

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ
Белорусский национальный технический университет

Кафедра «Металлургия черных и цветных сплавов»

ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО
ПРОИЗВОДСТВА

Лабораторные работы (практикум)
для студентов специальности
1-42 01 01 «Металлургическое производство
и материалобработка»

В 2 частях

Часть 2

Минск
БНТУ
2020

УДК 669.01/.09(076.5)(075.8)

ББК 65.304.12я7

Т38

С о с т а в и т е л и:

С. В. Корнеев, И. А. Трусова

Р е ц е н з е н т ы:

зав. кафедрой «Энергетика» БАТУ,

канд. техн. наук, доцент *В. А. Коротинский*;

зам. заведующего лабораторией металлургии в машиностроении
ГНУ «Объединенный институт машиностроения НАН Беларуси»,

канд. физ.-мат. наук *А. В. Толстой*

Технология металлургического производства: лабораторные работы (практикум) для студентов 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка»: в 2 ч. / сост.: С. В. Корнеев, И. А. Трусова. – Минск : БНТУ, 2020. – Ч. 2. – 46 с.

ISBN 978-985-583-007-9. (Ч. 2).

Лабораторные работы (практикум) предназначены для закрепления теоретических знаний, полученных при изучении курса, а также для приобретения практических навыков по расчету различных металлургических процессов, протекающих в металлургических агрегатах.

УДК 669.18.046

ББК 34.32

ISBN 978-985-583-007-9 (Ч. 2)

ISBN 978-985-550-269-3

© Белорусский национальный
технический университет, 2020

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 1 Изучение энергетического режима плавки в электродуговой печи	5
ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 2 Изучение технологических процессов внепечной обработки стали	16
ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 3 Технология обработки стали на агрегате печь-ковш	26
ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 4 Технологии внепечной обработки стали с использованием вакуумирования	34
ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 5 Технология непрерывной разливки стали	40
ПРИЛОЖЕНИЕ	44

ВВЕДЕНИЕ

Лабораторный практикум (часть 2) включает в себя пять лабораторных работ по основным разделам курса «Технология металлургического производства» для специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалообработка» дневной и заочной форм обучения.

Выполнение лабораторных работ требует предварительного ознакомления с макетами металлургического оборудования и (или) виртуальными моделями агрегатов и технологий, демонстрирующих работу реальных металлургических агрегатов и действия, проводимые для отбора проб металла, замера температуры и других технологических операций.

Также студентам рекомендуется провести моделирование технологических процессов по выплавке, внепечной обработке и разливке стали с использованием реалистичной виртуальной среды в разделе интернет-образование (e-Learning) на сайте <http://www.steeluniversity.org>.

Оформление отчетов о выполненной работе осуществляется на листах формата А4 в рукописном или печатном виде. Каждая выполненная работа требует ее защиты путем ответов на контрольные вопросы.

Перед началом работы студенты получают инструктаж по охране труда и расписываются в соответствующем журнале.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 1

Изучение энергетического режима плавки в электродуговой печи

Цель работы: изучить энергетический режим дуговой печи в технологический период плавки; освоить методику разработки графика энергетического режима работы дуговой печи с учетом особенностей технологического процесса.

Теоретическая часть

Энергетический режим характеризуется ступенчатым изменением мощности по ходу плавки и обычно представляется в графическом виде.

Технологический период плавки состоит из ряда последовательных операций, характеризующихся различной длительностью, определенным физико-химическим состоянием металла и шлака, тепловым состоянием футеровки, т. е. в конечном счете разным энергопотреблением и соответствующими ступенями мощности.

При двухшлаковой технологии выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи (ДСП), технологический период плавки состоит из периода расплавления, окислительного и восстановительного периодов.

Период расплавления

Баланс энергии периода расплавления можно представить уравнением (1.1).

$$\begin{aligned} \eta_э \cdot \lambda \cdot S_{эл}^{пл} \cdot \tau_{пл} + \sum (\eta_i \cdot P_a^{пл}) \cdot \tau_{пл} = \\ = (W_{у.шл} + W_{пл} \pm W_{у.хим}) \cdot M_0 + P_{п}^{пл} \cdot \tau_{пл}, \end{aligned} \quad (1.1)$$

где $\eta_э$ – электрический КПД;

λ – коэффициент мощности;

$S_{эл}^{пл}$ – мощность на определенной ступени трансформатора, кВА;

$\tau_{пл}$ – время периода расплавления, ч;

η_i – средний за период коэффициент использования энергии источника;

$P_a^{пл}$ – средняя за период мощность альтернативных источников энергии, кВт;

$W_{у.шпл}$ – удельный расход энергии на нагрев и расплавление шлакообразующих с учетом теплоты шлакообразования, кВт·ч/т;

$W_{пл}$ – удельный расход энергии, необходимый для получения расплава металла при температуре ликвидус, кВт·ч/т;

$W_{у.хим}$ – удельная энергия химических процессов, протекающих при расплавлении металла, кВт·ч/т;

M_0 – масса жидкого металла (связана с массой металлошихты через расходный коэффициент), т;

$P_{п}^{пл}$ – мощность тепловых потерь средняя за период плавления, кВт.

Из формулы (1.1) можно выразить время расплавления, если известна мощность трансформатора, либо необходимую мощность при известном времени расплавления.

Удельный расход энергии необходимый для получения расплава металла при температуре ликвидус $W_{пл}$ (кВт·ч/т) можно определить по формуле

$$W_{пл} = 0,278 \cdot (C_m \cdot (t_{л} - t_{нач}) + \Lambda), \quad (1.2)$$

где 0,278 – переводной коэффициент кВт·ч/МДж;

C_m – средняя удельная теплоемкость твердого металла до температуры солидус, МДж/(т·°C) (0,68–0,8 МДж/(т·°C));

$t_{л}$ – температура ликвидус, °C;

$t_{нач}$ – начальная температура шихты, °C;

Λ – скрытая теплота плавления стали, МДж/т (240–285 МДж/т).

Вместо мощности альтернативных источников можно использовать данные о количестве вдуваемого топлива. Тогда слагаемое $\sum(\eta_i \cdot P_a^{пл}) \cdot \tau_{пл}$ можно заменить на слагаемое $0,278 \cdot \sum(\eta_i \cdot q_i \cdot Q_i)$.

Для природного газа принимаем $Q_{gas} = 35$ МДж/м³, а для вдуваемого углерода и расходующих электродов $Q_{carbon} \approx 32$ МДж/кг. Величина q_i представляет собой удельный расход топлива и измеряется в м³/т или кг/т.

Удельный (на 1 т жидкой стали) расход энергии на нагрев и расплавление шлакообразующих и на шлакообразование равен

$$W_{у.шл} = 0,278 \cdot R_{ок.шл} \cdot \Delta H_{ок.шл}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}, \quad (1.3)$$

где 0,278 – переводной коэффициент, кВт·ч/МДж;

$R_{ок.шл}$ – расход шлакообразующих материалов (извести, плавикового шпата и др.) для наведения шлака с целью удаления фосфора (зависит от применяемой шихты и выплавляемой марки стали), кг/т;

$\Delta H_{ок.шл}$ – изменение энтальпии шлака окислительного периода, МДж/кг.

Энтальпия жидкого шлака $\Delta H_{ок.шл}$ незначительно зависит от его состава. Поэтому в интервале 1200...1600 °С ее можно рассчитать по формуле

$$\Delta H_{ок.шл} = 0,276 \cdot (T - 273) + 0,569 \cdot 10^{-3} (T - 273)^2, \text{ МДж/т}. \quad (1.4)$$

При подстановке в формулу (1.3) результат, полученный по формуле (1.4), необходимо перевести в МДж/кг.

Удельный расход энергии на протекание химических реакций равен

$$W_{у.хим} = W_{у.энд} - W_{у.экз}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}, \quad (1.5)$$

где $W_{у.энд}$ – удельный расход энергии на эндотермические реакции в случае применения твердого окислителя (руда, агломерат, окатыши);

$W_{у.экз}$ – удельное выделение энергии при экзотермических реакциях в случае использования в качестве окислителя газообразного кислорода, кВт·ч/т.

Величину удельного расхода на эндотермические реакции $W_{у.энд}$ можно рассчитать по теплоте, необходимой для восстановления железа из оксидов в шлаке, зная их процентное содержание в шлаке и массу шлака.

$$W_{у.энд} = 0,278 \cdot Q_{(\Sigma FeO)}^{обр.} / M_0, \quad (1.6)$$

где $Q_{(\Sigma\text{FeO})}^{\text{обр.}}$ – теплота, поглощаемая при восстановлении железа, (МДж).

Для упрощения расчетов принимаем $W_{\text{у.энд}} \approx 40 \dots 60$ кВт · ч/т – удельный расход энергии на эндотермические реакции в случае применения твердого окислителя (руда, агломерат, окатыши).

При использовании в качестве шлакообразующего материала известняка (в печах небольшой емкости) нужно учесть теплоту, необходимую на его разложение.

$$Q_{\text{разл}} = \Delta H_{\text{CaO}} \cdot \frac{\% \text{CaO}_{\text{CaCO}_3}}{100} \cdot m_{\text{изв}}, \quad (1.7)$$

где $Q_{\text{разл}}$ – теплота разложения известняка, МДж;

ΔH_{CaO} – тепловой эффект разложения известняка на 1 кг оксида кальция, МДж/кг ($\Delta H_{\text{CaO}}^0 = -3,185$ МДж/кг (CaO));

$\% \text{CaO}_{\text{CaCO}_3}$ – процентное содержание CaO в известняке, %;

$m_{\text{изв}}$ – масса известняка, кг.

В этом случае к $W_{\text{у.энд}}$ следует прибавить слагаемое $W_{\text{у.энд CaCO}_3}$
 $=$
 $= 0,278 \cdot Q_{\text{разл}} / M_0$ (например, при расходе известняка на плавку, равном 55 кг/т, расход энергии составит $W_{\text{у.энд CaCO}_3} = 0,278 \cdot 3,185 \times$
 $\times 0,54 \cdot 55 = 26,3$ кВт · ч/т. Данное значение необходимо умножить на долю известняка, подаваемого в конкретный период плавки от общего количества на плавку).

