

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО  
ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
"ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ"  
Кафедра "Металлургия стали и сплавов"

## **МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

к проведению практических занятий со студентами по учебной дисциплине  
"Подготовка шихты для сталеплавильного производства" (для студентов  
направления 22.04.02"Металлургия", профиль подготовки «Металлургия  
стали»)

Донецк  
2017

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО  
ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
"ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ"  
Кафедра "Металлургия стали и сплавов"

## МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

к проведению практических занятий со студентами по учебной дисциплине  
"Подготовка шихты для сталеплавильного производства" (для студентов  
направления 22.04.02"Металлургия", профиль подготовки «Металлургия  
стали»)

Рассмотрено на заседании  
кафедры "Металлургия стали  
и сплавов"  
Протокол № 4 от 11.10. 2017 г.  
Заведующий кафедрой, проф., д.т.н.  
А.А.Троянский

Утверждено на заседании  
учебно-издательского совета ДОННТУ  
Протокол №.7 от 21.11.2017 г..

Донецк  
2017

УДК 669.18  
ББК 65.305.223  
М54

Методические указания к проведению практических занятий со студентами по учебной дисциплине "Подготовка шихты для сталеплавильного производства" (для студентов направления 22.04.02"Металлургия", профиль подготовки «Металлургия стали») / сост. : Жук В.Л., Лебедев Е.Н., Тупилко И.В. - Донецк, ДОННТУ, 2017. – 22 с.

Методические указания содержат темы практических занятий и примеры задач по подготовке шихтовых материалов для использования их в процессах выплавки, внепечной обработки и разливки стали. Приведены варианты исходных данных для проведения расчетов. Указания направлены на углубленное понимание студентами качественных и количественных закономерностей, происходящих при подготовке шихтовых материалов для использования их в процессах производства стали.

Составители:

В.Л. Жук, доцент

Е.Н. Лебедев, доцент

И.В. Тупилко, магистр

Ответственный за выпуск А.А. Троянский, заведующий кафедрой, профессор.

## Содержание

<b>Введение.....</b>	<b>4</b>
<b>Практическое занятие 1. Обескремнивание передельного чугуна.....</b>	<b>5</b>
<b>Практическое занятие 2. Десульфурация передельного чугуна.....</b>	<b>8</b>
<b>Практическое занятие 3. Дефосфорация передельного чугуна.....</b>	<b>10</b>
<b>Практическое занятие 4. Предварительный подогрев металлолома..</b>	<b>13</b>
<b>Практическое занятие 5. Определение объема бункеров для хранения сыпучих шихтовых материалов.....</b>	<b>15</b>
<b>Практическое занятие 6. Использование кальцийсодержащей порошковой проволоки при внепечной обработке стали.....</b>	<b>17</b>
<b>Список использованных источников.....</b>	<b>22</b>

## Введение

Стабильно растущие темпы мирового производства стали, которые с 2001 года составляют более 1 миллиарда тонн стали в год, увеличивают потребление сырьевых материалов, необходимых для ее выплавки. При плавке стали в качестве металлосодержащего сырья используют передельный чугуны (расплавленный или в чушках), стальной металлолом и в меньших объемах железо прямого восстановления, а также другие металлодобавки. Кроме этого, при производстве стали применяют также дополнительные материалы или флюсы (известь, известняк, боксит, плавиковый шпат и проч.), окислители (воздух, кислород, железная руда, окалина и проч.), топливо (природный, коксовый или доменный газы, мазут и проч.), дополнительное топливо (кокс, антрацит и проч.), огнеупорные материалы, электроэнергию, воду, инертные газы. Все эти материалы участвуют в тепло- и массообменных процессах, которые протекают в сталеплавильной ванне.

Анализ работы больших сталеплавильных цехов показывает, что более чем на 80 % себестоимость стали определяется качеством и стоимостью исходного сырья, прежде всего расходом металлошихты. Основные требования к исходным шихтовым материалам отражены в соответствующих стандартах, которые учитывают современные изменения структуры сталеплавильного производства промышленно развитых стран.

Специалистам, которые занимаются подготовкой шихтовых материалов для производства стали и самим сталеплавильщикам, кроме умения пользоваться соответствующими нормативными документами по подготовке шихты для переработки ее на сталь в сталеплавильных агрегатах, также нужно уметь выполнять расчеты по обеспечению требований к качеству исходного сырья.

Методические указания приводят примеры расчетов по обеспечению необходимого содержания кремния, серы и фосфора в передельном чугуне перед заливкой его в сталеплавильный агрегат; определению объема бункеров для хранения шихтовых материалов с целью обеспечения необходимых норм их запаса, который гарантирует непрерывную работу сталеплавильных цехов; а также определения скорости ввода в расплав стали порошковой проволоки при ее внепечной обработке.

Указания содержат табличные данные, необходимые для выполнения расчетов, а также варианты заданий.

## Практическое занятие 1. Обескремнивание передельного чугуна

**Цель практического занятия** – ознакомиться со способами обескремнивания передельного чугуна и методами расчета по обескремниванию.

### Общие сведения

Согласно ДСТУ EN 10001 — 2002 передельные чугуны по содержанию в них кремния разделяют на 2 марки: 0,5-0,9 и < 0,5% соответственно. В кислородных конвертерах перерабатывают чугуны в широких пределах по содержанию кремния - от минимального до максимального. Однако, опыт показывает, что для получения высоких технико-экономических показателей процесса состав чугуна целесообразно ограничивать содержанием кремния в оптимальных пределах.

