀; C₅H₁₂, кДж/ 0,01 м³; CH₄; C₂H₆; C₃H₈; C₄H₁₀; C₅H₁₂ – количество соответствующего газа в общем объеме природного газа, %.

Аналогичным образом могут быть определены: количество тепла от сжигания 1 м³ газа, расход кислорода и образующихся CO₂ и H₂O для другого состава природного газа.

Таким образом, 1 м³ природного газа, приведенного выше состава, имеет массу 75,106/100 = 0,751 кг.

Расход кислорода на 1 м³ природного газа составит:

$$\frac{197,8 \cdot 32}{22,4 \cdot 100} = 2,826 \text{ кг/м}^3;$$

Из 1 м³ природного газа при сгорании образуется CO₂:

$$\frac{99,9 \cdot 44}{22,4 \cdot 100} = 1,962 \text{ кг/м}^3$$

Из 1 м³ природного газа при сгорании образуется H₂O:

$$\frac{196,4 \cdot 18}{22,4 \cdot 100} = 1,578 \text{ кг/м}^3$$

Из 1 м³ природного газа при сгорании образуется N₂:

$$\frac{2,9 \cdot 28}{22,4 \cdot 100} = 0,036 \text{ кг/м}^3,$$

Общее количество образующегося CO₂:

$$g_{CO_2} = g_{CO_2CaO} + g_{CO_2CaCQ} + g_{CO_2CaF} + g_{CO_2}^{\phi} + g_{npz} \cdot 1,96.$$

Общее количество образующихся водяных паров:

$$g_{H_2O} = g_{H_2OCaO} + g_{H_2OCaCQ} + g_{H_2OCaF} + g_{H_2OSK} + g_{npz} \cdot 1,58.$$

Под действием высоких температур электрической дуги происходит диссоциация водяных паров с образованием водорода и кислорода. Если принять допущение, что из образовавшихся в рабочем пространстве печи водяных паров 20% подвергается диссоциации, то количество полученных водорода и кислорода составит:

$$G_{H_2} = 0,2 \cdot g_{H_2O} \cdot \frac{2}{18},$$

$$g_{O_2}^{H_2O} = 0,2 \cdot g_{H_2O} \cdot \frac{16}{18},$$

где G_{H_2} - количество водорода в дымовых газах, кг/1000 кг жидкой стали;

g_{H_2O} - количество водяных паров, образующихся в рабочем пространстве

печи, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{O_2}^{H_2O}$ - количество кислорода, выделившегося из водяных паров в результате их диссоциации, кг/1000 кг жидкой стали.

Образовавшийся в результате диссоциации водяных паров кислород принимает участие в окислительных процессах в рабочем пространстве печи.

Общая потребность в кислороде дутья составит:

$$g_{\text{д}} = \frac{g_{\text{O}_2}^{\text{C}} + g_{\text{O}_2}^{\text{Si}} + g_{\text{O}_2}^{\text{Mn}} + g_{\text{O}_2}^{\text{P}} + g_{\text{O}_2}^{\text{Cr}} + g_{\text{O}_2}^{\text{FeO}} + g_{\text{O}_2, \text{дым}}^{\text{Fe}_2\text{O}_3} + g_{\text{O}_2}^{\text{SO}_2} + [\text{O}]_{\text{ст}}}{0,01 \cdot \% \text{O}_2} - \frac{g_{\text{O}_2}^{\text{H}_2\text{O}} - g_{\text{нрг}} \cdot 2,826}{0,01 \cdot \% \text{O}_2},$$

где $g_{\text{д}}$ – количество кислородного дутья, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{\text{O}_2}^{\text{C}}$ – количество кислорода на окисление углерода шихты, кг (табл. 2.7); $g_{\text{O}_2}^{\text{Si}}$ – количество кислорода на окисление кремния металлошихты, кг (табл. 2.4); $g_{\text{O}_2}^{\text{Mn}}$ – количество кислорода на окисление марганца металлошихты, кг (табл. 2.4); $g_{\text{O}_2}^{\text{P}}$ – количество кислорода на окисление фосфора металлошихты, кг (табл. 2.4); $g_{\text{O}_2}^{\text{Cr}}$ – количество кислорода на окисление хрома металлошихты, кг (табл. 2.4); $g_{\text{O}_2}^{\text{FeO}}$ – количество кислорода на окисление железа металлошихты до FeO переходящего в шлак, кг (табл. 2.4); $g_{\text{O}_2, \text{дым}}^{\text{Fe}_2\text{O}_3}$ – количество кислорода на окисление железа металлошихты до Fe₂O₃, кг (табл. 2.9); $g_{\text{O}_2}^{\text{SO}_2}$ – количество кислорода на образование SO₂ в отходящих конвертерных газах, кг (табл. 2.9); $g_{\text{O}_2}^{\text{H}_2\text{O}}$ – количество кислорода от диссоциации H₂O, кг; $g_{\text{нрг}}$ – расход природного газа, м³/1000 кг жидкой стали; [O]_{ст} – количество кислорода в стали, (раздел 2.4) кг; % O₂ – содержание кислорода в дутье, %.

Количество азота (кг/1000 кг жидкой стали), вносимого кислородом дутья:

$$g_{\text{N}_2} = g_{\text{д}} \cdot (1 - 0,01 \cdot \% \text{O}_2) + g_{\text{N}_2}^{\text{III}} \cdot V_{\text{III}}.$$

Суммарный состав дымовых газов на 1000 кг жидкой стали, поступивших в рабочее пространство печи, представлен в табл. 2.11.

Как отмечалось ранее, принято допущение, что весь углерод шихтовых материалов окисляется в ванне до CO. Над ванной часть выделившегося CO окисляется до CO₂ кислородом воздуха поступающего в печь через открытое окно и неплотности дуговой электропечи. Рассчитать количество поступающего воздуха в печь достаточно сложно. При исследований работы дуговых электропечей, приведенные данные, о количестве подсасываемого воздуха в их рабочее пространство разнятся от 80 до 190 м³/т стали [11,12,13].

Таблица 2.11

Количество и состав дымовых газов

Компонент	кг	м ³	% (по объему)
CO	g_{CO}	$g_{CO} \frac{22,4}{28}$	
CO ₂	g_{CO_2}	$g_{CO_2} \frac{22,4}{44}$	
H ₂ O	$0,8 g_{H_2O}$	$0,8 g_{H_2O} \frac{22,4}{18}$	
SO ₂	g_{SO_2}	$g_{SO_2} \frac{22,4}{64}$	
H ₂	G_{H_2}	$G_{H_2} \cdot \frac{22,4}{2}$	
N ₂	g_{N_2}	$g_{N_2} \frac{22,4}{28}$	
Итого			100,0

Количество подсасываемого воздуха зависит от многих факторов, таких как: мощности установленных дымососов, сопротивления дымового тракта, длительности токового периода, частоты открывания рабочего окна, конструктивных особенности печи, характера выделения дымовых газов и др. Принято допущение, что из общего количества подсасываемого в рабочее пространство печи воздуха, 40% его кислорода используется для дожигания CO над поверхностью ванны и 15% кислорода воздуха для окисления элементов шихты. Остальная часть кислорода воздуха вместе с азотом покидают рабочее пространство печи с дымовыми газами. С целью повышения эффективности использования тепла от дожигания CO над поверхностью ванны иногда применяют подачу технологического кислорода через специальную фурму. При использовании технологического кислорода для дожигания CO над поверхностью ванны принято допущение, что затраты его на эту реакцию равны 100%.

