

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ

Кафедра металлургических технологий и оборудования

А.Н. Шаповалов
Н.Г. Куницина

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ

Методические указания для проведения практических занятий
по дисциплине «Металлургические технологии»
для студентов направления подготовки 22.03.02 Металлургия
очной и заочной форм обучения

Новотроицк - 2020

УДК 669.18
ББК 34.327
Ш 24

Рецензенты:

Технический директор АО «Уральская Сталь» **С.П. Зубов**

Доцент кафедры металлургических технологий и оборудования Новотроицкого филиала ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», к.т.н., доцент **Е.В. Братковский**

Шаповалов А.Н., Куница Н.Г. Металлургические технологии: методические указания для проведения практических занятий. – Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2020. 82 с.

Методические указания призваны способствовать формированию у студентов комплексного подхода к изучению технологических процессов черной металлургии, закреплению знаний и навыков, полученных на лекционных занятиях и в ходе самостоятельной подготовки. Указания будут полезны студентам при освоении алгоритма решения широкого круга практических задач, возникающих на различных этапах металлургического передела от подготовки руд к доменной плавки до выплавки стали и ее разливки.

В указаниях приведена методика проведения приближенных расчетов отдельных технологических параметров аглодоменного и сталеплавильных процессов: обогащения и окускования железных руд, выплавки чугуна (физико-химические особенности доменного процесса и его технологические показатели), расхода кислорода и твердых окислителей для окислительного рафинирования, количества и состава сталеплавильных шлаков, расхода извести и известняка, расхода ферросплавов, выхода годной жидкой стали и количества скрапа. Приведены задачи по теории и практике кристаллизации стали при различных способах разливки. Все задачи многовариантны, приведен справочный материал, необходимый для решения задач.

Указания составлены в соответствии с требованиями образовательного стандарта высшего образования НИТУ «МИСиС» по направлению подготовки 22.03.02 Металлургия и предназначены для проведения практических занятий и самостоятельной работы по дисциплине «Металлургические технологии».

Рекомендовано Методическим советом НФ НИТУ «МИСиС»

© Новотроицкий филиал
ФГАОУ ВО «Национальный
исследовательский технологический
университет «МИСиС», 2020

Содержание

Введение	4
1 Общая характеристика и ценность железных руд и флюсов.....	5
2 Усреднение.....	9
3 Обогащение железных руд.....	13
4 Окускование железорудных материалов	16
5 Горение топлива в доменной печи	21
6 Науглероживание металла и формирование чугуна.....	25
7 Распределение серы между чугуном и шлаком	29
8 Показатели доменного процесса.....	36
9 Определение расхода кислорода для продувки жидкого металла	43
10 Определение расхода твердых окислителей в завалку скрап-рудного процесса.....	50
11 Определение количества и состава шлака.....	53
12 Определение расхода извести при кислородно-конвертерной плавке	56
13 Определение расхода раскислителей и легирующих	58
14 Определение выхода годного металла после продувки и выхода годной стали после раскисления	62
15 Определение температуры металла в конце продувки и массы охлаждающей присадки стального скрапа.....	64
16 Расчеты по затвердеванию непрерывно-литой заготовки (НЛЗ).....	69
17 Расчеты по затвердеванию стальных слитков, отливаемых в изложницы	75
Рекомендуемая литература.....	81

Введение

В указаниях рассматриваются наиболее актуальные расчеты физических и физико-химических процессов, протекающих при подготовке руд к доменной плавке, собственно в доменной печи, при различных вариантах сталеплавильного передела, а также в процессе разливки и кристаллизации стали.

Знание техники и технологии металлургических процессов и грамотный расчет параметров основных процессов имеют решающее значение при получении качественной продукции с минимальными издержками. Цель настоящих методических указаний заключается в изучении основ металлургических процессов путем выполнения простых приближенных расчетов по определению основных параметров аглодоменного и сталеплавильного переделов.

Указания разделены на практические занятия, каждое из которых содержит теоретическое введение, примеры решения типовых задач, а также задачи для самостоятельного решения. Представлен весь необходимый справочный материал.

Указания предназначены для студентов направления 22.03.02 Металлургия всех профилей и форм обучения, изучающих дисциплину «Металлургические технологии».

1 Общая характеристика и ценность железных руд и флюсов

Исходным материалом для получения железа и его сплавов (чугунов и сталей) являются железные руды.

Железной рудой называют горную породу, содержащую железо в такой форме и таком количестве, что его экономически целесообразно извлекать при современном уровне развития техники и технологии.

Железная руда на 60-90 % (по массе) представляет собой рудный минерал, остальное - пустая порода. Кроме того, в рудах содержатся от сотых долей до нескольких процентов полезных и вредных примесей.

Наиболее распространёнными минералами железных руд, используемых в настоящее время в металлургии являются:

– гематит - безводный оксид железа Fe_2O_3 (70 % Fe); руда, образованная гематитом, называется гематитовой или *красным железняком*.

– магнетит - магнитный оксид железа Fe_3O_4 (72,4 % Fe); руда, образованная этим минералом, называются *магнитным железняком*.