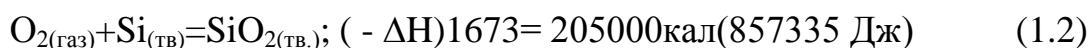
С повышением содержания кремния в чугуне возрастает количество тепла от его окисления в ванне конвертера и, соответственно, расходы стального лома, что снижает себестоимость стали. Вместе с тем при росте содержания кремния необходимо увеличивать расходы извести на связывание образующегося диоксида кремния ( $\text{SiO}_2$ ) в соединение  $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ . При этом увеличивается количество шлака и соответственно тепловые потери, а также потери железа со шлаком, который сливается. Кроме того, увеличение количества шлака и содержания в нем  $\text{SiO}_2$  приводит к снижению стойкости футеровки. При очень низком содержании кремния в чугуне замедляется шлакообразование в связи с медленным растворением извести (при низком содержании  $\text{SiO}_2$  в первичных шлаках). Учитывая изложенное, следует считать оптимальным содержание кремния в передельном чугуне 0,6-0,9%.

### Условия проведения расчетов

Для проведения расчетов по обескремниванию чугуна газообразным кислородом в чугуновозном ковше принимаем, что кремний находится в металле в виде раствора в железе  $[\text{Si}]\text{Fe}$ , а кислород присутствует в виде газа  $\text{O}_2$  (газ). Расчеты проводим при температуре чугуна  $1400^\circ\text{C}$ . В результате взаимодействия кремния с кислородом выделяется тепло. Выделение тепла возникает в результате следующей реакции:



Пренебрегая реакциями шлакообразования, этот процесс можно представить следующим образом:



$$Si_{(ТВ)} = Si_{(P)}; (-\Delta H) = -11000 \text{ кал} (45960 \text{ Дж}) \quad (1.3)$$

$$Si_{(P)} = [Si]Fe; (-\Delta H) = -29000 \text{ кал} (121225 \text{ Дж}) \quad (1.4)$$

Обычное корректирование, которое учитывает изменения в теплосодержании, дает значение, приведенное в формуле (1.2). Значение формулы (1.3) изображает скрытую теплоту расплавления кремния, а формула (1.4) - теплоту растворения кремния в жидком железе.

Таким образом, реакция (1.1) идет с выделением следующего количества тепла:

$$(-\Delta H) = 857335 - 121225 + 45960 = 782070 \text{ Дж}$$

При окислении 0,01% Si на 1т металла выделяется  $(782070/28) \cdot 0,1 = 2793$  кДж, где 28 – атомная масса кремния,  $28 \cdot 10^{-3}$  кг.

Количество кислорода, необходимого для окисления 0,01% Si, на 1т металла составит:

$$\frac{32}{28} \cdot 0,1 = 0,114 \text{ кг}$$

При перерасчете на объем это будет:

$$\frac{0,114}{1,332} = 0,086 \text{ м}^3/\text{т},$$

где  $1,332 \text{ кг}/\text{м}^3$  – объемный вес кислорода при  $20^\circ\text{C}$ .

При среднем удельном теплосодержании кислорода в интервале температур от  $20^\circ\text{C}$  до  $1400^\circ\text{C}$ , которое составляет  $0,255 \text{ ккал}/\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}$  ( $1,068 \text{ кДж}/\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}$ ), количество тепла, необходимое для его нагревания до температуры металла ( $1400^\circ\text{C}$ ), составит:

$$1,068 \cdot 1380 \cdot 0,114 = 168 \text{ кДж}$$

Из этого следует, что выгорание 0,01% Si повышает теплосодержание 1т металла на

$$2793 - 168 = 2625 \text{ кДж}.$$

При удельном теплосодержании расплавленного чугуна, которое составляет  $0,2 \text{ ккал}/\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}$  ( $0,837 \text{ кДж}/\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}$ ), это эквивалентно повышению его температуры на

$$\frac{2625}{1000 \cdot 0.837} = 3,1^{\circ}\text{C}$$

Таким образом за счет обескремнивания передельного чугуна в чугуновозном ковше газообразным кислородом, можно не только снизить содержание кремния в чугуне до необходимых пределов, но и повысить температуру перед заливкой в сталеплавильный агрегат.

### Выполнение расчета

Повышение температуры чугуна за счет окисления кремния определяем из пропорции:  $(0,01\%Si - 3,1^{\circ}\text{C}) / (\Delta x\%Si - \Delta y^{\circ}\text{C})$ . Тогда  $\Delta y = \frac{(\Delta x\% \cdot 3,1)}{0,01\%}$ ,  $^{\circ}\text{C}$

Здесь:  $\Delta x\%Si$  – количество окислившегося кремния;

$\Delta y^{\circ}\text{C}$  - температура чугуна после его обработки.

При выполнении индивидуального задания студенты проводят расчеты количества кислорода, необходимого для окисления кремния в заданных границах, а также повышенной температуры чугуна.

Варианты заданий приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Варианты индивидуальных заданий

№ п/п	Содержание кремния в чугуне, %	
	После выпуска из доменной печи в ковш.	После обработки в ковше кислородом.
1	0,90	0,75
2	0,88	0,71
3	0,87	0,74
4	0,86	0,82
5	0,85	0,75
6	0,89	0,80
7	0,84	0,70
8	0,90	0,72
9	0,78	0,65
10	0,87	0,66
11	0,80	0,62
12	0,89	0,77
13	0,72	0,65
14	0,81	0,71
15	0,84	0,69
16	0,85	0,63
17	0,88	0,77
18	0,90	0,62
19	0,80	0,60
20	0,75	0,63



## Практическое занятие 2. Десульфурация передельного чугуна

**Цель практического занятия** – ознакомиться со способами десульфурации передельного чугуна и методами расчета по десульфурации.