Таким образом можно определить окончательный состав дымовых газов с учетом дожигания части CO кислородом подсасываемого воздуха и технологическим кислородом:

$$G_{CO} = g_{CO} - 0,01 V_{O_2} \cdot \%O_2 \frac{32}{22,4} \cdot \frac{28}{16} - V_B \cdot 0,21 \frac{32}{22,4} \cdot 0,4 \frac{28}{16}] =$$

$$= g_{CO} - 2,5 \cdot 0,01 V_{O_2} \%O_2 - V_B 0,21,$$

где G_{CO} – количество CO покидающее рабочее пространство печи с дымовыми газами, кг/1000 кг жидкой стали; V_{O_2} – количество технологического кислорода, используемого для дожигания CO над поверхностью ванны, м³/1000 кг жидкого металла; V_B – количество подсасываемого в рабочее пространство печи воздуха, м³/1000 кг жидкого металла; $\%O_2$ – содержание кислорода в технологическом кислороде; 0,21 – долевая часть кислорода в воздухе по объему; $\frac{32}{22,4}$ - перевод кислорода

из м³ в кг; $\frac{28}{16}$ – количество образующегося единиц CO на единицу кислорода, кг; 0,4 – долевая часть кислорода воздуха на дожигание CO.

Соответственно увеличивается количество CO₂ в отходящих дымовых газах:

$$G_{CO_2} = g_{CO_2} + 0,01 \cdot V_{O_2} \cdot \%O_2 \frac{32 \cdot 44}{22,4 \cdot 16} + V_B \cdot 0,21 \cdot \frac{32}{22,4} \cdot 0,4 \cdot \frac{44}{16} =$$

$$= g_{CO_2} + 3,93 V_{O_2} 0,01 \%O_2 + V_B 0,33,$$

где G_{CO_2} – количество CO₂ покидающее рабочее пространство печи с дымовыми газами, кг/1000 кг жидкой стали ; g_{CO_2} – количество CO₂ из табл. 2.11, кг; V_B – количество подсасываемого в рабочее пространство печи воздуха, м³/1000 кг жидкого металла; V_{O_2} – количество технологического кислорода, используемого для дожигания CO над поверхностью ванны, м³/1000 кг жидкого металла; $\%O_2$ – содержание кислорода в технологическом кислороде; 0,21 – долевая часть кислорода в воздухе по объему; $\frac{32}{22,4}$ - перевод кислорода из м³ в кг; $\frac{28}{16}$ – количество образующегося единиц CO на единицу кислорода, кг; 0,4 – долевая часть кислорода воздуха на дожигание CO.

Суммарное количество азота в дымовых газах:

$$G_{N_2} = g_{N_2} + V_B \cdot 0,79 \cdot \frac{28}{22,4} + 0,01 \cdot V_{O_2} \cdot (100 - \%O_2) \cdot \frac{28}{22,4} = g_{N_2} + V_B \cdot 0,9875 + 0,0125(100 - \%O_2)V_{O_2}$$

где G_{N_2} – суммарное количество азота в дымовых газах, кг/1000 кг жидкой стали; g_{N_2} – количество азота из таблицы 2.11, кг; 0,79 – долевая часть азота в воздухе по объему; $\frac{28}{22,4}$ – перевод количества азота из м³ в кг.

Количество кислорода воздуха, покидающего рабочее пространство печи:

$$G_{O_2} = \frac{V_g \cdot 0,21 \cdot 32}{22,4} \cdot (1 - 0,15 - 0,4) = V_g \cdot 0,135,$$

где G_{O_2} – количество кислорода в отходящих дымовых газах, кг/1000 кг жидкой стали; 0,15 – долевая часть кислорода воздуха на окисление элементов шихты; 0,4 – долевая часть кислорода воздуха на дожигание СО.

Как отмечалось ранее, 15% подсасываемого в рабочее пространство печи кислорода воздуха затрачивалось на окисление элементов шихты, в связи с чем, общая потребность в кислороде дутья уменьшается на эту величину. Одновременно количество дутья увеличится на величину, равную количеству кислорода, подаваемого в печь для дожигания СО над ванной металла в печи.

$$G_d = g_d - \frac{V_g \cdot 0,21 \cdot 32 \cdot 0,15}{22,4} + V_{O_2} \cdot \left[0,01 \cdot \%O_2 \cdot \frac{32}{22,4} + (1 - 0,01 \cdot \%O_2) \cdot \frac{28}{22,4} \right] = g_d - V_B \cdot 0,045 + V_{O_2} (1,25 + 0,0018\%O_2),$$

или в м³/1000 кг жидкой стали:

$$G_d \left[0,01 \cdot \%O_2 \cdot \frac{224}{32} + (1 - 0,01\%O_2) \cdot \frac{224}{28} \right],$$

или после преобразования:

$$G_d (0,8 - 0,001\%O_2),$$

где G_d – количество кислородного дутья, кг/1000 кг жидкой стали; V_B – количество воздуха, подсасываемого в рабочее пространство печи, м³/т жидкой стали; 0,21 – долевая часть кислорода в воздухе по объему; 0,15 –

долевая часть кислорода воздуха на окисление элементов шихты; %O₂ - количество кислорода в кислородном дутье.

Суммарный состав дымовых газов на 1000 кг жидкой стали, покидающих рабочее пространство печи представлен в табл. 2.12.

Таблица 2.12

Количество и состав дымовых газов, покидающих рабочее пространство печи

Компонент	кг	м ³	% (по объему)
CO	G_{CO}	$G_{CO} \frac{22,4}{28}$	
CO ₂	G_{CO_2}	$G_{CO_2} \frac{22,4}{44}$	
H ₂ O	$G_{H_2O} = g_{H_2O} \cdot 0,8$	$G_{H_2O} \frac{22,4}{18}$	
SO ₂	G_{SO_2}	$G_{SO_2} \frac{22,4}{64}$	
H ₂	G_{H_2}	$G_{H_2} \cdot \frac{22,4}{2}$	
O ₂	G_{O_2}	$G_{O_2} \frac{22,4}{32}$	
N ₂	G_{N_2}	$G_{N_2} \frac{22,4}{28}$	
Итого			100,0

Результаты расчетов приходной и расходной частей материального баланса электродуговой плавки представлены в табл. 2.13.

Расхождения между приходной и расходной частями материального баланса не должны превышать 0,1%. В противном случае необходимо искать ошибки в выполненных расчетах.

Таблица 2.13

Материальный баланс электродуговой плавки

Приход	кг	%	Расход	кг	%
Чугун жидкий			Сталь		
Металлический лом			Шлак		
Твердый чугун			Корольки металла		
Губчатое железо			Потери Fe ₂ O ₃ с дымом		
Синтиком			Дымовые газы -		
Углерод кусковый			Электродные огарки g _{эл} 0,3		
Углерод порошок					
Электроды					
Известь					
Известняк					
Доломит					
Плавиновый шпат					
Футеровка					
Кислород					
Природный газ					
Воздух					
Итого:			Итого		

В общем виде конечное содержание любого элемента в стали перед сливом из дуговой печи можно определить по формуле:

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_{жс}^* = & (1 - 0,01x) \cdot \mathcal{E}_{остжсч} \cdot 0,001 \cdot G_{жсч} + (1 - 0,01y) \cdot \mathcal{E}_{остл} \cdot 0,001 \cdot G_l + \\ & + \mathcal{E}_{осттч} \cdot 0,001 \cdot G_{тч} + \mathcal{E}_{остгж} \cdot 0,001 \cdot G_{гж} + \mathcal{E}_{осттчСК} \cdot 0,00001 \cdot G_{СК} \cdot g_{тчСК} \end{aligned}$$