Значение $W_{\text{у.эжз}}$ рассчитывают по тепловым эффектам реакций окисления элементов стали газообразным кислородом:

$$W_{\text{у.эжз}} = 2,78 \cdot \sum (\Delta H_E \cdot \Delta E), \quad \text{кВт} \cdot \text{ч/т}, \quad (1.8)$$

где 2,78 – коэффициент, кг · кВт · ч / (МДж · % · т);

ΔH_E – тепловой эффект реакции на 1 кг окисленного элемента, МДж;

ΔE – количество окислившегося элемента, % (абс.).

Для упрощения принимаем, что каждый м³/т вдуваемого кислорода обеспечивает выделение энергии, равной 3,5–4 кВт·ч/т.

Тепловые потери в период расплавления существенно различаются для печей различной емкости, а также зависят от времени простоя печи. Для печей емкостью до 12 тонн с кирпичной кладкой можно приближенно принять $P_{\text{п}}^{\text{пл}} \cdot \tau_{\text{пл}} / M_0 \approx -35 \dots -40$ кВт·ч/т (знак минус означает, что тепло от кладки передается металлошхте). Для современных печей емкостью свыше 100 тонн с водоохлаждаемыми панелями $P_{\text{п}}^{\text{пл}} \cdot \tau_{\text{пл}} / M_0 \approx 30$ кВт·ч/т. Печи емкостью более 12 тонн и менее 100 тонн могут оснащаться как водоохлаждаемыми панелями, так и кирпичной кладкой, либо их комбинациями, поэтому для дальнейших расчетов значения тепловых потерь можно принимать интерполяцией между представленными выше значениями.

Окислительный период

Этот период начинается после полного проплавления шихты, отбора пробы металла на полный химический анализ и скачивания шлака на 75–90 %.

Задачи окислительного периода: снижение содержания фосфора ниже допустимых пределов в готовой стали; возможно полное удаление растворенных в металле газов (азота, водорода); нагрев металла до температуры, превышающей на 120...130 К температуру ликвидус; приведение ванны в стандартное по окисленности состояние.

Удельный расход электрической энергии окислительного периода

$$W_{\text{эл}}^{\text{ок}} = \frac{(W_{\text{у.шл}} + W_{\text{у.м.с}} + W_{\text{у.}\Delta} \pm W_{\text{у.хим}}) \cdot M_0 + P_{\text{п}}^{\text{ок}} \cdot \tau_{\text{ок}} - \sum \eta_i \cdot P_{\text{а}}^{\text{ок}} \cdot \tau_{\text{ок}}}{\eta_3 \cdot \lambda \cdot M_0}, \quad (1.9)$$

где $W_{\text{у.м.с}}$ – удельный расход энергии необходимый для получения расплава металла с температурой ликвидус и шлака из металлоставного сырья, кВт·ч/т;

$W_{\text{у.}\Delta}$ – удельный расход энергии необходимый для перегрева металла от температуры ликвидус до температуры в конце окислительного периода, кВт·ч/т;

$P_{\text{п}}^{\text{ок}}$ – средняя за окислительный период мощность тепловых потерь, кВт;

$\tau_{\text{ок}}$ – время окислительного периода, ч.

Необходимую величину ступени мощности электропечного трансформатора $P_{\text{эл}}^{\text{ок}}$ для окислительного периода длительностью $\tau_{\text{ок}}$ находим из соответствующего баланса энергии электродуговой печи вместимости M_0 :

$$P_{\text{эл}}^{\text{ок}} = \frac{W_{\text{эл}}^{\text{ок}} \cdot M_0}{\tau_{\text{ок}}}. \quad (1.10)$$

Удельный расход энергии на перегрев $\Delta T_{\text{ок}}$ равен

$$W_{\text{у.под}} = 0,278 \cdot C_{\text{ж}} \cdot \Delta T_{\text{ок}}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}, \quad (1.11)$$

где $C_{\text{ж}}$ – средняя для данного интервала температур удельная теплоемкость жидкой стали, МДж/(т · К).

Перегрев стали над температурой ликвидус определяется используемой технологией и оборудованием и зависит от скорости снижения температуры на последующих технологических операциях. В табл. 1.1 приведены значения температур ликвидус и выпуска некоторых сталей для условий работы стотонных высокомоощных печей.

Таблица 1.1

Температуры ликвидус и выпуска стали из печи

Марка стали	Температура ликвидус T_L , °С	Температура выпуска стали из печи $T_{\text{вып}}$, °С
10	1514–1527	1640–1700
Ст1сп	1515–1526	1600–1650 (1640–1680)*
90К	1448–1453	1640–1700

* – температуры различны для различных способов внепечной обработки стали.

Мощность тепловых потерь ДСП в окислительный период определяют по соотношению (при условии геометрического подобия):

$$P_{\text{т.п.о}} = K_{\text{т.п.о}} \cdot 0,19 \cdot m_0^{2/3}, \text{ МВт}, \quad (1.12)$$

где $K_{\text{т.п.о}}$ – коэффициент, учитывающий возможное изменение тепловых потерь в окислительный период в случае применения на ДСП водоохлаждаемых элементов футеровки.

Время окислительного периода $\tau_{\text{ок}}$ складывается из этапов: наведения шлака окислительного периода (~ 5 мин); окисления углерода; выдержки (~ 10 мин) для приведения металла в стандартное по окисленности состояние (затухание «кипа»); скачивания шлака.

Время скачивания шлака при расчете энергетического режима не учитывается, так как в этот период трансформатор отключают.

Время окисления углерода можно определить, зная процент окисляемого углерода и скорость его окисления.

Таким образом, время окислительного периода равно:

$$\tau_{\text{ок}} = K_{\text{ок}} (0,2 + \% C/V_c), \quad (1.13)$$

где $K_{\text{ок}}$ – коэффициент, учитывающий возможное изменение длительности окислительного периода благодаря сокращению времени наведения шлака, выдержки или увеличения скорости обезуглероживания;

0,2 – суммарное время наведения шлака и выдержки металла, ч;

% C – абсолютный процент окисления углерода;

V_c – скорость обезуглероживания, %/ч.

Средняя скорость окисления углерода при продувке газообразным кислородом составляет 3...5 %/ч (0,05...0,08 %/мин), а в случае использования твердого окислителя $\sim 0,4$ %/ч (0,007 %/мин).

Если $\Delta W_{\text{ок}} > 0$, то $S_{\text{ок}} > 0$, т. е. в ДСП вводится необходимая электроэнергия на ступени мощности, равной $S_{\text{ок}}$.

При $\Delta W_{\text{ок}} = 0$ $S_{\text{ок}} = 0$, т. е. трансформатор отключают от сети.

Если $\Delta W_{\text{ок}} < 0$, то ДСП работает как теплогенератор (аналогично конвертеру) и $S_{\text{ок}} = 0$. В этом случае в ДСП загружают предва-

рительно прогретые охлаждающие добавки в виде железной руды или лома, который близок по химическому составу выплавляемой марке стали.

После окончания продувки кислородом (присадки руды) отбирают пробу на химический анализ, измеряют температуру металла, после чего скачивают шлак и начинают восстановительный период.

Восстановительный период

Этот период начинают наведением шлака восстановительного периода.

Основные задачи восстановительного периода: удаление серы; раскисление металла; корректировка химического состава металла (легирование); регулирование температуры металла; подготовка к выпуску высокоосновного жидкоподвижного шлака.

Полная мощность электропечного трансформатора $S_{\text{шл}}$ (МВ·А) для наведения шлака восстановительного периода за время $\tau_{\text{шл}}$ должна быть равна

$$S_{\text{шл}} = (2,78 \cdot 10^{-4} \cdot K_{\text{в.шл}} \cdot \Delta H_{\text{в.шл}} \cdot m_0 / \tau_{\text{шл}} + P_{\text{т.п.в}}) / (\eta_3 \cdot \eta), \quad (1.14)$$

где $K_{\text{в.шл}}$ – расход шлакообразующих материалов для наведения шлака восстановительного периода, кг/т;

$\Delta H_{\text{в.шл}}$ – изменение энтальпии шлака восстановительного периода (1.4);

$P_{\text{т.п.в}}$ – мощность тепловых потерь ДСП в восстановительный период, МВт;

η_3 и η – электрический КПД и коэффициент мощности, соответствующие электрическому режиму этого периода.

Время наведения шлака

$$\tau_{\text{шл}} = K_{\text{шл}} \cdot 0,1, \quad \text{ч}, \quad (1.15)$$

где $K_{\text{шл}}$ – коэффициент, учитывающий возможное изменение времени наведения шлака;

0,1 – среднее время наведения шлака, ч.

Мощность тепловых потерь ДСП в восстановительный период определяют из соотношения:

$$P_{\text{т.п.в}} = K_{\text{т.п.в}} \cdot 0,14 \cdot m_0^{2/3}, \text{ МВт}, \quad (1.16)$$

где $K_{\text{т.п.в}}$ – коэффициент, учитывающий возможное изменение тепловых потерь в восстановительный период в случае применения на ДСП водоохлаждаемых элементов футеровки.

Полная мощность печного трансформатора для раскисления и легирования металла за время $\tau_{\text{л}}$ должна быть равна

$$S_{\text{л}} = (W_{\text{у.л}} \cdot m_0 / \tau_{\text{л}} + P_{\text{т.п.в}}) / (\eta_0 \cdot \eta) = \\ = \left[m_0 \cdot \sum_{k=1}^n (2,78 \cdot 10^{-4} \cdot \Delta H_{\text{л}} \cdot m_{\text{у.л}}) / \tau_{\text{л}} + P_{\text{т.п.в}} \right] / (\eta_0 \cdot \eta), \text{ МВ} \cdot \text{А}, \quad (1.17)$$

где $W_{\text{у.л}}$ – удельные энергозатраты на легирование и раскисление, МВт·ч/т;

$m_{\text{у.л}}$ – удельное количество легирующих материалов (ферросплавов) и раскислителей, кг/т;

$\Delta H_{\text{л}}$ – изменение энтальпии материалов и тепловой эффект растворения легирующих элементов, МДж/кг. Для ферросплавов марок ФС45, ФМн75, ФХ010–ФХ0501, ФСХ40 можно принять $\Delta H_{\text{л}} \approx 2,2 \dots 3,2$ МДж/кг; если процесс легирования и раскисления экзотермический, как, например, при использовании ферротитана и алюминия, то $\Delta H_{\text{л}} < 0$.