### Общие сведения

Высокое содержание серы в передельных чугунах приводит к ухудшению практически всех показателей кислородно-конвертерной плавки (возрастает ее продолжительность и расход извести, снижается выход жидкой стали), потому что условия удаления серы из металла неблагоприятны в связи с высокой окисленностью конвертерного шлака. В связи с необходимостью выплавки высококачественных сталей с низким содержанием серы типовой технологической инструкцией металлургической отрасли предусмотрено иметь допустимое содержание серы в чугуне для кислородных конвертеров не более 0,030-0,035%. Одним из наиболее экономических способов снижения серы в передельном чугуне является внепечная десульфурация в чугуновозных ковшах. В качестве десульфураторов используют магний, карбид кальция, соду, известь. Методы их использования имеют свои недостатки и преимущества.

В этих методических указаниях при выполнении расчетов будем рассматривать методы десульфурации передельного чугуна магнием.

### Условия проведения расчетов и их выполнение

В качестве исходных данных использованы экспериментальные данные об эффективности десульфурации чугуна в 140т чугуновозном ковше при температуре чугуна 1360°C и глубине введения магния в металл 2,15 м. Начальное содержание серы в металле находится в пределах 0,02-0,05% , а конечное - 0,01-0,02%.

Обработка чугуна магнием выполняется при температуре 1305°C. Глубину ввода магния в расплав принимаем равной 3,25м.

Для определения среднего значения степени использования реагента (магния)  $\tilde{\eta}$  за время обработки металла воспользуемся формулой:

$$\tilde{\eta} = \frac{a_S([S]_n - [S]_k)}{q}, \quad (2.1)$$

где:  $a_S$  - коэффициент, который определяется делением атомной массы магния на атомную массу серы:  $24,30/32,05=0,76$ ;

$[S]_n$ ,  $[S]_k$  - начальное и конечное содержание серы в чугуне, %;

$q$  - удельный расход десульфуратора, %.

Удельный расход десульфуратора определяем по формуле:

$$q=(Q \cdot 100)/(M \cdot 1000), \quad (2.2)$$

где: Q - расход магния на обработку чугуна, кг;

M - масса чугуна в ковше, т; 100-процент,%; 1000-кг/т.

Учитывая выше приведенное, рассчитать удельный расход магния на десульфурацию перекрестного чугуна и среднее значение степени использования десульфуратора. Варианты заданий приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 - Варианты индивидуальных заданий.

№ п/п	Масса чугуна в ковше, т	Содержание серы в чугуне, %		Расход магния, кг
		Начальное	Конечное	
1	2	3	4	5
1	95	0,029	0,012	38,0
2	97	0,024	0,015	29,5
3	90	0 . 0 3 7	0,021	23,0
4	95	0,020	0,012	30,0
5	100	0,042	0,017	50,0
6	94	0,032	0,014	35,0
7	99	0,050	0,045	40,5
8	98	0,040	0,022	41,0
9	97	0,050	0,020	43,0
10	96	0,035	0,018	37,5
11	95	0,038	0,019	36,0
12	97	0,040	0,017	32,5
13	96	0,040	0,020	37,0
14	98	0,039	0,015	39,5
15	100	0,032	0,020	28,0
16	94	0,030	0,015	27,5
17	97	0,025	0,010..	26,0
18	99	0,020	0,011	2 5 , 5
19	95	0,021	0,014	21,0
20	97	0,031	0,016	32,0

### Практическое занятие 3. Дефосфорация передельного чугуна

**Цель практического занятия** – ознакомиться со способами дефосфорации передельного чугуна и методами расчета по дефосфорации.

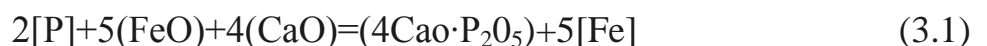
#### Общие сведения

Фосфор в передельном чугуне, который выплавляется в доменных печах, практически полностью переходит в металл. При переработке большинства типов руд содержание фосфора в чугуне не превышает 0,15%. Такая концентрация фосфора в чугуне существенно не влияет на шлакообразование в кислородном конвертере и на показатели процесса получения стали с привычной концентрацией фосфора. Актуальность снижения концентрации фосфора возникает с повышением его содержания в шихтовых материалах и потребностью в высококачественных низкофосфористых сталях. Дефосфорация металла в сталеплавильном агрегате особых трудностей не вызывает, однако при этом очень усложняется процесс выплавки стали, потому что необходимо делать повалку конвертера для промежуточного удаления шлака, что приводит к увеличению продолжительности плавки, возрастанию потерь металла и энергозатрат.

С учетом перспектив развития кислородно-конвертерного производства стали, качественным можно считать передельный чугун с содержанием до 0,15% P. Если содержание фосфора в чугуне превышает эту величину, необходимо проводить его внепечную дефосфорацию.

Как было определено в разделе 1, обескремнивание передельного чугуна требуется с целью проведения конвертерного процесса по малошлаковой технологии. Такая операция должна предшествовать также при проведении дефосфорации чугуна. Установлено, что степень дефосфорации чугуна при снижении в нем кремния с 0,34-0,50% до уровня менее 0,05% повышается с 18,7% до 80% и больше.

Принципиально есть две возможности удаления фосфора из чугуна - восстановительным и окислительным рафинированием. Существенными недостатками первого процесса являются низкая степень использования дефосфоратора и высокая вероятность рефосфорации и образования токсичного газа (фосфина). Больше распространение получила окислительная дефосфорация. В основе этого процесса лежит реакция взаимодействия металлоуглеродистого расплава с кислородом, в результате чего образуется пятиоксид фосфора, который далее соединяется с основными оксидами в устойчивые соединения – фосфиды кальция и натрия. В соответствии с молекулярной теорией строения расплавленных шлаков, реакция удаления фосфора из металла в шлак имеет вид:



Для определения показателя дефосфорации металла расплавленными шлаками, которые включают компоненты — дефосфораторы, необходимо знать коэффициент распределения фосфора между металлом и шлаком при различных температурах и составе шлака в условиях равновесия фосфора в металле.