где $\mathcal{E}_{жс}^*$ – содержание элемента Э в жидкой стали на выпуске из дуговой печи, %; x – количество миксерного шлака на поверхности чугуна в заливочном ковше, кг/100 кг жидкого чугуна; $\mathcal{E}_{остжсч}$ – остаточное количество элемента Э от жидкого чугуна, кг/100 кг жидкого чугуна; $G_{жсч}$ – расход жидкого чугуна, кг/1000 кг жидкой стали; y – количество мусора в металлическом ломе, кг/100 кг лома; $\mathcal{E}_{остл}$ – остаточное количество элемента Э от металлического лома, кг/100 кг лома; G_l – расход

металлического лома, кг/1000 кг жидкой стали; $\mathcal{E}_{осттч}$ - остаточное количество элемента Э от твердого чугуна, кг/100 кг твердого чугуна; $G_{тч}$ – расход твердого чугуна, кг/1000 кг жидкой стали; $\mathcal{E}_{остгж}$ – остаточное количество элемента Э от губчатого железа, кг/100 кг губчатого железа; $G_{гж}$ – расход губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $\mathcal{E}_{осттчСК}$ – остаточное количество элемента Э от твердого чугуна синтикома, кг/100 кг твердого чугуна синтикома; $G_{СК}$ – расход синтикома, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{тчСК}$ – количество твердого чугуна в синтикоме, %.

3. ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

Тепловой баланс плавки в дуговой электросталеплавильной печи составляется по результатам материального баланса и рассчитывается на 1000 кг жидкой стали.

3.1. ПРИХОД ТЕПЛА

3.1.1. Тепло, вносимое жидким чугуном

$$W_{жч} = \frac{G_{жч} \cdot (1 - 0,01x) \cdot (0,74 \cdot 1150 + 217 + (t_{жч} - 1150) \cdot 0,87)}{3600} =$$

$$= \frac{G_{жч} \cdot (1 - 0,01x) \cdot (67,5 + 0,87 \cdot t_{жч})}{3600},$$

где $W_{жч}$ – количество тепла вносимого жидким чугуном, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; x – количества миксерного шлака в жидком чугуне, кг/100 кг чугуна; 0,74 – теплоемкость чугуна до температуры плавления, кДж/кг, °С; 217 – теплота плавления чугуна, кДж/кг; $t_{жч}$ – температура чугуна заливаемого в электродуговую печь, °С; 0,87 – теплоемкость жидкого чугуна кДж/кг °С; 3600 – количество кДж в 1 кВт.ч.

3.1.2. Тепло, вносимое окислением углерода

В разделе 2.6 принято допущение, что весь углерод ванны печи окисляется до СО:

$$W_{Cy} = \{C_y - 0,01G_{Гж}(FeO)_{Гж}0,166 - 0,0001G_{СК}g_{жрСК}[(Fe_2O_3)_{жр}0,225 + (FeO)_{жр}0,166] + g_{эл}0,7 + 0,01g_{к}^C \cdot C_K + C_{всп}\} 11000 : 3600,$$

где W_{Cy} – тепло вносимое окислением углерода, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; C_y – угар углерода металлошихты (кроме углеродсодержащих

материалов), кг/1000 кг жидкой стали; $G_{гж}$ – расход губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $G_{СК}$ – расход синтикома, кг/1000 кг жидкой стали; $(FeO)_{гж}$ – количество (FeO) в губчатом железе, %; $(FeO)_{жр}$ – количество (FeO) в наполнителе синтикома, %; $(Fe_2O_3)_{жр}$ – количество (Fe_2O_3) в наполнителе синтикома, %; $g_{жрСК}$ – количество наполнителя в синтикоме, %; $g_{эл}$ – расход электродов, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{к}^C$ – расход кусковых углеродсодержащих материалов, кг/1000 кг жидкой стали; $C_{всп}$ – углерод порошкообразных углеродсодержащих материалов для вспенивания шлака, кг/1000 кг жидкой стали; $C_{к}$ – содержание углерода в углеродсодержащих материалах, %; 11000 – тепловой эффект образования CO, кДж/кг C; $g_{эл}$ – количество окислившегося углерода электродов, кг на 1000 кг жидкой стали; (см. раздел 2.5.).

3.1.3. Тепло, вносимое окислением кремния

В процессе плавки весь кремний окисляется и переходит в шлак

$$W_{Si} = Si_y \cdot 27030 : 3600 = Si_y \cdot 7,5,$$

где W_{Si} – тепло, вносимое окислением кремния, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; 27030 – тепловой эффект образования SiO_2 , кДж/кг; Si_y – угар кремния металлошихты, кг/1000 кг жидкой стали.

3.1.4. Тепло, вносимое окислением марганца

В процессе плавки часть марганца окисляется и переходит в шлак. Количество окислившегося марганца зависит от его начального содержания в металлошихте и конечного содержания углерода в металле. Чем меньше марганца в металлошихте и ниже содержание углерода в стали, тем меньше конечное содержание марганца. Обычно конечное содержание марганца колеблется в пределах 0,3-0,1%. Чем выше температура стали тем больше Mn остается в стали.

$$W_{Mn} = Mn_y \cdot 7020 : 3600 = Mn_y \cdot 1,95,$$

где W_{Mn} – тепло, вносимое окислением марганца, кВт.т/1000 кг жидкой стали; Mn_y – угар марганца металлошихты, кг на 1000 кг жидкой стали; 7020 – тепловой эффект образования MnO, кДж/кг Mn.

3.1.5. Тепло, вносимое окислением хрома

В процессе плавки часть хрома окисляется и переходит в шлак. Количество окислившегося хрома зависит от его начального содержания в металлошихте и конечного содержания углерода в металле. Чем меньше

хрома в металлошихте и ниже содержание углерода в стали тем меньше конечное содержание хрома. Обычно конечное содержание хрома колеблется в пределах 0,3-0,1%.

$$W_{Cr} = Cr_y \cdot 10877 : 3600 = Cr_y \cdot 3,02,$$

где W_{Cr} – тепло вносимое окислением хрома, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; Cr_y – угар хрома металлошихты, кг/1000кг жидкой стали; 10877- тепловой эффект образования Cr_2O_3 , кДж/кг Mn.

3.1.6. Тепло, вносимое окислением фосфора

$$W_P = P_y \cdot 19820 : 3600 = P_y \cdot 5,5 \text{ кВт.ч/1000 кг жидкой стали,}$$

где W_P – тепло, вносимое окислением фосфора, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; P_y – угар фосфора металлошихты, кг на 1000 кг жидкой стали; 19820 - тепловой эффект образования P_2O_5 , кДж/кг P.

3.1.7. Тепло, вносимое окислением железа с переходом его оксидов в шлак

В настоящих методических указаниях принято допущение, что из 100 кг металлошихты в шлак переходит 2,0 кг железа и все железо окисляется до FeO. Конечно эта величина, как и подход к ее определению, могут быть изменены с получением теоретического инструмента ее определения.

Приход тепла от окисления железа, поступающего в шлак, составит:

$$W_{Fe_{шл}} = Fe_{y_{шл}} \cdot 4760 : 3600 = Fe_{y_{шл}} \cdot 1,32,$$

где: $W_{Fe_{шл}}$ – тепло, вносимое окислением железа до FeO с поступлением в шлак, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; 4760 – тепловой эффект образования FeO, кДж/кг Fe.