Время раскисления и легирования:

$$\tau_{\text{л}} = K_{\text{л}} \cdot 0,4, \text{ ч}, \quad (1.18)$$

где $K_{\text{л}}$ – коэффициент, учитывающий возможные изменения времени раскисления и легирования;

0,4 – среднее время раскисления и легирования, ч;

Полная мощность электропечного трансформатора при выдержке (доводке) металла перед выпуском из ДСП в течение $\tau_{\text{выд}}$ необходима для компенсации тепловых потерь с целью сохранения за-

данной температуры металла конца окислительного периода и должна быть равна:

$$S_{\text{выд}} = P_{\text{т.п.в}} / (\eta_9 \cdot \eta), \text{ МВ} \cdot \text{А.} \quad (1.19)$$

Время выдержки:

$$\tau_{\text{выд}} = K_{\text{л}} \cdot 0,1, \text{ ч,} \quad (1.20)$$

где $K_{\text{выд}}$ – коэффициент, учитывающий возможные изменения времени выдержки;

0,1 – среднее время выдержки, ч.

В результате расчета параметров энергетического режима технологического периода плавки получают несколько значений мощности, необходимых для проведения плавки по заданной технологии. Объединив близкие по величине значения, получают 4–5 ступеней мощности. Соотношение $S_i/S_n = K_{\text{и}}$ (где S_n – номинальное значение полной мощности трансформатора) называют коэффициентом использования номинальной мощности.

Практическая часть

1. Рассмотреть зажигание и горение дуги, а также работу основных элементов электродуговой печи на лабораторной модели.

2. Построить график энергетического режима работы электродуговой печи.

3. Подобрать необходимые ступени мощности трансформатора печи.

Распределение количества подаваемых материалов и газов по отдельным периодам плавки следует проводить в зависимости от технологии плавки и согласовывать с преподавателем.

В табл. 1.2 отсутствуют некоторые материалы (плавиковый шпат, бокситы, шамотный бой, кокс и т. д.), количество которых необходимо выбрать самостоятельно и согласовать с преподавателем. Электрический КПД и коэффициент мощности трансформатора принять для всех вариантов равными 0,8. Средний за период коэффициент использования энергии источника (горелок и фурм вдува-

ния углерода) принять равным 0,8. Температуру ликвидус принять для всех вариантов равной 1500 °С.

Таблица 1.2

Исходные данные для расчетов

Параметр	Значения по вариантам							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Емкость печи, т	6	10	12	25	50	75	100	200
Температура металлошихты, °С	550	600	500	20	15	20	15	20
Количество руды (ока-тышей), кг/т	50	60	40	25	10	5	5	5
Количество кислорода, нм ³ /т	–	–	10	20	25	30	35	35
Расход газа и (кислорода) горелок, нм ³ /т	–	–	–	–	4 (8)	5 (10)	6 (12)	7 (14)
Кол. известняка, кг/т	60	55	–	–	–	–	–	–
Количество извести, кг/т	–	–	50	55	45	40	55	50
Расход ферросплавов, кг/т								
ФС65	3	15	30	20	20	–	–	–
ФМн78	5	10	10	10	10	–	–	–
ФХ001А	–	–	–	0	20	–	–	–
Количество углерода, кг/т	–	–	–	6	7	7	7	7
Угар электродов, кг/т	6	5	4	3	3	3	2	1,5

Контрольные вопросы

1. Опишите технологию выплавки стали в электродуговой печи.
2. В какой период плавки требуется максимальная вводимая мощность?
3. Основные задачи окислительного и восстановительного периодов плавки.
4. Какие составляющие расхода энергии можно выделить в окислительный период?
5. Какие составляющие расхода энергии можно выделить в восстановительный период?
6. В чем различие в тепловых потерях печей небольшой емкости и высокомоощных печей?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 2 Изучение технологических процессов внепечной обработки стали

Цель работы: изучить процессы, происходящие при внепечной обработке стали; закрепить навыки расчета технологических параметров процессов, происходящих при внепечной обработке стали.

Теоретическая часть

Основными целями ввода различных присадок в сталь являются: корректировка конечного состава стали; раскисление стали; изменение формы и размеров неметаллических включений.

Легирующие присадки можно добавлять при выпуске стали из конвертера или электродуговой печи, а также на каждой из установок внепечной обработки (станция перемешивания, вакууматоры, CAS-OB и печь-ковш).

В целом основное легирование обычно осуществляется при выпуске стали из печи, а доводка – на последующих этапах.

Особенности растворения сплавов:

- порошки, проволока и мелкая фракция растворяются быстрее, чем крупные гранулы или чушки;
- перемешивание (аргоном) ускоряет процесс растворения;
- время перемешивания увеличивается по мере снижения температуры.

При внепечной обработке необходимо предотвратить падение температуры стали ниже температуры ликвидуса, а также обеспечить необходимый перегрев стали сверх температуры ликвидуса. Температура ликвидуса T_{liq} зависит от состава стали и может быть рассчитана с использованием следующих уравнений:

Для $C < 0,5 \%$:

$$T_{liq} = 1537 - 73,1\%C - 4\%Mn - 14\%Si - 45\%S - 30\%P - 1,5\%Cr - 2,5\%Al - 3,5\%Ni - 4\%V - 5\%Mo.$$

Для $C > 0,5 \%$:

$$T_{liq} = 1531 - 61,5\%C - 4\%Mn - 14\%Si - 45\%S - 30\%P - 1,5\%Cr - 2,5\%Al - 3,5\%Ni - 4\%V - 5\%Mo.$$

Расчет необходимого количества присадок для достижения заданного состава

Добавка чистых элементов

В самом простом случае, если в ковш добавляется чистый элемент, необходимое количество элемента $m_э$ рассчитывается по формуле

$$m_э = \frac{(\%Э_з - \%Э_н) \cdot M_м}{100 \%}, \quad (2.1)$$

где $\%Э_з$ – заданное содержание элемента в стали, %;

$\%Э_н$ – начальное содержание элемента в стали, %;

$M_м$ – масса металла в ковше, кг.

Пример расчета. В ковше с массой стали 120 000 кг содержится 0,02 % Ni. Сколько элементарного Ni следует добавить для достижения заданного содержания никеля равного 2 %?

$$m_э = \frac{(2 - 0,02) \cdot 120\,000}{100} = 2376 \text{ кг.}$$

Добавка лигатуры (ферросплава)

Во многих случаях более практично (экономично) добавлять присадки посредством лигатуры, чем в виде чистых элементов (лигатура представляет собой сплав из двух или более компонентов).

В этих случаях необходимо учитывать количество требуемого элемента в лигатуре и коэффициент усвоения элемента из лигатуры (ферросплава).

Коэффициент усвоения – количество элемента, которое фактически увеличивает свое содержание в жидкой стали, а не абсорбируется в шлак или улетучивается в газовую фазу.

$$M_ф = \frac{(\%Э_з - \%Э_н) \cdot M_м}{\%Э_ф \cdot K_у}, \quad (2.2)$$

где $M_ф$ – масса лигатуры (ферросплава), кг;

$\%Э_з$ – заданное содержание элемента, %;

$\% \text{Э}_n$ – начальное содержание элемента, %;

M_M – масса металла в ковше, кг;

$\% \text{Э}_\phi$ – содержание элемента в лигатуре, %;

K_y – коэффициент усвоения элемента из лигатуры.

Пример расчета. Сталь в ковше емкостью 120 тонн содержит 0,1 % Mn при выпуске из конвертера. Рассчитайте, сколько высокоуглеродистого ферромарганца ФМн78А нужно добавить для достижения содержания Mn 0,7%.

Ферромарганец ФМн78А содержит 78 % Mn (см. приложения). Типичным коэффициентом усвоения Mn является 0,9. При подстановке этих значений получаем:

$$M_\phi = \frac{(0,7 - 0,1) \cdot 120\,000}{78 \cdot 0,9} = 1025,6 \text{ кг.}$$

Усвоение других элементов

При добавлении лигатуры необходимо учитывать влияние других компонентов на общий состав стали. Величина усвоения (т. е. увеличения содержания) определенного элемента определяется следующим образом:

$$\Delta \% \text{Э} = \frac{M_\phi \cdot \% \text{Э}_\phi \cdot K_y}{M_M}. \quad (2.3)$$

Пример расчета. По предыдущему примеру рассчитайте величину науглероживания. Ферромарганец ФМн78А содержит 7 % C (см. приложение) с коэффициентом усвоения 97 %.

$$\Delta \% \text{C} = \frac{1025,6 \cdot 7 \cdot 0,97}{120\,000} = 0,058 \% \text{ C.}$$

Увеличение содержания углерода может быть критичным для определенных низкоуглеродистых и сверхнизкоуглеродистых марок стали. В таких случаях необходимо использовать более дорогую лигатуру с низким содержанием углерода.

Раскисление стали алюминием

Алюминий – это очень сильный раскисляющий реагент, снижающий активность кислорода в жидкой стали посредством химической реакции: $2[Al] + 3[O] \rightarrow (Al_2O_3) + Q$.

Раскисление алюминием более эффективно при пониженной температуре. Зависимость между содержанием кислорода в стали и содержанием алюминия представлена в виде графика для трех различных температур на рис. 2.1.

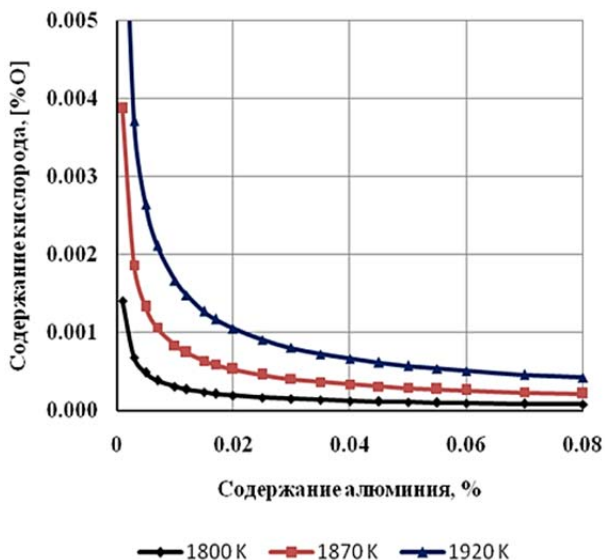


Рис. 2.1. Кривые равновесия Al-O при трех различных температурах

Расчет необходимого количества алюминия.