В работе японских ученых Суито и Иноэ для подсчёта распределения фосфора между жидким железом и шлаком системы CaO-MgO-FeO-SiO<sub>2</sub>-P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>(< 3%)-MnO(2-5%) или CaO-MgO-FeO-SiO<sub>2</sub>-P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>(4-5%) получено уравнение:

$$\lg Lp = \lg [\%P]_{\text{нач}} - 5 \lg (\%FeO)_{\text{общ}} + 0,145 [(\%CaO) + 0,3(\%MgO) - 0,5(\%P_2O_5) + 0,6(\%MnO)] + 22810/T - 20,506 \quad (3.2)$$

Учитывая выше приведенное, рассчитать степень дефосфорации передельного чугуна в чугуновозном ковше дефосфорирующими расплавленными шлаковыми смесями.

Варианты индивидуальных заданий приведены в таблице 3.1.

### **Выполнение расчетов**

Теоретически возможное коечное содержание фосфора в металле можно рассчитать по формуле:

$$[P]_k = \{100[P]_{\text{нач}} + \lambda \cdot (P_{\text{нач}})\} / (100 + \lambda \cdot Lp), \quad (3.3)$$

где [P]<sub>k</sub> - конечное содержание фосфора в металле, %;

[P]<sub>нач.</sub> - начальное содержание фосфора в металле, %;

(P<sub>нач</sub>) - начальное содержание фосфора в шлаке, %;

L<sub>p</sub> — коэффициент распределения фосфора между металлом и шлаком;

λ - кратность шлака, которая равна:

$$\lambda = (m_{\text{шл}} / m_{\text{мет}}) \cdot 100, \% , \quad (3.4)$$

где  $m_{\text{шл}}$  и  $m_{\text{мет}}$  масса шлака и металла, т.

Степень дефосфорации металла в условиях равновесия (теоретически возможное) можно рассчитать по формуле:

$$\eta_p = \{[P]_{\text{нач}} - [P]_{\text{кон}}\} / [P]_{\text{нач}} \cdot 100 - \{\lambda Lp - \frac{(P_{\text{шл}})}{[P_{\text{мет}}]}\} / (1 + 0,01 \cdot \lambda \cdot Lp) \quad (3.5)$$

Общее содержание (FeO)<sub>общ</sub> составляет:

$$(FeO)_{\text{общ}}, \% = (\%FeO)_{\text{общ}} + 1,35(\%Fe_2O_3) \quad (3.6)$$

Таблица 3.1 – Варианты индивидуальных заданий

№ п/п	Масса чугуна в ковше т.	Масса шлака в ковше т.	[Р нач.] %	[Рк] %	(Р нач.) %	Т <sub>чуг</sub> К.	Состав шлака, мас %						
							CaO	SiO <sub>2</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO
1	95	2,85	0,25	0,05	0,80	1573	35,5	27,7	12,9	2,2	9,8	3,6	7,7
2	97	2,93	0,20	0,04	0,77	1583	36,2	28,1	13,2	2,1	8,9	4,1	5,6
3	90	2,70	0,18	0,03	0,65	1593	34,8	27,8	12,8	2,3	9,5	3,7	6,6
4	95	2,85	0,17	0,04	0,64	1603	35,4	26,9	12,1	2,4	9,3	5,1	7,0
5	100	3,00	0,16	0,03	0,63	1613	35,1	27,5	12,6	2,2	9,7	3,7	7,2
6	94	2,82	0,19	0,04	0,62	1623	36,0	27,4	12,3	2,1	9,9	3,8	7,3
7	99	2,97	0,15	0,02	0,58	1633	34,9	27,8	12,7	2,4	8,8	3,8	7,1
8	98	2,94	0,21	0,03	0,57	1643	35,6	27,6	12,8	2,8	9,4	3,7	6,8
9	97	2,93	0,22	0,04	0,56	1653	33,9	28,5	12,7	2,9	9,7	3,5	7,0
10	96	2,88	0,18	0,04	0,55	1663	36,2	28,1	12,1	2,3	9,8	3,8	7,1
11	95	2,85	0,17	0,01	0,52	1673	35,4	27,8	12,8	2,3	9,6	3,7	7,5
12	97	2,93	0,16	0,02	0,51	1683	35,9	27,3	13,1	2,2	9,8	3,8	7,4
13	96	2,88	0,24	0,05	0,50	1693	35,1	27,6	12,8	2,1	9,9	3,6	7,6
14	98	2,94	0,23	0,04	0,49	1703	37,1	27,2	12,3	2,3	9,5	3,5	7,7
15	100	3,00	0,20	0,03	0,48	1713	34,9	26,9	12,5	2,2	9,4	3,7	7,6
16	94	2,82	0,18	0,05	0,47	1723	35,4	27,7	12,7	2,4	8,5	3,6	7,7
17	97	2,93	0,22	0,03	0,46	1593	34,8	27,1	12,9	2,1	9,0	3,7	7,5
18	99	2,97	0,21	0,02	0,45	1573	35,0	27,5	12,8	2,3	8,9	3,6	7,3
19	95	2,85	0,17	0,02	0,60	1583	34,9	27,3	13,0	2,2	9,0	3,7	7,4
20	97	2,93	0,18	0,02	0,65	1603	35,2	27,1	12,9	2,5	8,8	3,6	7,6

## **Практическое занятие 4. Предварительный подогрев металлолома**

**Цель практического занятия** – ознакомиться со способами предварительного подогрева металлолома и методами расчета температуры его подогрева в кислородном конвертере.

### **Общие сведения**

В современных условиях повышение эффективности производства стали в кислородных конвертерах и электропечах неразрывно связаны с проблемами разработки ресурсо- и энергосберегающих технологий. Особенно это относится к технологии кислородно-конвертерной плавки с повышенным расходом металлолома в шихте.