3.1.8. Теплота, затрачиваемая на образование Fe_2O_3

Вместе с дымовыми газами из печи, во время плавки, увлекается значительное количество паров металла. Эти пары при сжигании окисляется с образованием Fe_2O_3 . Количество пыли, выносимой из печи, колеблется в пределах 1,5 –2,5% от массы металлошихты. Принято допущение, что в дым переходят 2,0 кг железа из 100 кг металлошихты и все железо окисляется до Fe_2O_3 .

$$W_{Fe_{дым}} = Fe_{удым} \cdot 7360 / 3600,$$

где $W_{Fe_{дым}}$ – тепло, вносимое окислением железа до Fe_2O_3 уносимого с дымовым и газами, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; 7360 – тепловой эффект образования Fe_2O_3 кДж/кг Fe.

3.1.9. Тепло шлакообразования

Предполагается, что SiO_2 и P_2O_5 , поступившие в шлак, соединяются с основными оксидами шихтовых материалов с выделением тепла. В шлаке образуются соединения $(CaO)_2SiO_2$ и $(CaO)_4P_2O_5$.

При образовании соединения $(CaO)_2SiO_2$ выделяется тепла:

$$W = \left[Si \cdot \frac{60}{28} + G_{жч} \cdot 0,0001 \cdot x (SiO_{2ми} - 0,5 \cdot CaO_{ми}) + G_{СК} \cdot 0,0001 \cdot g_{жр} (SiO_{2жр} - 0,5 \cdot CaO_{жр}) + G_{л} \cdot 0,001 \cdot y (SiO_{2мл} - 0,5 \cdot CaO_{мл}) + G_{гж} \cdot 0,01 (SiO_{2гж} - 0,5 \cdot CaO_{гж}) \right] \cdot 2108/3600$$

где W – тепло образования соединения $(CaO)_2SiO_2$ в шлаке, кВт. ч/1000 кг жидкой стали; x – количество миксерного шлака в жидком чугуна, %; y – количество мусора в металлическом ломе, %; $SiO_{2ми}$, $SiO_{2жр}$, $SiO_{2мл}$, $SiO_{2гж}$ – содержание SiO_2 соответственно: в миксерном шлаке, наполнителе синтикома, мусоре металлического лома и губчатом железе, %; $CaO_{ми}$, $CaO_{жр}$, $CaO_{мл}$, $CaO_{гж}$ – содержание CaO соответственно: в миксерном шлаке, наполнителе синтикома, мусоре металлического лома и губчатом железе, %; $G_{жч}$, $G_{СК}$, $G_{л}$, $G_{гж}$ – расход соответственно: жидкого чугуна, синтикома, металлического лома и губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{жр}$ – количество наполнителя (железной руды) в синтикоме, %; 2108 – тепловой эффект образования $(CaO)_2SiO_2$, кДж/ кг SiO_2 .

Принято допущение, что, присутствующий в миксерном шлаке, мусоре металлического лома, наполнителе синтикома и губчатом железе оксид CaO целиком связан с SiO_2 . Тогда при образовании соединения $(CaO)_4P_2O_5$ в печном шлаке выделяется тепла:

$$W_{шлP} = \left[P_y \frac{142}{62} + G_{жч} 0,0001 x (P_2O_5)_{ми} + G_{СК} g_{жр} 0,0001 (P_2O_5)_{жр} + G_{л} 0,0001 y (P_2O_5)_{мл} + G_{гж} 0,01 (P_2O_5)_{гж} \right] 5086/3600,$$

где $W_{шлP}$ – тепло образования соединения $(CaO)_4P_2O_5$ в шлаке, кВт. ч/1000 кг жидкой стали; $(P_2O_5)_{ми}$, $(P_2O_5)_{жр}$, $(P_2O_5)_{мл}$, $(P_2O_5)_{гж}$ – содержание P_2O_5 соответственно: в миксерном шлаке, наполнителе синтикома, мусоре металлического лома и губчатом железе, %; 5086 – тепловой эффект образования $(CaO)_4P_2O_5$, кДж/кг P_2O_5 .

3.1.10. Приход тепла от сжигания природного газа

$$W_{np.г} = g_{прг} Q_{пр.г}/3600,$$

где $W_{np.г}$ – тепло сжигания природного газа, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; $g_{прг}$ – расход природного газа, м³ на 1000 кг жидкой стали; $Q_{пр.г}$ – теплотворная способность природного газа, кДж/м³.

3.1.11. Приход тепла от дожигания СО над ванной в печи

Как отмечалось ранее, принято допущение, что весь углерод шихтовых материалов окисляется в ванне до СО. Над ванной часть выделившегося СО догорает до СО₂ кислородом воздуха поступающего в печь через открытое окно и неплотности дуговой электропечи. При этом, из общего количества кислорода воздуха, только 40% используется для дожигания СО. С целью повышения эффективности использования тепла от дожигания СО над поверхностью ванны иногда применяют подачу технологического кислорода. При использовании технологического кислорода для дожигания СО над поверхностью ванны принято допущение, что затраты его на эту реакцию равны 100%.

Таким образом количество СО, которое дожигается в рабочем пространстве печи, в этом случае, будет равно:

$$\begin{aligned} g_{CO \text{ дож}} &= 0,01\%O_2 V_{O_2} \frac{32}{22,4} \cdot \frac{28}{16} + V_{в} 0,21 \frac{32}{22,4} \cdot 0,4 \frac{28}{16} = \\ &= 2,5 \cdot V_{O_2} 0,01\%O_2 + V_{в} 0,21. \end{aligned}$$

Приход тепла от дожигания этого количества СО составит:

$$W_{CO \text{ дож}} = [2,5 \cdot V_{O_2} 0,01\%O_2 + V_{в} 0,21] 10127,6/3600,$$

где $W_{CO \text{ дож}}$ – тепло от дожигания СО над поверхностью ванны печи, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; 10127,6 – тепловой эффект сжигания СО, кДж/кг СО; $V_{в}$ – количество воздуха подсасываемого в рабочее пространство печи, м³/1000 кг жидкой стали; V_{O_2} – количество технологического кислород, используемого для дожигания СО над поверхностью ванны в печи, м³/ 1000 кг жидкой стали.

Общий приход тепла образуется путем суммирования прихода тепла по пунктам 3.1.1 - 3.1.11.

$$\begin{aligned} W_{np}^{\Sigma} &= W_{жч} + W_c + W_{Si} + W_{Mn} + W_p + W_{Cr} + W_{Fe \text{ шл}} + W_{Fe \text{ дым}} + W_{шлSi} + \\ &+ W_{шлP} + W_{np.г} + W_{CO \text{ дож}} \end{aligned}$$

3.2. РАСХОД ТЕПЛА

3.2.1. Теплосодержание сливаемой из печи стали

Потери тепла со сталью сливаемой из печи составят:

$$W_{ст} = 1000[0,70 \cdot 1500 + 260 + (t_{жс} - 1500) \cdot 0,84] / 3600,$$

где $W_{ст}$ – потери тепла со сталью, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; 1000 – количество стали сливаемой из печи кг; 0,7 – теплоемкость стали до 1500°C, кДж/кг °C; 260 – скрытая теплота плавления стали, кДж/кг; $t_{жс}$ – температура стали на выпуске из дуговой электропечи, °C; 0,84 – теплоемкость жидкой стали, кДж/кг °C; 3600 – количество кДж в 1 кВт.ч. Или после преобразования:

$$W_{ст} = (50 + 0,84t_{ст}) \cdot 0,28.$$

3.2.2. Тепло уносимое шлаком

На нагрев шлака потребуется тепла [6]:

$$W_{шл} = g_{шл} (1,25 \cdot t_{шл} + 209,5) / 3600,$$

где $W_{шл}$ – потери тепла со шлаком, кВт/1000 кг жидкой стали; $g_{шл}$ – количество шлака, кг/1000 кг жидкой стали; 1,25 – теплоемкость основного шлака, кДж/кг °C; 209,5 – скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг шлака; $t_{шл}$ – температура шлака перед сливом металла из печи, °C.