Если количество добавленного алюминия существенно выходит за рамки кривой равновесия Al-O, алюминий вступит в реакцию с кислородом с образованием Al_2O_3 . По правилам стехиометрии 2 атома Al (= 54 единицы массы) прореагируют с 3 атомами кислорода (= 48 единиц массы). Таким образом, весовой процент алюминия, требующийся для раскисления, составляет:

$$\%Al_{\text{раск}} \approx \frac{54}{48} \cdot [\%O]_{\text{нач}}$$

При расчете совокупного алюминия, который требуется добавить, эту величину нужно сложить с заданным (или остаточным) содержанием Al в стали.

Пример расчета. Требуется осуществить раскисление стали с содержанием кислорода 450 ppm (0,045 %) алюминием при повалке конвертера в ковше емкостью 250 тонн.

Предположив, что коэффициент усвоения Al составляет 60 %, а заданное содержание % Al₃ – 0,04 %, рассчитайте необходимое количество легирующей присадки с 98 % Al.

Алюминий для раскисления: % Al_p = (54/48) · 0,045 % = 0,051 %.

Необходимое количество алюминия: %Al_{сумм} = %Al_p + %Al₃ = 0,051 + 0,040 = 0,091 %.

Масса легирующей присадки (алюминия):

$$m_{Al} = \frac{100 \% \cdot 0,091 \% \cdot 250\,000}{98 \% \cdot 60 \%} = 386 \text{ кг.}$$

Десульфурация стали при перемешивании стали в ковшовом вакууматоре VD

Для быстрой десульфурации необходимо интенсивное перемешивание металла и шлака. Это достигается интенсивной продувкой аргоном при высоком уровне вакуума в ковшовом вакууматоре.

Константа скорости десульфурации k_S увеличивается довольно медленно при пониженных значениях ε , но быстро увеличивается, когда ε выше ~ 70 Вт/т. Можно предположить, что

$$k_S = 0,031 \cdot \varepsilon^{0,25} \text{ для } \varepsilon < 70 \text{ Вт/т;}$$

$$k_S = 8 \cdot 10^{-6} \cdot \varepsilon^{2,1} \text{ для } \varepsilon > 70 \text{ Вт/т;}$$

$$t = \frac{\ln \left[\frac{[\%S]_t}{[\%S]_0} \cdot \left\{ 1 + \frac{1}{L_S} \left(\frac{W_m}{W_S} \right) \right\} - \frac{1}{L_S} \left(\frac{W_m}{W_S} \right) \right]}{-k_S \left[1 + \frac{1}{L_S} \left(\frac{W_m}{W_S} \right) \right]}.$$

Пример расчета. В ковш, содержащий 120 тонн стали с содержанием серы 0,01 %, загружаются 2 тонны десульфурирующего шлака со значением $L_S = 400$. После раскисления осуществляется продувка аргоном с удельной мощностью перемешивания ϵ , равной 90 Вт/т. Рассчитайте время, необходимое для достижения 0,004 % S.

Рассчитаем k_S для $\epsilon = 90$ Вт/т.

$$k_S = 8 \cdot 10^{-6} \cdot 90^{2,1} = 0,102 \text{ мин}^{-1}.$$

Теперь подставим это значение в уравнение для времени:

$$t = \frac{\ln \left[\frac{0,004}{0,01} \cdot \left\{ 1 + \frac{1}{400} \left(\frac{120}{2} \right) \right\} - \frac{1}{400} \left(\frac{120}{2} \right) \right]}{-0,102 \cdot \left[1 + \frac{1}{400} \left(\frac{120}{2} \right) \right]} \approx 10 \text{ мин.}$$

Обезуглероживание

Термодинамика обезуглероживания

Удаление растворенного углерода из стали в процессе вакуумирования вытекает из следующей реакции: $[C] + [O] \rightarrow CO(g)$.

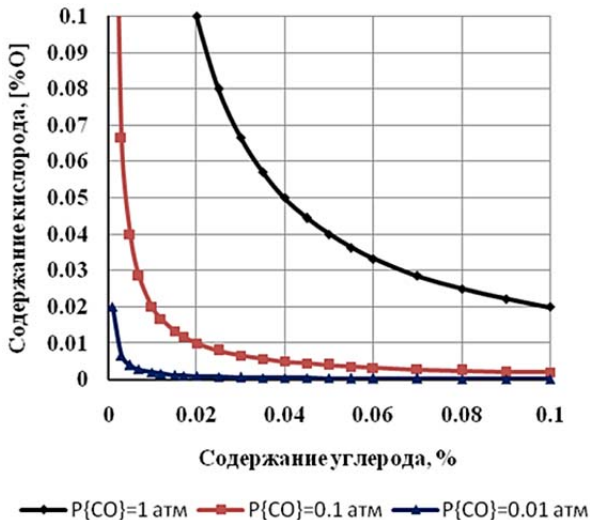


Рис. 2.2. Равновесие концентраций [C] и [O] при различных давлениях

Кинетика обезуглероживания

Скорость обезуглероживания определяется по следующему соотношению:

$$\ln \left\{ \frac{[\%C]_k - [\%C]_{\text{рав}}}{[\%C]_{\text{и}} - [\%C]_{\text{рав}}} \right\} = -k_C \cdot t,$$

где $[\%C]_k$ – концентрация углерода после периода t (конечная);

$[\%C]_{\text{и}}$ – исходная концентрация углерода;

$[\%C]_{\text{рав}}$ – равновесная концентрация углерода;

k_C – константа скорости обезуглероживания, мин^{-1} .

Конечная концентрация углерода

$$[\%C]_k = [\%C]_{\text{рав}} + ([\%C]_{\text{и}} - [\%C]_{\text{рав}}) \cdot \exp(-k_C \cdot t).$$

Для циркуляционных вакууматоров РН константа скорости определяется по следующему уравнению:

$$k_C = \frac{Q}{V_b \cdot \rho} \cdot \frac{q}{\left(\frac{Q}{\rho} + q \right)},$$

где Q – скорость циркуляции жидкой стали, кг/мин ;

V_b – объем ванны стали в ковше, м^3 ;

ρ – плотность жидкой стали $\sim 7200 \text{ кг/м}^3$;

q – объемный коэффициент массообмена при обезуглероживании, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Для расчетов можно взять типичные значения $Q = 80\,000 \text{ кг/мин}$, $V_b = \text{масса стали} / \text{плотность} = 120\,000 / 7200 = 16,67 \text{ м}^3$, и $q = 18 \text{ м}^3/\text{мин}$. При подстановке этих значений в предыдущее уравнение получаем

$$k_C = \frac{80\,000}{16,67 \cdot 7200} \cdot \frac{18}{\left(\frac{80\,000}{7200} + 18 \right)} = 0,412.$$

Пример расчета. Определить время, необходимое для обезуглероживания стали с содержанием углерода 0,045 % до 0,002 % С, при условии равновесного содержания углерода $[\%C]_{\text{рав}} = 0,0015$.

$$t = -\frac{1}{k_C} \cdot \ln \left\{ \frac{[\%C]_{\text{к}} - [\%C]_{\text{рав}}}{[\%C]_{\text{и}} - [\%C]_{\text{рав}}} \right\} = -\frac{1}{0,412} \cdot \ln \left\{ \frac{0,002 - 0,0015}{0,045 - 0,0015} \right\} \approx 11 \text{ мин.}$$

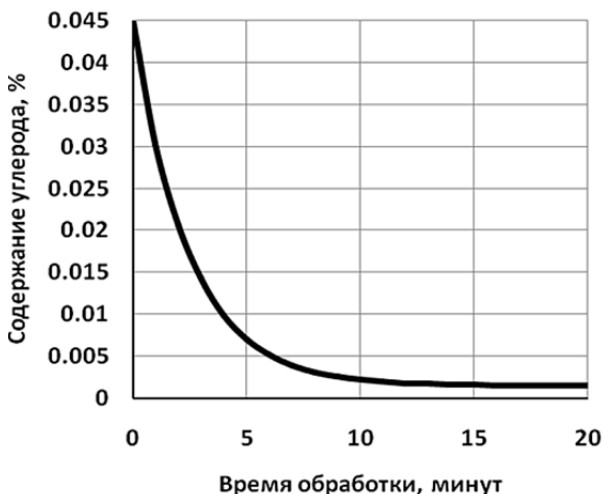


Рис. 2.3. Зависимость содержания углерода от времени обработки

Практическая часть

1. Рассчитайте температуру ликвидус для исходных данных, представленных в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Состав готовой стали, %

№ варианта	С	Р	S	Mn	Si	Cr	Ni
		не более					не более
1	2	3	4	5	6	7	8
1	0,95–1,05	0,027	0,02	0,2–0,4	0,17–0,37	1,3–1,65	0,3
2	0,95–1,05	0,027	0,02	0,9–1,2	0,4–0,65	1,3–1,65	0,3
3	0,95–1,05	0,027	0,02	0,15–0,3	0,15–0,3	0,35–0,5	0,3

Окончание табл. 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8
4	0,85–0,95	0,03	0,03	0,9–1,2	0,15–0,35	0,5–0,8	0,35
5	0,5–0,6	0,03	0,03	0,5–0,8	0,1–0,4	0,5–0,8	1,4–1,8
6	0,11–0,18	0,035	0,035	0,4–0,7	0,17–0,37	0,8–1,1	0,3
7	0,32–0,39	0,025	0,025	0,8–1,1	1,1–1,4	1,1–1,4	0,3

2. Рассчитайте величину науглероживания расплава $\Delta\%C$ при использовании для легирования стали хромом высокоуглеродистого феррохрома ФХ800А (табл. 2.2). Сделайте выводы.