В реальных условиях работы конвертерных цехов анализ теплового баланса конвертерной плавки при параметрах металлозавалки, которые меняются, показывает, что с позиции энергосбережения на сегодняшний день перспективными являются технологии, которые используют предварительный подогрев металлолома в полости конвертера кусковым или порошкообразным углеводородсодержащим топливом с исключением образования зон локального проплавления шихты и высокоокисленного жидкого металлического полупродукта. Такие технологии позволяют подогревать металлолом до температуры его поверхности 800-900°C и использовать до 30-50% предварительно подогретого металлолома в металлической части шихты 160 и 350-т конвертеров с верхней продувкой кислородом.

### **Условия проведения расчетов**

Для проведения расчетов в данных методических указаниях использованы экспериментальные данные автореферата кандидатской диссертации Нугуманова Р.Ф. по разработке технологии кислородно-конвертерной плавки с повышенной переработкой предварительно подогретого металлического лома. При проведении экспериментов для предварительного подогрева металлолома в полости 160т кислородного конвертера с верхней продувкой с использованием кускового угля марок ТОМ и ССО сибирских месторождений. В конвертер с нагретой футеровкой загружали металлический лом в количестве 27-50% от массы металлозавалки.

Кислород для горения угля подавали через 5-ти сопловую фурму, расположенную на высоте не менее 4 м над шихтой и углем с расходом 150-200 м<sup>3</sup>/мин.

Во время прогрева металлолома равномерными порциями сверху на него сыпали уголь в количестве не больше 24кг/т металлолома.

При высокотемпературном моделировании продолжительность процесса прогрева металлолома изменялась от 0 до 9 мин, при этом температура внутренних слоев футеровки конвертера ( $t_{\text{ф}}$ ) варьировалась в пределах 800-1600°C. Температура чугуна ( $t_{\text{ч}}$ ) составляла 1250-1350°C, а начальная темпе-

ратура металлолома принималась равной 20°C. В качестве функции отклика использовали среднемассовую температуру металлолома ( $t_n$ , °C).

В результате статистической обработки массива данных была получена регрессионная зависимость:

$$t_n = -189,569 + 9,628m_{\text{ч}} + 20,704\tau_{\text{пр}} + 4,025m_{\text{угл}} + 0,074t_{\text{ф}} + 0,092t_{\text{ч}}, \quad (4.1)$$

где  $m_{\text{ч}}$  - масса чугуна, который заливается, т;

$\tau_{\text{пр}}$  - длительности предварительного прогрева металлолома, мин;

$m_{\text{угл}}$  - количество присаживаемого угля, кг/т металлолома;

$t_{\text{ф}}$  и  $t_{\text{ч}}$  - температуры футеровки и чугуна, °C.

### Выполнение расчетов

Учитывая выше приведенное, рассчитать среднемассовую температуру металлолома, который подогревается в полости 160 т кислородного конвертера кусковым углем, в зависимости от продолжительности его прогрева, количества угля, температуры футеровки и чугуна. Варианты индивидуальных заданий приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 - Варианты индивидуальных заданий

№ п/п	Масса чугуна, т	Расход угля, кг/т	$\tau_{\text{пр}}$ , мин.	Температура футеровки конвертера, °C	Температура чугуна, °C	Примечания
1	80.0	24	9	1600	1350	
2	83.2	23	8	1580	1340	
3	86.4	22	8	1560	1320	
4	89,6	21	8	1540	1300	
5	92,8	20	8	1520	1280	
6	96,0	20	8	1500	1260	
7	99.2	19	8	1480	1250	
8	102.4	18	7	1460	1270	
9	105,6	17	7	1440	1390	
10	108,8	16	7	1420	1310	
11	112,0	15	7	1400	1330	
12	115,2	14	6	1380	1320	
13	118,4	12	6	1360	1310	
14	120,0	12	6	1300	1290	
15	121,6	11	6	1250	1280	
16	123,2	10	5	1200	1270	
17	124,8	9	5	1150	1260	
18	126,4	8	5	1100	1250	
19	128,0	8	5	1100	1280	
20	76,8	24	9	1550	1320	

## **Практическое занятие 5. Определение объема бункеров для хранения сыпучих шихтовых материалов**

**Цель практического занятия** – ознакомиться с условиями хранения сыпучих материалов в бункерах и методами расчета их объема.

### **Общие сведения**

Шихтовые отделения сталеплавильных цехов служат для приема и разгрузки материалов, поступающих в сталеплавильные цеха, сохранения определенного запаса материалов, которые обеспечат работу цеха в случае перерыва в снабжении и подготовке материалов к загрузке в плавильные агрегаты. К операциям подготовки относятся: взвешивание и погрузка материалов в мульды, совки, бункера, в приемное оборудование конвейерных систем выдачи материалов из отделения.

Иногда проводят также сушку материалов (например, боксита, железной руды), помол (например, помол ферросплавов, извести и проч.). Общими требованиями к шихтовым отделениям является необходимость сохранения всех материалов в крытых помещениях для предотвращения попадания в них дождя и снега. В кислородно-конвертерных цехах сыпучие материалы подают на большую высоту в бункеры над конвертерами по ленточному конвейеру; в электросталеплавильные цехи - в контейнерах (железнодорожным или автотранспортом).

Нормы запаса сыпучих шихтовых материалов в шихтовом отделении регламентируются нормами технологического проектирования и должны обеспечить запас материалов в бункерах над кислородными конвертерами на несколько суток работы цеха в случае перерыва в поставке. Для большинства материалов рекомендуемая норма запаса в шихтовом отделении составляет 6-10 суток, для плавикового шпата до 30 суток, для извести и обожженного доломита - от 0,5 до 2 суток (в связи с их склонностью к гидратации). В расходных бункерах над конвертерами рассчитано хранить: плавниковый шпат - до 20 суток; известь, железную руду, магнезитовый порошок, окалину, боксит, доломит сырой, агломерат, окатыши, кокс - 5 суток; известь и обожженный доломит - не более 1 суток.