3.2.3. Тепло, затраченное на восстановление оксидов железа до Fe

Оксиды железа вносятся в ванну дуговой электропечи с пустой породой губчатого железа и наполнителем синтикома. Принято допущение, что все оксиды железа восстанавливаются прямым путем за счет углерода шихты:

$$W_{оксFe} = \{G_{гж} 0,01(FeO)_{гж} 3707 + G_{СК} 0,0001g_{жрСК} [5278(Fe_2O_3)_{жр} + 3707(FeO)_{жр}]\} / 3600,$$

где $W_{оксFe}$ – тепло затраченное на восстановление оксидов железа до Fe, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; $G_{гж}$ – расход губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $G_{СК}$ – расход синтикома, кг/1000 кг жидкой стали; $(FeO)_{гж}$ – содержание FeO в губчатом железе, %; $(FeO)_{жр}$ – содержание FeO в наполнителе синтикома, %; $(Fe_2O_3)_{жр}$ – содержание Fe_2O_3 в наполнителе синтикома, %; 5278 – тепловой эффект образования Fe_2O_3 , кДж/кг Fe_2O_3 ; 3707 – тепловой эффект образования FeO, кДж/кг FeO.

3.2.4. Теплота корольков металла в шлаке

Температура корольков металла принимается равной температуре шлака:

$$W_{кор} = Fe_{кор} [0,70 \cdot 1500 + 260 + 0,84(t_{шл} - 1500)]/3600.$$

Или после преобразования:

$$W_{кор} = Fe_{кор} (50 + 0,84t_{шл})/3600,$$

где $W_{кор}$ – теплота нагрева корольков металла, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; 0,7 – теплоемкость стали до 1500°C, кДж/кг °С; 260 – скрытая теплота плавления стали, кДж/кг; $t_{шл}$ – температура шлака перед сливом металла из печи, °С.

3.2.5. Тепло, теряемое с Fe₂O₃ дымовых газов

Средняя удельная теплоемкость Fe₂O₃ при температуре дымовых газов t :

$$C = 0,6323 + 0,5191 t \cdot 10^{-3} - 0,2418 t^2 \cdot 10^{-6}.$$

В разделе 2.4 определены потери железа с дымовыми газами - Fe_{дым}. Из этого количества железа образуется Fe₂O₃: $Fe_{дым} \frac{160}{112}$ кг. При температуре отходящих газов, равной 1250°C, количество тепла теряемого с Fe₂O₃ дымовых газов рассчитывается следующим образом:

$$W_{Fe_2O_3_{дым}} = Fe_{дым} \frac{160}{112} \cdot t_2 \cdot [0,6323 + 0,5191 \cdot t_2 \cdot 10^{-3} - 0,2418 \cdot t_2^2 \cdot 10^{-6}] / 36000.$$

3.2.6. Тепло, затраченное на разложение карбонатов

Общее количество CO₂ карбонатов было определено в разделе 2.6 (табл. 2.8) и составило: $g_{CO_2_{карб}} = g_{CO_2_{CaO}} + g_{CO_2_{CaCO_3}} + g_{CO_2_{CaF_2}} + g_{CO_2}^{\phi}$

Расход тепла на разложение карбонатов:

$$W_{карб} = g_{CO_2_{карб}} \cdot 4034/3600,$$

или после преобразования:

$$W_{карб} = g_{CO_2_{карб}} \cdot 1,12,$$

где $W_{кар}$ – теплота затраченная на разложение карбонатов, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; 4034 – количество тепла на разложение карбонатов, кДж/кг.

3.2.7. Тепло, затраченное на диссоциацию водяных паров

$$W_{H_2} = 0,2 \cdot g_{H_2O} \cdot \frac{13449,9}{3600} = g_{H_2O} \cdot 0,747,$$

где W_{H_2} – количество тепла на диссоциацию водяных паров, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; g_{H_2O} – количество водяных паров в рабочем пространстве печи, кг/1000 кг жидкой стали; 13449,9 – затраты тепла на диссоциацию водяного пара, кДж/кг H_2O .

3.2.8. Тепло, уносимое с дымовыми газами

Теплосодержание любого газа равно произведению его объема в m^3 на теплоемкость в $kJ/(m^3 \cdot ^\circ C)$ и температуру в $^\circ C$. Температура уходящего из электропечи газа с учетом подсасываемого в рабочее пространство холодного воздуха колеблется в пределах от 1200 до 1250 $^\circ C$. Принимаем – 1250 $^\circ C$. Тогда потери тепла с отходящими газами составят:

$$W_{CO} = G_{CO} \cdot \frac{22,4}{28} \cdot \frac{1,44 \cdot 1250}{3600} = G_{CO} \cdot 0,4;$$

$$W_{CO_2} = G_{CO_2} \cdot \frac{22,4}{44} \cdot \frac{2,2785 \cdot 1250}{3600} = G_{CO_2} \cdot 0,4;$$

$$W_{H_2O} = G_{H_2O} \cdot \frac{22,4}{18} \cdot \frac{1,79 \cdot 1250}{3600} = G_{H_2O} \cdot 0,773;$$

$$W_{N_2} = G_{N_2} \cdot \frac{22,4}{28} \cdot \frac{1,426 \cdot 1250}{3600} = G_{N_2} \cdot 0,396;$$

$$W_{SO_2} = G_{SO_2} \cdot \frac{22,4}{64} \cdot \frac{1,27 \cdot 1250}{3600} = G_{SO_2} \cdot 0,154;$$

$$W_{O_2} = G_{O_2} \cdot \frac{22,4}{32} \cdot \frac{1,507 \cdot 1250}{3600} = G_{O_2} \cdot 0,366;$$

$$W_{H_2} = G_{H_2} \cdot \frac{22,4}{2} \cdot \frac{1,3481 \cdot 1250}{3600} = G_{H_2} \cdot 5,242;$$

$$W_{\Sigma газ}$$

где $W_{CO}, W_{CO_2}, W_{H_2O}, W_{N_2}, W_{SO_2}, W_{O_2}, W_{H_2}$ – количество тепла, уносимого с дымовыми газами CO, CO₂, H₂O, N₂, SO₂, O₂, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; $G_{CO}, G_{CO_2}, G_{H_2O}, G_{N_2}, G_{SO_2}, G_{O_2}, G_{H_2}$ – количество газов CO, CO₂, H₂O, N₂, SO₂, O₂, H₂ в дымовых газах, кг/1000 кг жидкой стали; 22,4 – объем кг молекулы газа, м³/кг; 28, 44, 18, 28, 64, 32, 2 – массы молекул CO, CO₂,

H₂O, N₂, SO₂. O₂, H₂, кг; 1,44, 2,2785, 1,79, 1,426, 1,27, 1,507, 1,3481 - средние теплоемкости газов CO, CO₂, H₂O, N₂, SO₂. O₂, H₂, кДж/ (м³ · °C); 1250 – температура дымовых газов, покидающих рабочее пространство печи, °C; 3600 – количество кДж в 1 кВт.ч.