Исходный состав $C = 0,15\%$; $Mn = 0,1\%$; $Si = 0,1\%$; $Cr = 0,2\%$; остальное железо.

Таблица 2.2

Исходные данные к расчету науглероживания при легировании

№ варианта	C	Mn	Si	Cr	Марка
1	0,95–1,05	0,9–1,2	0,4–0,65	1,3–1,65	ШХ15СГ
2	0,95–1,05	0,15–0,3	0,15–0,3	0,35–0,5	ШХ4
3	0,85–0,95	0,9–1,2	0,15–0,35	0,5–0,8	9ХВГ
4	0,5–0,6	0,5–0,8	0,1–0,4	0,5–0,8	5ХНМ
5	0,11–0,18	0,4–0,7	0,17–0,37	0,8–1,1	15ХМ
6	0,32–0,39	0,8–1,1	1,1–1,4	1,1–1,4	35ХГСА
7	0,35–0,42	0,5–0,8	0,17–0,37	0,8–1,1	38ХА

3. Рассчитайте требуемое количество алюминия для раскисления стали (табл. 2.3)

Таблица 2.3

Исходные данные к расчету раскисления стали алюминием

Параметр	Значение						
	В1	В2	В3	В4	В5	В6	В7
Начальное содержание кислорода, ppm	500	450	500	500	500	500	500
Заданное содержание алюминия, ppm	400	400	400	400	400	400	400
Емкость ковша, т	80	100	120	160	200	250	50

4. Рассчитайте время, необходимое для обезуглероживания стали (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Исходные данные к расчету обезуглероживания

Параметр	Значение						
	B1	B2	B3	B4	B5	B6	B7
Начальное содержание углерода, ppm	470	490	510	530	550	590	610
Конечное содержание углерода, ppm	22	23	24	25	26	28	29
Равновесное содержание углерода, ppm	15	15	15	15	15	15	15
Емкость ковша, т	100	120	150	200	250	120	150

Контрольные вопросы

1. Какие присадки используются при внепечной обработке и с какой целью?
2. Какие факторы влияют на скорость растворения элементов из лигатуры?
3. Как рассчитать количество лигатуры, необходимой для легирования стали?
4. Как рассчитать необходимое количество алюминия для раскисления стали?
5. Изобразите графическую зависимость равновесия концентраций [C] и [O] при различных давлениях.
6. Изобразите кривую кинетики обезуглероживания.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 3

Технология обработки стали на агрегате печь-ковш

Цель работы: изучить технологию обработки стали на агрегате печь-ковш; научиться определять расход легирующих элементов, необходимых для получения стали заданной марки.

Теоретическая часть

Назначение агрегата печь-ковш

Агрегат печь-ковш предназначен для получения стали с содержанием легирующих элементов в заданных узких пределах; для снижения содержания вредных примесей в стали, а также неметаллических включений; для подогрева металла до необходимой температуры; для усреднения химического состава и температуры металла по объему.

Кроме того, агрегат печь-ковш является буферной емкостью между сталеплавильным агрегатом (ЭДП, конвертер и т. д.) и МНЛЗ.

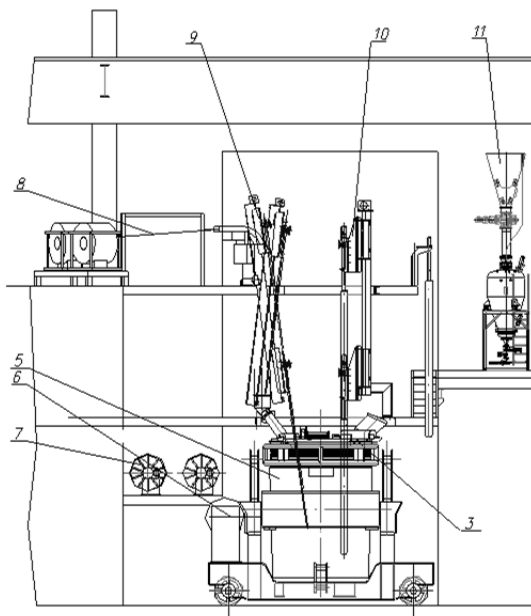
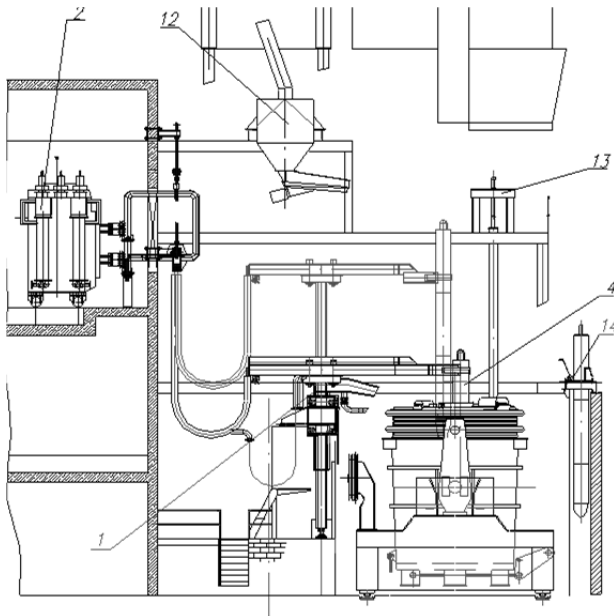


Рис. 3.1. Конструкция установки печь-ковш



Окончание рис. 3.1. Конструкция установки печь-ковш:

1 – электрические консоли; 2 – трансформатор; 3 – водоохлаждаемый свод;
 4 – электроды; 5 – сталеразливочный ковш; 6 – сталевоz; 7 – кабельный барабан;
 8 – установка подачи проволоки; 9 – манипулятор отбора проб и измерения
 температуры; 10 – манипулятор продувки инертным газом; 11 – установка подачи
 науглероживателя; 12 – система подачи ферросплавов; 13 – стэнд хранения фурм;
 14 – стэнд хранения электродов

Технология обработки металла на установке печь-ковш емкостью 100 тонн жидкого металла

1. После подключения продувочных фурм регулируется подача инертного газа. Продувка металла не должна приводить к выбросам металла и шлака из сталковша и оголению зеркала металла.

2. Опускается свод, производится измерение температуры стали для последующего выбора ступени напряжения.

3. После перемешивания металла не менее 5 минут аргонem производится отбор пробы на химический анализ. Химический состав металла после выпуска должен соответствовать нижним значениям марочного состава стали, за исключением содержания серы.

4. После включения установки печь-ковш проводится наведение слоя основного шлака.

5. Присадка шлакообразующих для наведения основного шлака производится через установку вдувания порошкообразных материалов или систему высотных бункеров путем присадки кусковой извести с общим расходом от 4 до 8 кг/т и плавиковошпатового концентрата в количестве от 1,0 до 1,5 кг/т.

6. Погружная фурма опускается в автоматическом режиме на максимально возможную глубину сталковша с расходом инертного газа от 30 до 60 м³/ч, при этом расход газа через донные фурмы устанавливается минимальным. Продолжительность наведения рафинирующего шлака составляет от 10 до 20 мин.

7. Раскисление шлака производится раскисляющей смесью порциями массой от 15 до 30 кг с общим расходом до 200 кг на плавку. Присадка раскисляющей смеси на зеркало металла не допускается. В качестве раскисляющих смесей используются раскисляющая смесь, состоящая из FeSi 65, CaF₂, углеродосодержащего материала в соотношении (0,5–1,0)/(0,5–1,0)/1,0 фракцией до 10 мм; алюмокорундовая раскисляющая смесь на основе алюминия и его окислов (АКС); карбид кремния (SiC); углеродсодержащие материалы фракции до 3 мм.

Алюмокорундовая смесь (АКС) – шлакораскисляющая смесь, состоящая из Al – 1 часть, Al₂O₃ – 2 части, CaO – 1 часть.

Алюмокорундовая смесь фракцией от 2 до 40 мм подается мелкими порциями по 50 кг в количестве 2 кг/т металла.

Твердошлаковая смесь (ТШС) – смесь для наведения белого шлака, состоящая из CaO – 9 частей, CaF₂ – 1 часть.

ТШС фракцией от 3 до 30 мм подается в ковш порциями по 70 кг в количестве 4 кг/т.

Основность шлака в ковше после раскисления должна поддерживаться в пределах от 2,5 до 4,0, при этом отношение Al₂O₃/CaO рекомендуется выдерживать в пределах от 0,20 до 0,35.

8. В период нагрева металла проводится доводка его по химическому составу присадками науглероживателя и ферросплавов.

9. При корректировке стали по содержанию химических элементов во время отдачи ферросплавов в ковш расход инертного газа необходимо увеличить на 30–50 л/мин (но не более 300 л/мин) и выдержать не менее 5 мин. Затем отбирается проба на полный химический анализ.

10. После доводки стали по содержанию химических элементов вводят порошковую проволоку с наполнителем, в состав которого входит силикокальций.

11. После присадки порошковой проволоки металл в стальковше продувается не менее трех минут, затем с требуемой температурой передается на МНЛЗ.

12. Перед отдачей плавки на МНЛЗ поверхность металла утепляют.

Время нахождения металла в сталеразливочном ковше от выпуска из ЭДП до начала разливки на МНЛЗ не должно превышать 180 минут.

Часть элементов, содержащихся в добавляемых материалах, может окисляться, поэтому коэффициент усвоения, как правило, меньше 1 и зависит от способа ввода материалов (в кусковом виде, вдуванием, подачей проволоки) и родства элементов к кислороду, а также окисленности металла.

Коэффициент усвоения легирующих элементов, отдаваемых в сталь-ковш на зеркало металла, составляет: кремний из FeSi – 0,7–0,8; углеродсодержащий материал – 0,8–0,95; марганец из FeMn и из SiMn – 0,9–0,99.

Процент усвоения Ca из SiCa проволоки составляет от 15 до 25 %.

При проведении расчетов принимаем, что железо и другие элементы ферросплавов, кроме алюминия, усваиваются металлом; усвоение металлом алюминия чушкового – 20 %; кремния ферросилиция – 60 %; марганца из ферромарганца ФМн – 78–85 %; хрома из феррохрома ФХ800А – 100 %, никеля – 100 %.