### **Проведение расчетов**

Объем бункеров для хранения сыпучих материалов можно рассчитать по формуле:

$$V = (Q_c \cdot K_3) / q \cdot h, \quad (5.1)$$

где  $Q_c$  - суточный расход материала, т/сут;

$q$  - насыпная масса материала в бункере, т/м<sup>3</sup>;

$K_3$  - норма запаса материала в бункере, количество суток;

$h$  - коэффициент заполнения бункера (для сыпучих материалов равняется 0,8).



Насыпная масса шихтовых материалов в бункере (т/м<sup>3</sup>) приведена ниже:

Железная руда.....	2,7
Известняк.....	1,6
Известь.....	0,8
Окалина.....	2,6
Боксит.....	1,5
Окатыши.....	1,8-2,0
Агломерат.....	2,0
Плавиновый шпат.....	1,7
Магнезитовый порошок.....	1,9
Доломит сырой.....	1,6
Доломит обожженный.....	1,5

Учитывая выше приведенное, рассчитать объем бункеров для хранения шихтовых материалов в кислородно-конвертерном цехе для конвертеров емкостью 300 т.

Варианты индивидуальных заданий приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Варианты индивидуальных заданий

№ n/p	Шихтовый материал	Суточные рас- ходы, т/сут	Норма запаса материала в бункере, кол-во сут.	Примече- ния
1	Железная руда	2	5	
2	Известняк	9	5	
3	Известь	48	0,5	
4	Окалина	1	4	
5	Боксит	3	5	
6	Окатыши	05	4	
7	Агломерат	0,2	5	
8	Плавиновый шпат	4	5	
9	Магнезитовый порошок	1,5	5	
10	Доломит сырой	1	5	
11	Доломит обожженный	10	0,8	
12	Кокс	1	5	
13	Известняк	10	5	
14	Известь	45	0,4	
15	Боксит	2,5	4	
16	Плавиновый шпат	3,5	4	
17	Доломит обожженный	8	0,7	
18	Известь	50	0,8	
19	Известь	46	0,7	
20	Известняк	7	4	

## Практическое занятие 6. Использование кальцийсодержащей порошковой проволоки при внепечной обработке стали

**Цель практического занятия** – ознакомиться с использованием порошковой проволоки с различными наполнителями при внепечной обработке стали и методами расчета скорости ее ввода в расплав.

### Общие сведения

Для достижения оптимальных и стабильных результатов обработки расплава порошковыми проволоками с разными наполнителями должны выдерживаться определенные условия ее ввода в расплав с учетом конкретной ситуации применения технологии. Порошковая проволока может вводиться при внепечной обработке металла на установках ковш-печь, агрегатах доводки стали, в промежуточные ковши при разливке на МНЛЗ или непосредственно в ковш при выпуске металла из печи (в основном, в старых мартеновских цехах).

При определении оптимальной скорости ввода порошковой проволоки в зависимости от типа наполнителя необходимы постановка и решение задачи об уровне (глубине) расплава, на котором наиболее целесообразно обеспечить расплавление оболочки и взаимодействие наполнителя с жидким металлом. Это наиболее важно при использовании кальцийсодержащей порошковой проволоки.

Известно, что металлический кальций имеет температуру плавления 851 °С, испарения – 1492 °С. При температурах жидкой стали упругость паров кальция составляет приблизительно 0,15-0,20 МПа (выше, чем у силикокальция). Для того, чтобы воспрепятствовать испарению кальция ферростатическое давление металла в ковше должно быть выше упругости паров кальция. Для определения давления паров кальция Ицкович Г.М. предложил формулу:

$$\lg P_{Ca} = \frac{8082}{T} + 4,606, \quad (6.1)$$

где  $T$  – температура, К;

$P_{Ca}$  - давление паров кальция, атм.

По приведенной формуле рассчитали давление паров кальция в интервале температур 1550-1650 °С.

На основании проведенных расчетов была определена глубина слоя жидкой стали, на которой начинается испарение кальция:

$$h = \frac{P_{Ca} - P_0}{\rho_{Fe} \cdot g}, \quad (6.2)$$

где  $h$  – глубина слоя жидкой стали, м;

$P_{Ca}$  - давление паров кальция, Па;

$P_0$  – атмосферное давление, 1030 Па;

$\rho_{Fe}$  – плотность жидкой стали, кг/м<sup>3</sup>;

$g$  – 9,81 м/с<sup>2</sup>.

Результаты расчетов представлены на рисунке 6.1.