Расход тепла до определения тепловых потерь составит:

$$W_{расх} = W_{ст} + W_{изл} + W_{оксFe} + W_{кор} + W_{Fe_2O_3, дым} + W_{карб} + W_{H_2} + W_{дым}$$

3.2.9. Тепловые потери

Определение потерь тепла через футеровку, с охлаждающей водой, на нагрев электродов, излучение и в электрической цепи представляет трудную задачу при расчете показателей плавки в связи с их многокомпонентностью, сложностью и неопределенностью взаимоотношений и многочисленных изменяющихся тепловых характеристик. Точный подсчет тепловых потерь практически невозможен. Видимо поэтому различными исследователями приводится такой большой разбег в тепловых потерях от 13 до 22 % от общего расхода тепла электродуговой плавки [8]. Величина тепловых потерь определяется продолжительностью нахождения печи под током. Чем эта величина больше, тем больше тепловые потери. Это связано с тем, что наибольшие потери тепла имеют место с охлаждающей водой (от 70 до 80 % суммы тепловых потерь [7]). Обычно, часовой расход воды на печи постоянен, вне зависимости от длительности плавки. Отсюда чем больше длительность плавки, тем больше тепла уносится с охлаждающей водой. Ниже в табл. 3.1 представлена зависимость коэффициента потерь тепла $K_{пот}$ от разницы между расходной и приходной частями теплового баланса плавки $W_{расх} - W_{пр}^{\Sigma}$.

Таблица 3.1

Зависимость коэффициента потерь $K_{пот}$ от разницы между приходной и расходной частями теплового баланса плавки $W_{расх} - W_{пр}^{\Sigma}$.

$(W_{расх} - W_{пр}^{\Sigma}), кВт.ч$	100	150	200	250	300	350	400	450
$K_{пот}$	0,150	0,155	0,16	0,165	0,17	0,175	0,18	0,185

Эта зависимость может быть представлена формулой:

$$K_{\text{пот}} = 0,14 + (W_{\text{расх}} - W_{\text{пр}}^{\Sigma}) 10^{-4}.$$

Кроме того, при прочих равных условиях, продолжительность токового периода зависит от выбранной (или установленной) мощности трансформатора. Чем она меньше тем больше длительность периода и, соответственно, тепловые потери. Ниже в табл. 3.2 представлен график зависимости коэффициента тепловых потерь $K_{\text{тр}}$ от удельной мощности печного трансформатора S .

Таблица 3.2

Зависимость коэффициента тепловых потерь $K_{\text{тр}}$ от удельной мощности трансформатора S

S , кВА/т	850	800	750	700	650	600	550	500
$K_{\text{тр}}$	0,95	1,0	1,05	1,1	1,15	1,2,	1,25	1,3

Эта зависимость может быть представлена формулой:

$$K_{\text{тр}} = 1,8 - 10^{-3} S_{\text{тр}}.$$

Таким образом, суммарный коэффициент тепловых потерь равен:

$$K_{\text{тп}} = K_{\text{пот}} \cdot K_{\text{тр}}.$$

Суммарный расход тепла с учетом тепловых потерь составит:

$$W_{\text{расх}}^{\Sigma} = \frac{W_{\text{расх}}}{1 - K_{\text{тп}}}.$$

3.2.10. Расход электроэнергии

Недостаток тепла процесса образовавшийся в результате разницы между приходной и расходной частями теплового баланса плавки покрывается теплом электрической энергии.

$$W_{\text{эл}} = W_{\text{пр}}^{\Sigma} - W_{\text{расх}}^{\Sigma}.$$

Полный тепловой баланс плавки представлен в табл. 3.3

Таблица 3.3

**Тепловой баланс плавки в дуговой печи
(на 1000 кг жидкой стали до ввода ферросплавов и легирующих)**

Приход тепла	кВт.ч/т	%	Расход тепла	кВт.ч/т	%
1. Физическое тепло жидкого чугуна			1. Тепло жидкой стали		
2. Тепло реакций окисления примесей металлошихты:			2. Тепло шлака		
[C] в CO			3. Тепло отходящих газов		
[Si] в SiO ₂			4. Тепло уносимое с пылью		
[Mn] в MnO			5. Тепло разложения карбонатов		
[P] в P ₂ O ₅			6. Потери тепла через футеровку, излучением, в электрических цепях и системе охлаждения		
[Cr] в Cr ₂ O ₃			7. Тепло на восстановление оксидов железа		
[Fe] в FeO в шлак			8. Потери тепла с корольками железа в шлаке		
[Fe] в Fe ₂ O ₃ в дым					
3. Тепло реакций шлакообразования:					

Приход тепла	кВт.ч/т	%	Расход тепла	кВт.ч/т	%
(CaO) ₂ SiO ₂					
(CaO) ₄ P ₂ O ₅					
4. Тепло сжигания природного газа					
5. Дожигание СО над ванной					
6. Тепло электрической энергии					
Итого:		100,0	Итого:		100,0

Расхождения между приходной и расходной частями теплового баланса не должны превышать 0,1%. В противном случае необходимо искать ошибки в расчетах

Поскольку расчет количества раскислителей выполняется в составе курсового проекта по внепечной обработке металла, в настоящих методических указаниях, расчет технические показатели плавки определяются до момента слива металла из печи.

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕМКОСТИ ДУГОВОЙ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ И КОЛИЧЕСТВА ПЕЧЕЙ, УСТАНОВЛИВАЕМЫХ В ЦЕХЕ

Производительность сталеплавильного цеха и сортамент его продукции определяются в основном потребностями смежных производств в металле (кузнечного, прокатного, литейного и т.п.).

По заданной производительности и сортаменту металла в первую очередь встает вопрос определения рационального количества и емкости сталеплавильных агрегатов, поскольку они в значительной мере определяют технико-экономические показатели работы всего цеха.

Производительность цеха находится в функциональной зависимости от продолжительности и массы годного металла плавки. Процесс выплавки стали в дуговой электросталеплавильной печи включает следующие основные производственные операции:

$$\tau_{nl} = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 + \tau_4 + \tau_5 + \tau_6 + \tau_7 + \tau_8 + \tau_9 + \tau_{10},$$

где τ_{nl} – продолжительность плавки, мин.; τ_1 – продолжительность завалки первой бадьи металлошихты, мин; τ_2 – продолжительность завалки второй бадьи металлошихты, мин; τ_3 – продолжительность завалки третьей бадьи металлошихты, мин; τ_4 – продолжительность плавления первой бадьи металлошихты, мин; τ_5 – продолжительность плавления второй бадьи металлошихты, мин; τ_6 – продолжительность плавления третьей бадьи металлошихты, мин; τ_7 – работа в режиме спокойной ванны, мин, τ_8 – выпуск металла, мин, τ_9 – обслуживание сталевыпускного отверстия, мин.; τ_{10} – неучтенные задержки, мин.

Длительность отдельных периодов плавки в дуговой электропечи приведена в табл. 4.1

Таблица 4.1

Продолжительность отдельных операций плавки, мин.

	Наименование операций	мин
1	Завалка первой бадьи, (τ_1)	3,0
2	Завалка второй бадьи, (τ_2)	3,0
3	Завалка третьей бадьи, (τ_3)	3,0
4	Слив металла, (τ_8)	4,0
6	Обслуживание отверстия (τ_9)	3,0
7	Неучтенные задержки (τ_{10})	3,0

К неучтенным задержкам τ_{10} относятся: операции по обслуживанию печи и выполнение небольших ремонтных работ. Продолжительность нахождения печи под током определяется по формуле [14]:

$$\tau_m = \frac{W_{эл}}{S_{ном} \cdot \lambda \cdot k},$$

где τ_m – продолжительность нахождения печи под током ($\tau_4 + \tau_5 + \tau_6 + \tau_7$), ч; $W_{эл}$ – расход электрической энергии за время нахождения печи под током, кВт.ч/1000 кг жидкой стали; $S_{ном}$ – удельная мощность печного трансформатора, кВА/1000 кг жидкой стали; λ – коэффициент мощности; k – коэффициент использования мощности.