Расчет легирующих для получения необходимой марки стали

Расчет ведем с учетом добавок раскислителей и ферросплавов на 100 кг металла (можно и на всю емкость ковша). Необходимое количество ферросплавов определяем по формуле (2.2).

Таблица 3.1

Состав некоторых раскислителей и легирующих, %

Наименование	C	Mn	Si	S	P	Mo	Cr
Феррохром ФХ800А	8,0	–	2,0	0,08	0,03	–	65
Ферросилиций ФС 75	–	0,4	75	0,02	0,05	–	0,4
Ферромарганец ФМн 78	7,0	78	2	0,03	0,05	–	–
Ферромолибден FeMo 58	–	–	0,8	0,08	0,04	60	–
Кокс	95	–	–	2	–	–	–

Для дальнейших расчетов необходимо пользоваться таблицами П1-П4, представленными в приложении, или табл. 3.1.

Раскисление шлага

Раскисление шлага осуществляется присадками раскисляющей смеси в количестве 0,9 кг/т металла. Состав раскисляющей смеси – FeSi 65, CaF₂ и кокс в соотношении 1:1:1.

После корректировки по алюминию для модификации неметаллических включений и удаления серы присаживают трайбаппаратом силикокальциевую проволоку.

Полученный состав металла определяют, заполняя строки табл. 3.2. Если количество необходимых ферросплавов незначительное, то в качестве исходного можно использовать начальный состав стали в ковше, в противном случае после каждой добавки необходимо делать пересчет исходного состава для расчета количества добавляемого следующего ферросплава.

Таблица 3.2

Выход и состав металла

Компонент	Расчет поступления					кг	%
	Исх. состав	Добавка 1	...	Добавка n	Науглероживатель		
Углерод							
Кремний							
...							
Железо							
Всего стали							

Количество и состав рафинировочного шлага

Баланс шлага при рафинировании металла в сталеразливочном ковше можно записать в виде

$$\sum M_{\text{шл}} = M_{\text{ТШС}} + M_{\text{оксидов}} + M_{\text{футеровки}}$$

Рафинировочный шлаг наводится присадками ТШС – извести и плавикового шпата в соотношении 9 : 1 в количестве 10 кг/т металла.

Для упрощения расчетов материалы, подаваемые для раскисления металла и модификации включений, за их малостью не учитываем.

Расчетное количество оксидов, переходящих в шлак из металла, записываем в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Количество оксидов, образующихся при легировании

Элемент	Окисляется, кг	Образуется оксидов, кг
Mn		
Si		
Всего		

Практическая часть

Расчет производим на 100 кг стали, а далее на необходимую емкость ковша. Исходный химический состав стали приведен в табл. 3.4. Состав готовой стали приведен в табл. 3.5. Состав ферросплавов представлен в табл. П1–П4 приложения.

Таблица 3.4

Исходный состав стали на выпуске из электродуговой печи по результатам отбора проб, %.

№ подгр	Si	Mn	Cu	Ni	S	C	P	Cr	Емкость ковша
I	0,04	0,08	0,023	0,013	0,014	0,226	0,006	0,009	100
II	0,01	0,08	0,1	0,1	0,02	0,1	0,025	0,25	200

Таблица 3.5

Состав готовой стали, %

№ варианта	C	Mn	Si	Cr	Ni	Cu	Марка
					не более		
1	0,42–0,5	0,5–0,8	0,17–0,37	<0,25	0,25	0,25	Сталь 45
2	0,71–0,75	0,4–0,7	0,3	–	0,05	0,05	70К
3	0,95–1,05	0,9–1,2	0,4–0,65	1,3–1,65	0,3	0,25	ШХ15СГ
4	0,95–1,05	0,15–0,3	0,15–0,3	0,35–0,5	0,3	0,25	ШХ4

Окончание табл. 3.5

№ варианта	C	Mn	Si	Cr	Ni	Cu	Марка
					не более		
5	0,96–1,03	0,17–0,33	0,17–0,33	0,2	0,25	0,25	У10
6	0,85–0,95	0,9–1,2	0,15–0,35	0,5–0,8	0,35	0,3	9ХВГ
7	0,5–0,6	0,5–0,8	0,1–0,4	0,5–0,8	1,4–1,8	0,3	5ХНМ
8	0,62–0,7	0,9–1,2	0,17–0,37	<0,25	0,25	0,2	65Г
9	0,11–0,18	0,4–0,7	0,17–0,37	0,8–1,1	0,3	0,3	15ХМ
10	0,32–0,39	0,8–1,1	1,1–1,4	1,1–1,4	0,3	0,3	35ХГСА

Содержание алюминия в металле 0,03 %.

Порядок выполнения работы

1. Записываем из табл. 3.4 исходный состав жидкого полупродукта.

2. Записываем из табл. 3.5 состав готовой стали.

3. Исходя из заданной марки стали, из табл. П1–П6 приложения выбираем необходимые материалы и записываем их состав:

4. Для каждого элемента определяем:

– необходимую массу ферросплава (формула (2.2));

– массу элементов, перешедшую в расплав из ферросплава.

Пример:

Таблица 3.6

Исходный состав стали на выпуске из печи, %

Si	Mn	Cu	Ni	S	C	P	Cr
0,01	0,1	0,25	0,25	0,025	0,2	0,025	0,25

Таблица 3.7

Состав готовой стали (38ХА), %

C	P	S	Mn	Si	Cr	Ni	Cu
	не более					не более	
0,35–0,42	0,025	0,025	0,5–0,8	0,17–0,37	0,8–1,1	0,3	0,3

Таблица 3.8

Состав ферросплава, %

Наименование	C	Mn	Si	S	P	Mo	Cr	Ni
Феррохром ФХ800А	8,0	—	2,0	0,08	0,03	—	65	—

Легирование хромом

Необходимо внести феррохрома ФХ800А

$$M_{\text{FeCr}} = (1,0 - 0,25) \cdot 100 / (65 \cdot 1) = 1,153 \text{ кг.}$$

Перейдет в металл из феррохрома:

$[Cr] = 1,153 \cdot 0,65 \cdot 1 = 0,749$ кг (где 1,153 – масса феррохрома; 0,65 – доля хрома в феррохроме; 1 – коэффициент усвоения распла-
вом хрома из феррохрома);

$$[C] = 1,153 \cdot 0,08 = 0,092 \text{ кг;}$$

$$[Si] = 1,153 \cdot 0,02 = 0,023 \text{ кг;}$$

$$[P] = 1,153 \cdot 0,0003 = 0,0003 \text{ кг;}$$

$$[S] = 1,153 \cdot 0,0008 = 0,0009 \text{ кг;}$$

$$[Fe] = 1,153 \cdot 0,249 = 0,287 \text{ кг.}$$

Аналогично рассчитываем и другие элементы (последним вносим углерод присадкой науглероживателя).

Одноименные элементы суммируем, используя табл. 3.2 и сравниваем конечный состав с заданным в табл. 3.7.

6. По формуле (3.3) определяем массу шлака

Для этого предварительно определяем массу оксидов, образующихся при раскислении и легировании, и полученные результаты заносим в табл. 3.3.

Массу футеровки перешедшей в шлак принимаем равной 0,2 % от массы металла.

Контрольные вопросы

1. Назначение и конструкция агрегата печь-ковш.
2. Технология обработки металла на установке печь-ковш.
3. Определение количества материалов, необходимых для получения состава готовой стали.
4. Как определить количество и состав шлака?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 4 Технологии внепечной обработки стали с использованием вакуумирования

Цель работы: изучить процессы удаления водорода, построить зависимость содержания водорода в стали от времени обработки на вакууматорах; изучить технологию внепечной обработки стали с использованием вакуумирования на примере особовысококачественных марок стали.

Теоретическая часть

Термодинамика удаления водорода

Растворенный водород удаляется из жидкой стали посредством формирования двухатомного газообразного водорода:

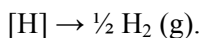


Таблица 4.1

Равновесное содержание водорода при различных давлениях

Параметр	Значение			
p_{H_2} , атм	1,0	0,1	0,01	0,001
$[\text{H}]$, ppm	25,6	8,1	2,6	0,8

На практике современные вакууматоры могут достигать такого низкого давления, как 0,001 атм., так что при оптимальных рабочих условиях можно производить сталь с уровнем водорода менее 1 ppm.

Кинетика удаления водорода

В вакууматорах сверхнизкое давление достигается только на поверхности стали, когда она подвергается воздействию вакуума. На днище ковша ферростатическое давление составляет ~5 атмосфер, что эквивалентно равновесному уровню водорода 57 ppm при 1600 °С. Таким образом, для полной дегазации металла требуется высокая скорость циркуляции металла в сочетании с интенсивным перемешиванием.

Кинетика удаления водорода, таким образом, доминируется мас-сопередачей в жидкой стали.

Конечная концентрация водорода:

$$[H]_k = [H]_{\text{рав}} + ([H]_{\text{и}} - [H]_{\text{рав}}) \cdot \exp(-k_H \cdot t),$$

где $[H]_k$ – концентрация водорода в массовых промилях после времени t ;

$[H]_{\text{рав}}$ – равновесная концентрация водорода, в массовых промилях;

$[H]_{\text{и}}$ – начальная концентрация водорода в массовых промилях;

k_H – константа скорости для удаления водорода, мин⁻¹.

В ковшевых вакууматорах константа скорости k_H определяется, главным образом, расходом аргона на перемешивание.

Для расчета возможно использовать следующее соотношение:

Для циркуляционного вакууматора **RH**: $k_H = 0,13$.

Для ковшевого вакууматора **VD**: $k_H = 0,0576 \cdot V + 0,02$,

где V – расход аргона в нм³/мин.

Оборудование для вакуумной обработки

Схемы циркуляционного и ковшевого вакууматоров представлены на рис. 4.1 и 4.2.