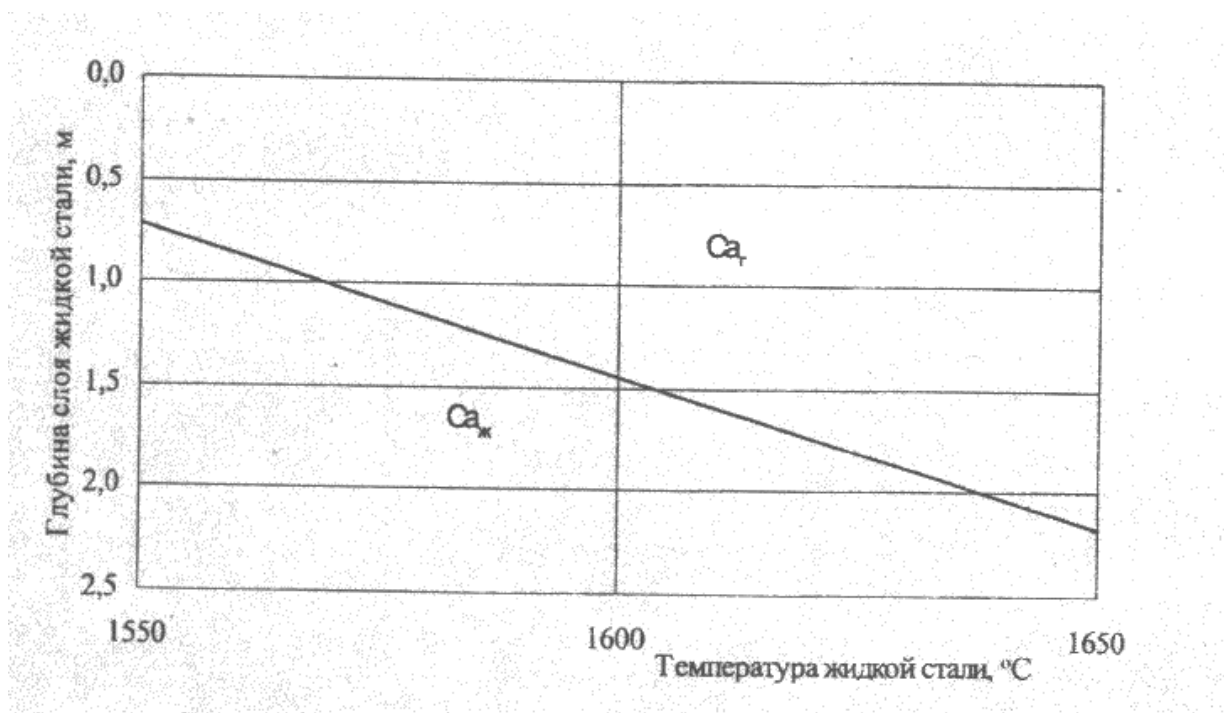
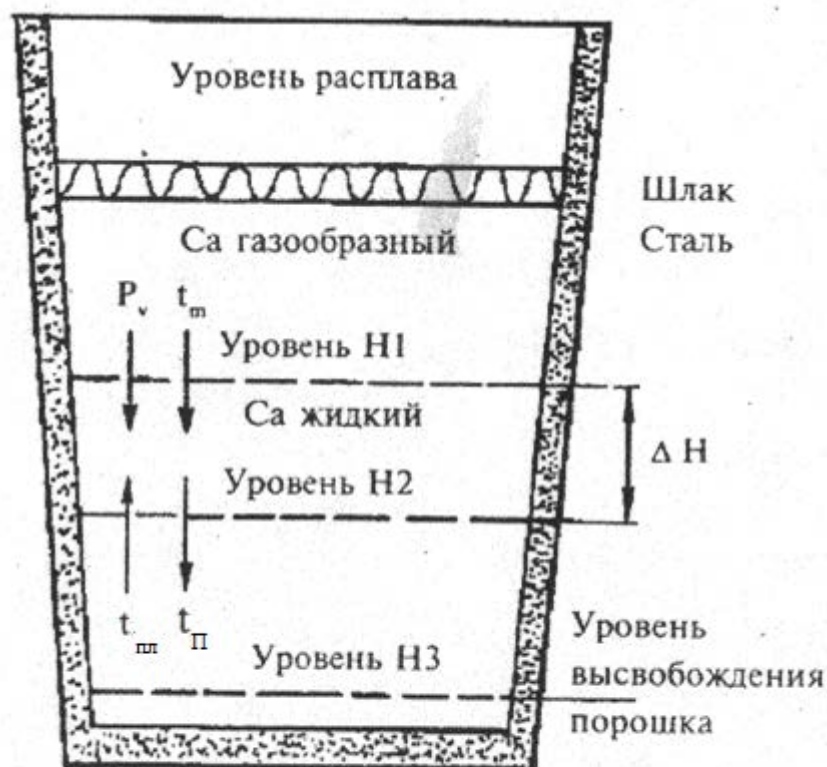


Рисунок 6.1 – Равновесная линия  $Ca_{г} - Ca_{ж}$  в зависимости от температуры и глубины погружения кальция в жидкий металл.

Как видно из рисунка 6.1, минимальная глубина, на которой не происходит испарение кальция при температуре 1600 °C, составляет 1,35 м. После расплавления проволоки капли жидкого кальция медленно всплывают, вступая в реакцию со сталью. По достижении критической глубины, т.е. глубины, на которой ферростатическое давление металла уравнивается парциальным давлением паров кальция, образуются пузырьки пара кальция, которые быстро поднимаются вверх. На поверхности кальций окисляется с выделением дыма, содержащего мелкие частицы оксида кальция. Для максимального усвоения кальция следует вводить проволоку на такую глубину, чтобы после расплавления порошка образовавшиеся капли успели бы прореагировать со сталью до достижения критической глубины, т.е. до образования пузырьков пара кальция. Это достигается подбором условий ввода проволоки в расплав.

По высоте жидкого металла в ковше можно выделить три уровня состояния кальция (рисунок 6.2):



$P_{Ca}$  – давление паров кальция;  $t_m$ ,  $t_{пл}$ ,  $t_p$  – соответственно значение температуры металла, плавления вводимых сплава и порошка во время вступления в контакт со сталью.

Рисунок 6.2 – Основные показатели, влияющие на усвоение ввода (влияние роста каждого показателя на расстояние уровней Н1 и Н2).

- уровень Н1, где давление в расплаве равно давлению паров вводимого кальция. При 1600 °С уровень Н1 расположен на глубине 1,35 м от поверхности расплава. Выше уровня Н1 кальций находится в газообразном состоянии;
- уровень Н2, где кальций расплавляется во время всплывания. Ниже уровня Н2 кальций остается в твердом состоянии;
- уровень Н3, где кальций контактирует с жидкой сталью.