Для мощных дуговых печей коэффициент мощности колеблется в пределах 0,7 – 0,8. Чем больше в составе металлошихты жидкого чугуна

тем меньше коэффициент мощности. Коэффициент использования мощности можно принять 0,9 – 0,95.

В случае использования в составе металлошихты жидкого чугуна возможна ситуация, когда продолжительность продувки металла кислородом превысит продолжительность токового периода. Дополнительное тепло, вносимое жидким чугуном, вызывает уменьшение расхода электроэнергии и сокращение продолжительности токового периода. Вместе с тем, применение жидкого чугуна приводит к относительному увеличению количества элементов, подвергающихся в процессе плавки окислению и переходу их продуктов в шлак и дымовые газы.

Современная плавка предусматривает использование в составе шихты кусковых углеродсодержащих материалов с целью увеличения прихода тепла от их сжигания и предотвращения избыточного окисления железа. Жидкий чугун содержит около 4 % углерода, поэтому по мере увеличения его расхода соответственно снижается расход углеродсодержащих элементов в завалку. До тех пор, пока количество углерода, вносимого жидким чугуном, не сравняется с таким же его количеством в замещаемых углеродсодержащих материалах, он будет способствовать уменьшению расхода электроэнергии и длительности технологического периода в основном за счет своего физического тепла. За этот же период расход кислорода на окисление примесей металлошихты изменяется в незначительной степени.

Ситуация изменяется, когда количество окисляющихся элементов металлошихты, с учетом вносимых жидким чугуном, превысит их обычное количество при работе на 100 % металлического лома. Соответственно возрастает количество кислорода, подаваемого в ванну. Важным фактором, влияющим на продолжительность технологического периода, оказывается в этом случае интенсивность продувки металла кислородом. Для дуговых электросталеплавильных печей интенсивность продувки ванны металла кислородом колеблется в пределах 0,7–0,85 м³/(т. мин) [16].

С увеличением количества окисляющихся элементов металла растет приходная часть теплового баланса, что вызывает уменьшение расхода электроэнергии и, соответственно, токового периода плавки. Однако, ограничения по интенсивности продувки металла кислородом могут

привести к тому, что длительность окислительных процессов в ванне печи превысит длительность ее токового периода. И чем больше расход чугуна на тонну стали, тем больше длительность окислительного периода. Что и замечено при эксплуатации дуговых электросталеплавильных печей [17]. Общую длительность технологического периода плавки с этого момента будет определять уже не токовый период, а продолжительность вдувания кислорода в ванну. Продолжительность периода вдувания кислорода в ванну определяется из выражения:

$$\tau_{\text{прод}} = \frac{g_{\text{д}}}{i},$$

где $\tau_{\text{прод}}$ – продолжительность продувки металла кислородом, мин; $g_{\text{д}}$ – расход кислорода, м³/1000 кг жидкой стали; i – интенсивность продувки металла кислородом, м³/(т.мин).

В этом случае из расчета ее материального и теплового балансов получают расход кислорода на окислительные процессы в ванне, а также расход электроэнергии.

Расход кислорода на продувку металла (без кислорода на сжигание природного газа и кислорода на дожигание СО над поверхностью ванны) можно определить из формулы приведенной в разделе 2.6

$$g_{\text{д}} = \left[\frac{g_{\text{O}_2}^{\text{C}} + g_{\text{O}_2}^{\text{Si}} + g_{\text{O}_2}^{\text{Mn}} + g_{\text{O}_2}^{\text{P}} + g_{\text{O}_2}^{\text{Cr}} + g_{\text{O}_2}^{\text{FeO}} + g_{\text{O}_2^{\text{дым}}}^{\text{Fe}_2\text{O}_3} + g_{\text{O}_2}^{\text{SO}_2} + [\text{O}]_{\text{ст}} - g_{\text{O}_2}^{\text{H}_2\text{O}}}{0,01 \cdot \% \text{O}_2} \right] \cdot 0.7.$$

Затем сопоставляются длительности этих периодов между собой. Если $\tau_m \geq \tau_{\text{прод}}$, то для продолжительности технологического периода выбирается значение равное τ_m , если $\tau_m < \tau_{\text{прод}}$, то выбирается значение $\tau_{\text{прод}}$.

Таким образом, можно определить продолжительность плавки в дуговой электросталеплавильной печи, где $\tau_{\text{пл}} = \tau_m$ (или $\tau_{\text{прод}}$) + τ_1 + τ_2 + τ_3 + τ_8 + τ_9 + τ_{10} .

Суммарная емкость дуговых электропечей для заданного объема производства стали в цехе может быть определена по следующей формуле:

$$G = \frac{P_{\text{ц}} \cdot \tau_{\text{пл}}}{1440 \cdot T_{\text{р}}},$$

где G – масса металла, т; $P_{\text{ц}}$ – годовая производительность цеха, т/год; $T_{\text{р}}$ – количество рабочих суток в году, суток; 1440 – количество минут в сутках; τ_m – продолжительность плавки, мин.

Для электросталеплавильных цехов время работы дуговой электросталеплавильной печи обычно составляет 320 суток в году. Это время соответствует циклу работы в единой технологической линии – дуговая печь, установка внепечной обработки стали и машина непрерывного литья заготовок.

После определения суммарной емкости устанавливаемых печей необходимо определиться с их количеством. Здесь можно предложить следующий подход к решению этой задачи. В настоящее время исключительно редко сооружаются дуговые печи емкостью более 150–180 тонн. Это связано как с конструктивными сложностями сооружения таких печей, так и трудностями обеспечения крупной печи высококачественными электродами большого диаметра. Необходимо рассматривать емкость печи в увязке с возможностями непрерывной разливки стали особенно для мелких сечений (например, 100×100 мм или 80×80 мм). Всегда предпочтительнее иметь меньше технологических линий – дуговая печь, внепечная обработка и непрерывная разливка.

Суммарная емкость дуговых электропечей определяется без учета металла «болота». С учетом «болота» емкость печи увеличивается на 15%.

Фактическая емкость дуговой электропечи с учетом металла «болота» составит: $G + 0,15 \cdot G_{\phi} = G_{\phi}$, или $G_{\phi} = G / 0,85$.

После завершения расчетов материального и теплового балансов плавки их результаты следует представить в виде таблицы 4.2.

Таблица 4.2

Результаты расчетов:

Наименование показателя	Единица измерения	Количество
Расход жидкого чугуна	кг/т жидкой стали	
Расход металлического лома	кг/т жидкой стали	
Расход синтикома	кг/т жидкой стали	
Расход губчатого железа	кг/т жидкой стали	
Расход электроэнергии	кВт·ч/т жидкой стали	
Расход кусковых углеродсодержащих	кг/т жидкой стали	

Наименование показателя	Единица измерения	Количество
материалов		
Расход порошковых углеродсодержащих материалов	кг/т жидкой стали	
Расход электродов	кг/т жидкой стали	
Расход извести	кг/т жидкой стали	
Расход известняка	кг/т жидкой стали	
Расход плавикового шпата	кг/т жидкой стали	
Расход футеровки	кг/т жидкой стали	
Расход кислорода	м ³ /т жидкой стали	
Расход природного газа	м ³ /т жидкой стали	
Расход воздуха	м ³ /т жидкой стали	
Выход шлака	кг/т жидкой стали	
Выход дымовых газов	м ³ /т жидкой стали	
Время печи под током	минут	
Продолжительность плавки	минут	
Фактическая емкость печи	т	

Таким образом, итоговым результатом настоящих расчетов является сводная таблица технологических показателей электроплавки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Дорофеев Г.А.* Состояние и перспективы развития новых видов металлошихты для сталеплавильного производства за рубежом и в России// Труды IV конгресса сталеплавильщиков. М.: 1997. С. 27–31.