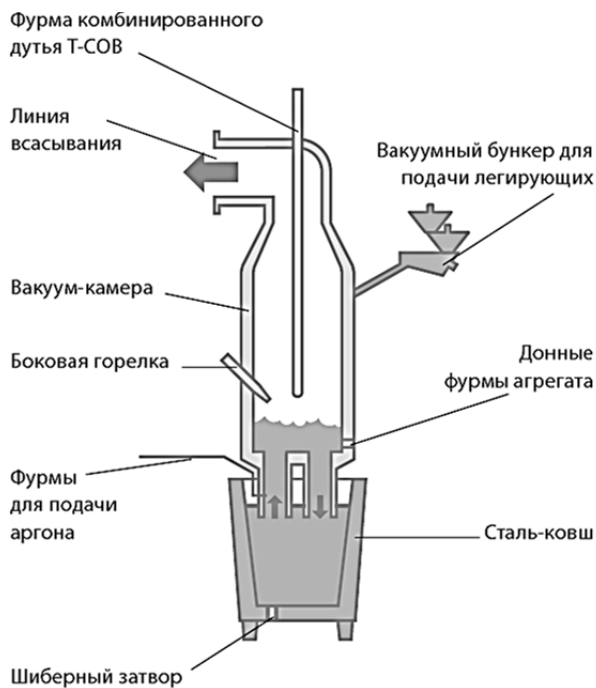


Рис. 4.1. RH-вакууматор (циркуляционный вакууматор)

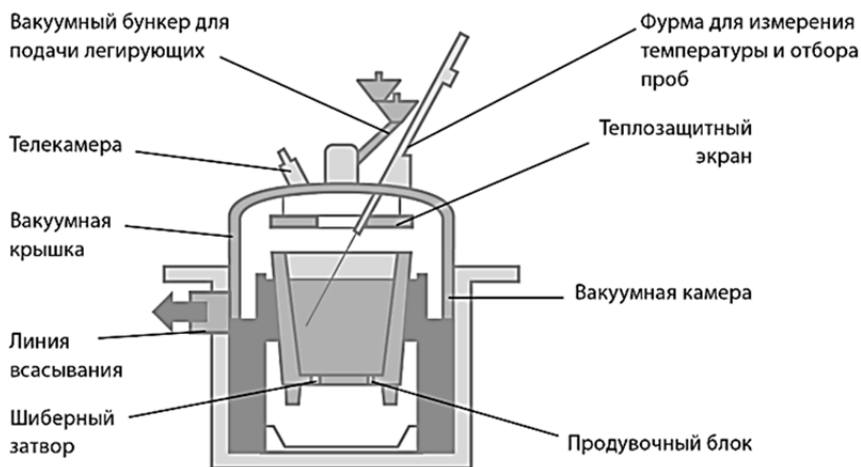


Рис. 4.2. VD/VOD-вакууматор (ковшовый вакууматор)

Технология внепечной обработки стали для металлокорда и бортовой проволоки

Выпуск плавки из стотонной электродуговой печи

Выпуск плавки производится в ковш, разогретый до температуры не менее 800 °С.

В ковш при выпуске присаживается науглероживатель, из расчета получения в пробе массовой доли углерода от 0,55 до 0,65 %, затем ферромарганец, из расчета содержания массовой доли марганца от 0,45 до 0,55 %, ферросилиций, из расчета получения кремния от 0,15 до 0,25 %, известь в количестве от 400 до 500 кг, плавиковый шпат в количестве от 50 до 80 кг. Быстродействующий клапан на подачу аргона через пористые пробки в днище ковша должен быть открыт перед началом выпуска.

После выпуска стали из печи металл продувается аргоном в течение 5 мин, отбирается проба металла на химический анализ (в т. ч. и на азот), измеряется температура, затем ковш с металлом передается на установку внепечной обработки стали.

Уровень металла от верхней кромки ковша должен быть в следующих пределах: при обработке на RH – от 150 до 350 мм; на VD – от 300 до 550 мм; без вакуумирования – от 150 до 250 мм.

Обработка стали на установке печь-ковш

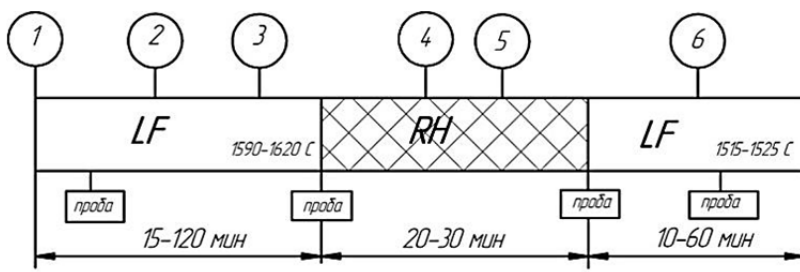


Рис. 4.3. Схема внепечной обработки кордовых марок стали:

- 1 – начало обработки; 2 – присадка извести – 500–600 кг (для стотонного ковша), плавикового шпата – 150–200 кг, раскисляющей смеси – 100–150 кг;
- 3 – присадка кварцита – 200–250 кг; 4 – присадка науглероживателя – 150–170 кг, ферромарганца – 50–200 кг; 5 – присадка науглероживателя и ферросилиция до среднemarkочного состава; 6 – корректировка по углероду

В течение обработки производится продувка металла аргоном с расходом до 300 л/мин, без оголения зеркала металла.

Наводится «белый» шлак присадками извести в количествах от 200 до 300 кг, плавикового шпата – от 50 до 70 кг для получения основности от 2,5 до 3,5. Раскисление шлака производится присадками раскисляющей смеси после каждой присадки шлакообразующих материалов, порциями по 15–30 кг в количестве до 100 кг (присадка на зеркало металла не допускается). Состав раскисляющей смеси – FeSi65, CaF₂ науглероживатель в соотношении 1:1:1, фракцией до 10 мм. Скорость нагрева металла на установке печь-ковш изменяется в пределах от 0 до 3,5 °С/мин.

Проба металла на полный химический анализ отбирается не ранее чем через 5 минут после последней присадки ферросплавов и продувки металла аргоном.

После получения результатов химического анализа пробы металла производится корректировка химического состава стали.

В случае необходимости ковш с металлом передается на установку RH или VD, при этом температура металла должна быть на 15–30 °С выше температуры передачи плавки на МНЛЗ.

За 5–7 минут до передачи ковша на вакууматор RH присаживается просушенный кварцевый песок в количестве от 150 до 200 кг.

Обработка стали на циркуляционном вакууматоре RH

Перед вакуумированием металла рабочая температура вакуум камеры по показаниям приборов должна быть не ниже 1250 °С (не менее 700 °С по температуре футеровки), давление пара в системе должно быть не менее 14 бар.

Перед опусканием патрубков вакууматора в ковш включается подача транспортирующего газа аргона с расходом от 380 до 420 л/мин. Патрубки погружаются в металл на глубину от 500 до 700 мм, расход аргона увеличивается от 450 до 500 л/мин.

Общее время вакуумирования – не менее 15 минут, при этом остаточное давление в камере не должно превышать 1,5 мбар не менее 7 минут.

Допускается корректировка металла по химическому составу.

По окончании вакуумирования производится замер температуры и отбор пробы металла на полный химический анализ и плавка передается на установку печь-ковш.

Обработка стали на установке вакуумной дегазации VD

Перед установкой ковша с металлом в вакуум-камеру производится подключение аргонного шланга к сталковшу. В процессе вакуумирования сталеваром регулируется расход аргона на продувку металла (по визуальной оценке), исключающей возможность выплескивания жидкого металла и шлака за пределы ковша и размыв футеровки шлакового пояса.

Снижение температуры металла при вакуумировании составляет от 1,5 до 2,0 °С/мин.

Общее время вакуумирования должно составлять не менее 20 минут, из них при остаточном давлении ниже 1,5 мбар – не менее 7 мин.

В процессе вакуумирования допускается корректировка химсостава. Продолжительность вакуумирования после присадки ферросплавов должна быть не менее 7 мин, а остаточное давление не должно превышать 1,5 мбар.

После вакуумирования допускается корректировка химического состава металла по содержанию углерода с помощью проволоки с углеродным наполнителем, но не более чем на 0,05 %, производится корректировка температуры металла и, не позднее чем за 5 мин до передачи плавки на МНЛЗ, присаживается проволока с силико-кальцием в количестве 150 м.

При аварийном выходе из строя вакууматоров RH и VD плавка обрабатывается на установке печь-ковш по технологии без вакуумирования.

Практическая часть

1. Постройте графическую зависимость содержания водорода от времени обработки на ковшовом и циркуляционном вакууматоре при исходных данных, представленных в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Исходные данные к расчету содержания водорода

Параметр	Значение						
	B1	B2	B3	B4	B5	B6	B7
Начальное содержание водорода в стали, ppm	25	30	35	40	45	50	60
Расход аргона в ковшевом вакууматоре, л/мин	120	140	160	180	200	210	230

2. Определите содержание водорода в стали по значениям времени, взятым из описания технологии выпечной обработки с вакуумированием стали. Сравните полученное значение с требованиями к содержанию водорода для рассматриваемых марок стали.

Контрольные вопросы

1. С какой целью проводят вакуумную обработку стали?
2. Опишите технологию выпечной обработки кордовых марок стали.
3. Опишите конструкцию и работу ковшового VD/VOD- и циркуляционного RH-вакууматоров.
4. Как определить конечную концентрацию водорода при вакуумной обработке?
5. Изобразите графически зависимость содержания водорода от времени обработки.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 5 Технология непрерывной разливки стали

Цель работы: изучить технологии непрерывной разливки стали.

Теоретическая часть

На машинах непрерывного литья заготовки МНЛЗ получают заготовки различной формы и размеров, при этом производительность машин определяется сечением заготовки, скоростью разливки и количеством ручьев. На рис. 5.1 приведена схема подачи металла из сталковша в кристаллизаторы через промежуточный ковш.

Сталь из сталеразливочного ковша *1* поступает в промежуточный ковш *4*, из которого потом распределяется на все ручьи.