Растворение кальция происходит быстрее, когда порошок кальция расплавляется, следовательно, реакция с жидкой сталью наиболее эффективна между уровнями Н1 и Н2. Усвоение ввода растет пропорционально  $\Delta H$ . Увеличить  $\Delta H$  можно либо повышая уровень Н1, либо понижая уровень Н2. Если кальций вводить в виде сплава, содержащего кремний или алюминий (на пример, силикокальций СК30), то обеспечивается давление паров кальция близкое к давлению окружающей среды, т.е. уровень Н1 приближается к поверхности расплава и снижается температура плавления, понижая тем самым уровень Н2.

На основании вышеизложенного определим скорость ввода порошковой проволоки с силикокальцием в жидкую сталь сталеразливочного ковша и промежуточного ковша МНЛЗ, а также количество вводимого кальция в металл промежуточного ковша.

### Примеры расчетов

#### **6.1 Ввод силикокальция в сталеразливочный ковш**

Для расчета скорости ввода порошковой проволоки  $V$  в ковш воспользуемся эмпирической зависимостью, приведенной в работе Д.А. Дюдкина с соавторами:

$$V = \frac{K \cdot H \cdot (0,99 + 170 \cdot \delta)}{1730 - T}, \text{ м/с} \quad (6.3)$$

где  $H$  – высота слоя жидкой стали, м;

$\delta$  - толщина оболочки порошковой проволоки, мм;

$T$  – температура жидкой стали, °С;

$K$  – коэффициент, учитывающий изменения температуры стальной оболочки во времени при введении проволоки в жидкий металл,  $K=95-105$  град/м·с

Исходные данные приведены в таблице 6.1.

Таблица 6.1 – Варианты индивидуальных заданий

№ n/n	H, м	K, град/м·с	$\delta$ , мм	T, °С
1	2	3	4	5
1	4,0	95	0,5	1550
2	3,8	96	0,6	1560
3	3,6	97	0,7	1570
4	3,4	98	0,8	1580
5	3,2	99	0,9	1590
6	3,0	100	1,0	1600
7	2,8	101	0,8	1620
8	2,7	102	0,6	1640
9	2,6	105	0,5	1650

#### **6.2 Ввод силикокальция в промежуточный ковш МНЛЗ**

По данным МК «Азовсталь» в сталях трубных марок в металле должно содержаться (0,00-0,003)% Са. При подаче порошковой проволоки с силикокальцием (СК20, СК30) в промежуточный ковш под стопор усвоение кальция

составляет (15-25)%. Расчеты выполним на получение в стали 0,003 % Са при его усвоении 20%.

**Исходные данные:** сечение отливаемой заготовки - 250×1550 мм; рабочая скорость разливки – 0,7-0,8 м/мин.

**Решение.** Масса 1 погонного метра заготовки составит:

$$P_{\text{заг}}=0,25 \cdot 1,55 \cdot 7,8=3,0225 \text{ т/п.м.},$$

где 0,25 и 1,55 – сечение заготовки, м;

7,8 – плотность заготовки т/м<sup>3</sup>.

Массовая скорость разливки:

$$\sigma_P=P_{\text{заг}} \cdot V_{\text{разл}}, \text{ Т/МИН}, \quad (6.3)$$

где  $V_{\text{разл}}$  - скорость разливки, м/мин

Массовая скорость подачи проволоки с силикокальцием:

$$\sigma_{SiCa} = \frac{\sigma_P \cdot 0,003}{\eta}, \text{ КГ/МИН}, \quad (6.4)$$

где 0,003 – заданное содержание Са в стали, %;

$\eta$  - усвоение Са, %.

Расчеты выполнять для скоростей разливки  $V_{\text{разл}}$ , равных 0,7 и 0,8 м/мин.

### Список использованных источников

1. Чарльз, Д.А. Применение кислорода в производстве чугуна и стали / Д.А. Чарльз, В.Д. Чатер, Д.Л. Харрисон ; пер. с англ. – Москва : Metallurgizdat, 1960. – 488 с.
2. Якушев, А.М. Справочник конвертерщика / А.М. Якушев. – Челябинск : Metallurgiya, Челябин. отд-ние, 1990. – 488 с.
3. Зборщик, А.М. Физико-химические процессы внеагрегатного рафинирования металла : учеб. пособие / А.М. Зборщик. – Донецк : ДонНТУ, 2001. – 154 с.
4. Дюдкин, Д.А. Современные процессы внепечной металлургии чугуна / Д.А. Дюдкин, В.В. Кисиленко, С.Ю. Бать. – Донецк : Вебер, Донец. отд-ние, 2007. – 324 с.
5. Казачков, Е.А. Расчёты по теории металлургических процессов : учеб. пособие для вузов / Е.А. Казачков. – Москва : Metallurgiya, 1998. – 287 с.
6. Баптизаманский, В.И. Металлолом в шихте кислородных конвертеров / В.И. Баптизаманский, Б.М. Бойченко, Е.В. Третьяков. – Москва : Metallurgiya, 1982. – 136 с.
7. Якушев, А.М. Проектирование сталеплавильных и доменных цехов / А.М. Якушев. – Москва : Metallurgiya, 1984. – 216 с.
8. Нугуманов, Р.Ф. Разработка и совершенствование технологии кислородно-конвертерной плавки с увеличенной переработкой предварительно подогретого металлического лома : автореф. дис. канд. техн. наук / Р.Ф. Нугуматов. – Новокузнецк, 2011. – 24 с.
9. Жук, В.Л. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий студентов по учебной дисциплине «Подготовка шихты для сталеплавильного производства» (для студентов специальности 8.050401 «Металлургия черных металлов») / В.Л. Жук, В.Е. Ухин. – Донецк : ДОННТУ, 2011 – 21 с.
10. Дюдкин, Д.А. Внепечная обработка расплава порошковыми проволоками / Д.А. Дюдкин [ и др.]. – Донецк : Юго-Восток, 2002. – 296 с.