2. *Дорофеев Г.А., Воробьев А.Г.* Перспективы развития производства и использования в сталеплавильном производстве композиционного шихтового материала синтиком// Труды VI конгресса сталеплавильщиков. М.: 2001. С. 69–74.

3. *Трахимович В.И., Шалимов А.Г.* Использование железа прямого восстановления при выплавке стали, М.: Metallurgia, 1982. 230 с.

4. *Techint, Италия,* Оценка эффективности работы электродуговых печей при использовании инжекционной системы КТ. ОАО «Черметинформация», Бюллетень «Черная металлургия» №11, М.: 2004. С. 53–59.

5. *Хашиш Раза, Щербина В.Н.* Способы повышения эффективности работы современных дуговых сталеплавильных печей// Труды VIII конгресса сталеплавильщиков, Нижний Тагил, 18 – 22 октября 2004 г. М.: 2005. С. 229–230.

6. *Бигеев А.М.* Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов, М.: Metallurgia, 1982. 158 с.

7. *Дервянченко И.В., Лозин Г.А.* Совершенствование условий энергообеспечения современного электросталеплавильного процесса, Сталь, № 1, 2005. С. 45–50.

8. Теплофизические свойства топлив и шихтовых материалов черной металлургии: Справочник / В.М. Бабошин, Е.А. Кричевцов, В.М. Абзалов, Я.М. Щелоков. М.: Metallurgia, 1982. 150 с.

9. SNS Demag, Info AST/hent 28.04.2005 Projekt-No.: 49700165;

10. *Дервянченко И.В., Лозин Г.А., Кучеренко О.Л.* К вопросу об использовании топливного факела и приема дожигания СО в рабочем пространстве ДСП. Труды VIII конгресса сталеплавильщиков (г. Нижний Тагил 18 – 22 октября 2004 г). М.: 2005.

11. *Р.Кюн, Дж. Денг* Непрерывный анализ отходящих газов и энергетический баланс в электросталеплавильном производстве. «Черные металлы», сентябрь 2005 г, С. 46 - 50.

12. *Киришен М., Пфайфер Г., Кюн Ц., ЛО Ю., Шеферс К., Валерс Ф.-И.* Характеристика отходящего газа в системах пылеулавливания электродуговых печей, «Черные металлы», апрель 2005. С. 26 - 36

13. *Страинов М.М., Кац Я.Л.* Расчет оптимальных технологических параметров работы ДСП – 60/70 для снижения расхода электроэнергии. «Металлург», №12, 2005. С. 45-50.

14. *Егоров А.В.* Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии, М.: Металлургия, 1990. 280 с.

15. *Лопухов Г.А.* Эффективные технологии электросталеплавильного производства. Новости черной металлургии за рубежом. М.: 1997. № 2. С. 38–55.

16. *Дьяченко В.Ф., Сарычев А. В., и др.* Технологические особенности выплавки стали в дуговых 180-тонных печах ЭСПЦ ОАО «ММК». Современные проблемы электрометаллургии стали. Часть 1. Челябинск. Издательство ЮУрГУ. 2007. С. 10–12.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Таблица П1

Округленные атомные веса элементов

Элемент	Атомный вес	Элемент	Атомный вес	Элемент	Атомный вес
Азот	14	Кобальт	59	Свинец	207
Алюминий	27	Кремний	28	Сера	32
Барий	137	Магний	24	Титан	48
Ванадий	51	Марганец	55	Углерод	12
Водород	1	Медь	64	Фосфор	31
Железо	56	Мышьяк	75	Фтор	19
Калий	39	Натрий	23	Хлор	35
Кальций	40	Никель	59	Хром	52
Кислород	16	Олово	119	Цинк	65

Таблица П2

Тепловые эффекты окисления некоторых элементов сталеплавильной ванны при 25°C [8]

Реакция	Тепловой эффект	
	кДж/моль продукта реакции	кДж/кг элемента
$[C] + 0,5O_2 = CO$	132 050	11 000
$[C] + O_2 = CO_2$	415 447	34 620
$[Si] + O_2 = (SiO_2)$	759 440	27 030
$[Mn] + 0,5O_2 = (MnO)$	385 700	7 020
$3[Mn] + 2O_2 = (Mn_3O_4)$	463 430	8 426
$2(FeO) + 0,5O_2 = (Fe_2O_3)$	289 940	—
$[Fe] + 0,5O_2 = (FeO)$	266 070	4 760
$2[Fe] + 1,5O_2 = (Fe_2O_3)$	822 080	7 360
$2[V] + 2,5O_2 = (V_2O_5)$	1 557 744	15 272
$2[Cr] + 1,5O_2 = (Cr_2O_3)$	1 131 200	10 877
$2[P] + 2,5O_2 = (P_2O_5)$	1 228 720	19 820

Средние теплоемкости газов, кДж/(м³·°С)

t, °С	O ₂	N ₂	H ₂	Воздух	Водяной пар	CO ₂	CO
0	1,3069	1,2997	1,2775	1,2981	1,4954	1,6010	1,3002
100	1,3186	1,3014	1,2918	1,3014	1,5063	1,7016	1,3027
200	1,3362	1,3048	1,2981	1,3081	1,5235	1,7887	1,3081
300	1,3571	1,3119	1,3002	1,3182	1,5436	1,8641	1,3178
400	1,3785	1,3215	1,3031	1,3299	1,5666	1,9312	1,3299
500	1,3990	1,3333	1,3060	1,3437	1,5909	1,9903	1,3437
600	1,4179	1,3462	1,3090	1,3576	1,6161	2,0426	1,3584
700	1,4355	1,3587	1,3131	1,3718	1,6425	2,0900	1,3731
800	1,4510	1,3726	1,3178	1,3852	1,6693	2,1327	1,3878
900	1,4657	1,3856	1,3236	1,3986	1,6969	2,1708	1,4007
1000	1,4787	1,3982	1,3299	1,4108	1,7242	2,2052	1,4137
1100	1,4904	1,4099	1,3370	1,4225	1,7514	2,2366	1,4259
1200	1,5017	1,4212	1,3442	1,4338	1,7782	2,2655	1,4372
1300	1,5118	1,4317	1,3521	1,4443	1,8042	2,2915	1,4476
1400	1,5214	1,4418	1,3601	1,4539	1,8293	2,3154	1,4558
1500	1,5306	1,4510	1,3685	1,4631	1,8541	2,3372	1,4669
1600	1,5390	1,4598	1,3764	1,4719	1,8775	2,3573	1,4757
1700	1,5474	1,4682	1,3844	1,4799	1,9010	2,3761	1,4837

*Михайловский Виктор Николаевич
Ковалев Павел Валерьевич*

ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ

**Определение технических показателей плавки в дуговой
электросталеплавильной печи**

Редактор *Е.Л. Пряникова*
Технический редактор *А.И. Колодяжная*
Оригинал-макет подготовлен автором

Директор Издательства Политехнического университета *А.В. Иванов*

Налоговая льгота – Общероссийский классификатор продукции
ОК 005-93, т.2; 95 3005 – учебная литература

Подписано в печать . Формат 60×84/16.
Усл. печ. л. . Уч.-изд.л. . Тираж 100. Заказ

Санкт-петербургский государственный политехнический университет.
Издательство политехнического университета,
член Издательско-полиграфической ассоциации университетов России.
Адрес университета и издательства:
195251, Санкт-Петербург, Политехническая ул., 29.