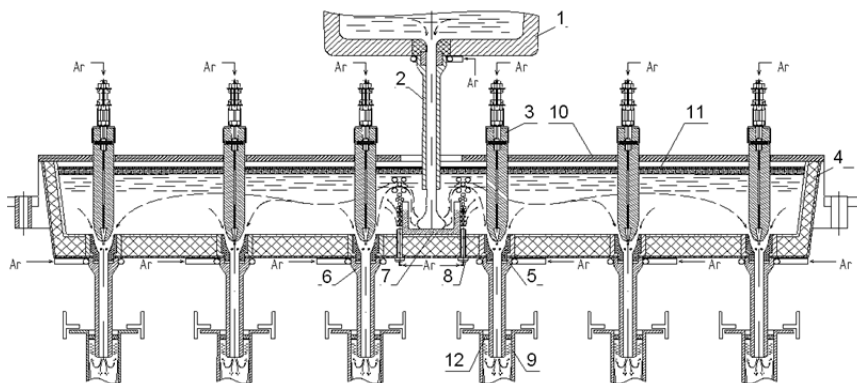


Рис. 5.1. Схема подачи металла из сталковша в кристаллизаторы через промежуточный ковш:

- 1* – сталковш; *2* – погружная труба; *3* – стопор моноблок; *4* – промковш;
- 5* – стакан-дозатор; *6* – погружной стакан; *7* – турбостоп; *8* – канальная пробка;
- 9* – кристаллизатор; *10* – крышка промковша; *11* – рафинировочный шлак;
- 12* – шлакообразующая смесь

Пропускная способность одного ручья зависит от размеров поперечного сечения заготовки. На рис. 5.2 показана зависимость производительности МНЛЗ (определенная параметром \dot{M} , кг/мин) и скорости разливки ($v_{лз}$, м/мин) от размеров заготовки d квадратного (1) и круглого (2) сечения по данным. На основе статистической обработки экспериментальных данных предложены следующие соотно-

шения, связывающие расход металла \dot{M} и размер заготовки d при непрерывном литье квадратных \dot{M}_1 и круглых \dot{M}_2 заготовок:

$$\dot{M}_1 = 0,060d^2 \exp(-0,0087d); \quad \dot{M}_2 = 0,047d^2 \exp(-0,0087d).$$

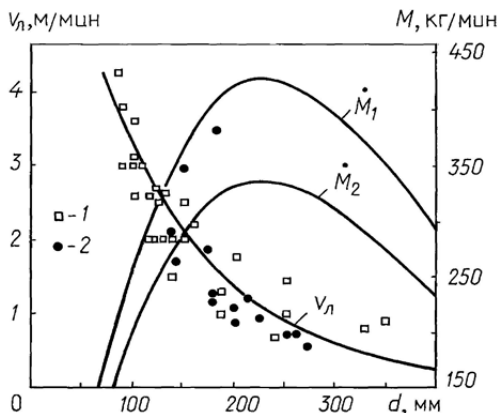


Рис. 5.2. Зависимость скорости разливки v_d и M (на ручей) от размеров d непрерывнолитых заготовок на существующих МНЛЗ:
1 – квадрат; 2 – круг

Из рис. 5.2 следует, что с увеличением параметра d производительность МНЛЗ вначале возрастает, проходит через максимум при $d = 220$ мм, а затем снижается.

Повышение производительности МНЛЗ за счет увеличения скорости литья v_d ограничивается в связи с опасностью возникновения прорывов жидкой стали из-под нижнего среза кристаллизатора.

На рис. 5.3 показана зависимость между массой плавки M и необходимым числом ручьев n при скорости литья, ограниченной значением $v_d = 2,55$ м/мин. При расчетной оценке такой зависимости можно использовать соотношение:

$$v_d = \frac{M}{nA\rho t_{дл}},$$

где M – масса плавки, кг;

n – число ручьев;

A – сечение заготовки, м²;

ρ – массовая плотность жидкой стали, кг/м^3 ;

$t_{\text{л}}$ – продолжительность разливки, мин круглых заготовок.

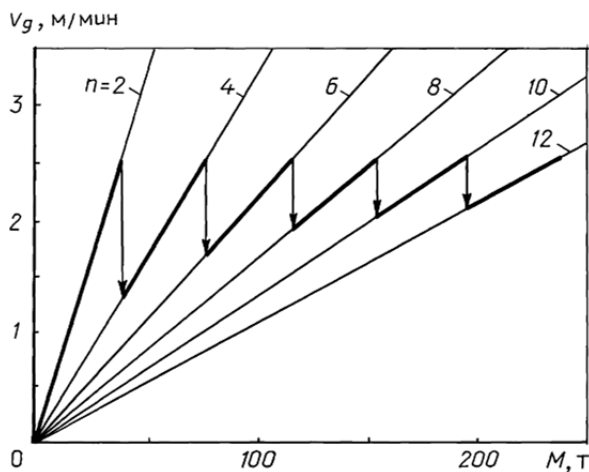


Рис. 5.3. Зависимость между массой плавки M и необходимым числом ручьев n (продолжительность разливки 60 мин, сечение заготовки 130×130 мм, максимальная скорость разливки 2,55 м/мин)

В приведенном на рис. 5.3 примере число ручьев изменялось от 2 до 12. Вертикальные стрелки показывают, что достигнут верхний предел скорости разливки, поэтому при неизменной продолжительности разливки плавку большей массы можно разлить только за счет увеличения числа ручьев.

Практическая часть

1. Определите максимальную производительность МНЛЗ.

Таблица 5.1

Исходные данные

Вариант	Сечение заготовки, мм	Число ручьев	Скорость разливки, м/мин
1	D 100	10	4,5
2	125×125	12	4
3	140×140	6	4

Вариант	Сечение заготовки, мм	Число ручьев	Скорость разливки, м/мин
4	200×200	6	2,5
5	D 200	6	2
6	250×300	4	1
7	300×400	4	0,8

2. Определите число ручьев МНЛЗ.

Таблица 5.2

Исходные данные: продолжительность разливки 60 минут

Вариант	Сечение заготовки, мм	Масса плавки, тонн	Скорость разливки, м/мин
1	130×130	20	1
2	130×130	50	1,5
3	130×130	70	1,7
4	130×130	110	2
5	130×130	130	2,3
6	130×130	170	2,6
7	130×130	220	2,8

Контрольные вопросы

1. Изобразите схему подачи металла в кристаллизаторы.
2. Изобразите зависимость скорости разливки v_d и расхода металла M (на ручей) от размеров d непрерывнолитых заготовок на существующих МНЛЗ.
3. Какие факторы влияют на скорость разливки?
4. Изобразите зависимость между массой плавки M и необходимым числом ручьев n .

ПРИЛОЖЕНИЕ

Таблица П1

Состав ферросилиция по ГОСТ 1415-78, масс. % (не более)

Марка сплава	Si	C	S	P	Al	Mn	Cr	Ti	Ca
ФС92	≥ 92	–	0,02	0,03	2,0	0,2	0,2	–	0,5
ФС75	74–80	–	0,02	0,05	–	0,4	0,4	–	–
ФС75э	74–80	–	0,02	0,04	0,1	0,2	0,2	0,05	0,1
ФС65	63–68	–	0,02	0,05	2,5	0,4	0,4	–	–
ФС45	41–47	–	0,02	0,05	2,0	0,5	0,5	–	–
ФС25	23–27	0,8	0,02	0,06	1,0	1,0	1,0	–	–

Примечание. Остальное – железо

Таблица П2

Химический состав ферромарганца (ГОСТ 4755- 80), масс.%

Марка сплава	Mn, не менее	C	Si	P	S
		не более			
низкоуглеродистый					
ФМн0,5	85	0,5	2,0	0,3	0,03
среднеуглеродистый					
ФМн1,0А	85	1,0	1,5	0,1	0,03
ФМн1,5	85	1,5	2,5	0,3	0,03
ФМн2,0	75	2,0	2,0	0,35	0,03
высокоуглеродистый					
ФМн78А	78–82	7,0	2	0,05	0,03
ФМн78	78–82	7,0	2	0,35	0,03
ФМн75АС6	75	6,0	6	0,05	0,03
ФМн75	75	7,0	1	0,45	0,03

Таблица ПЗ

Химический состав силикомарганца (ГОСТ 4756-77), масс.%

Марка сплава	Si	Mn, не менее	C	P	S
			не более		
СМн26	>26,0	60	0,2	0,05	0,03
СМн20	20,0-25,9	65	1,0	0,10	0,03
СМн17	17,0-19,9	65	1,7	0,1	0,03
СМн14	14,0-16,9	65	2,5	0,25	0,03
СМн10	10,0-13,9	65	3,5	0,35	0,03

Таблица П4

Химический состав феррохрома (ГОСТ 4757-79), масс.%

Марка сплава	Cr, не менее	C	Si	S	P	Al+Ca+Mg
		не более				
низкоуглеродистый						
ФХ001А	68	0,01	0,8	0,02	0,02	0,7
ФХ004А	68	0,04	1,5	0,03	0,02	0,3
ФХ010А	65	0,10	1,5	0,03	0,03	0,3
ФХ015А	65	0,15	1,5	0,03	0,03	0,3
ФХ050А	65	0,50	2,0	0,03	0,03	–
среднеуглеродистый						
ФХ100А	65	1,0	2,0	0,04	0,03	–
ФХ200А	65	2,0	2,0	0,04	0,03	–
ФХ400А	65	4,0	2,0	0,04	0,03	–
ФХ400Б	65	4,0	2,0	0,04	0,05	–
высокоуглеродистый						
ФХ650А	65	6,5	2,0	0,06	0,03	–
ФХ800А	65	8,0	2,0	0,06	0,03	–
ФХ800Б	65	8,0	2,0	0,08	0,05	–
ФХ800СА	60	8,0	5-10	0,03	0,03	–

Учебное издание

**ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО
ПРОИЗВОДСТВА**

Лабораторные работы (практикум)
для студентов специальности
1-42 01 01 «Металлургическое производство
и материалообработка»

В 2 частях

Часть 2

Составители:

КОРНЕЕВ Сергей Владимирович
ТРУСОВА Ирина Александровна

Редактор *Е. В. Герасименко*
Компьютерная верстка *Н. А. Школьниковой*

Подписано в печать 06.08.2020. Формат 60×84 ¹/₁₆. Бумага офсетная. Ризография.
Усл. печ. л. 2,73. Уч.-изд. л. 2,14. Тираж 100. Заказ 269.

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