– гётит ($Fe_2O_3 \cdot H_2O$), лимонит ($2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$) – водные оксиды железа; руда, содержащая, в основном, указанные минералы, называется *бурым железняком*.

– сидерит – карбонат железа $FeCO_3$ (48,2 % Fe); образованная сидеритом железная руда называется *шпатовым железняком* или сидеритом.

Минералогический тип руд, определяемый по основному рудному минералу, определяет свойства руды и, следовательно, технологию и технические параметры ее подготовки к доменной плавки.

Практически не встречаются железные руды, в которых все железо находилось бы в виде одного соединения (оксида или карбоната). Даже в самом «чистом» красном железняке есть незначительное количество оксида FeO, поэтому при определении минералогического типа следует исходить из содержания преобладающего оксида. Определить минералогический тип руды можно пользуясь данными таблицы 1.

Таблица 1 – Неполный химический состав руд различного минералогического типа

Минералогический тип руды	Содержание, %		
	Fe _{общ}	FeO	П.п.п.*
Магнитный железняк	35-65	10-28	До 5,0
Красный железняк	50-60	До 5,0	До 5,0
Бурый железняк	35-50	До 2,5	8-15
Шпатовый железняк	25-35	> 28,0	23-33

* - в потери при прокаливании (П.п.п.) в сидеритовых рудах входит CO₂, в остальных рудах – гидратная влага.

Магнетит, являющийся основой магнитного железняка, представляет из себя изоморфную смесь оксидов железа ($FeO \cdot Fe_2O_3$). Под действием влаги и кислорода атмосферы он окисляется по реакции $FeO + O_2 \rightarrow 2Fe_2O_3$, т.е. переходит в оксид железа (III), но с кристаллической решеткой магнетита – мартит. Степень перехо-

да магнетита в мартит определяют отношением общего содержания железа в руде к железу, находящемуся в виде FeO

$$k = \frac{Fe_{\text{общ}}}{Fe_{\text{FeO}}} \quad (1)$$

В зависимости от величины коэффициента k , то есть степени окисления магнетита, магнетитовые руды подразделяют на:

- магнетитовые с $k < 3,5$;
- полумартитовые с $k = 3,5-7,0$;
- мартитовые с $k > 7,0$.

Знание минералогического типа железных руд позволяет определить технологию их дальнейшей переработки (дробления, усреднения, обогащения и окучивания), а также производительность основных агрегатов. Так, в зависимости от типа руды задаются содержанием углерода и влаги в агломерационной шихте (таблица 2).

Таблица 2 – Содержание углерода в аглошихте, ее влажность и насыпная плотность

Минералогический тип руды	Основной рудный минерал	Насыпная плотность, т/м ³	Содержание в аглошихте, %	
			углерод	влага
Магнитный железняк	Fe ₃ O ₄	1,7-2,0	3,5-4,5	6,0-8,0
Красный железняк	Fe ₂ O ₃	1,4-1,6	4,5-5,0	8,0-10,0
Бурый железняк	nFe ₂ O ₃ ·mH ₂ O	0,5-0,6	6,0-8,0	14,0-18,0
Шпатовый железняк (сидерит)	FeCO ₃	0,5-1,7	6,0-8,0	14,0-18,0

Главным фактором, определяющим металлургическую ценность железных руд, является *содержание железа*. Железные руды по этому признаку делятся на богатые (60-65 %), со средним содержанием железа (45-60 %) и бедные (< 45 %).

Практикой работы доменных печей установлено, что уменьшение содержания железа в шихте на 1 % сопровождается увеличением удельного расхода кокса на 2,5-3 % и примерно таким же снижением производительности доменной печи.

Технически получение железа возможно из любых руд, однако экономически целесообразным становится извлечение только при определенном его содержании. Нижний предел содержания железа в руде определяется большим количеством факторов: составом пустой породы руды; содержанием вредных и полезных примесей; прочностью руды и возможностями её обогащения; размерами железорудного месторождения, географо-экономическим положением, наличием транспортных артерий и др.

Пустой породой железных руд называются балластные соединения, не содержащие железа. Пустая порода железных руд состоит из различных минералов,

основными компонентами которых являются оксиды SiO_2 , Al_2O_3 , CaO и MgO . В идеальном случае пустая порода при расплавлении должна образовывать в доменной печи шлак требуемой основности (В).

$$B = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2} = 1,0 - 1,3, \quad (2)$$

где CaO , MgO , SiO_2 – содержание соответствующих оксидов в руде или доменной шихте, %.

Металлургическая ценность руд возрастает с увеличением в пустой породе отношения $\text{CaO} : \text{SiO}_2$, так как при этом уменьшается количество добавляемого флюса, в результате снижается выход шлака, сокращается удельный расход кокса и увеличивается производительность доменной печи.

Качество железной руды определяется также отношением $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$ в пустой породе, которое влияет на текучесть шлака. Наиболее жидкоподвижным является шлак, содержащий 10-12 % Al_2O_3 . Такому содержанию Al_2O_3 в шлаке соответствует отношение $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$ в руде, равное 3-4.

При оценке состава пустой породы руд следует иметь в виду, что при обогащении некоторых из них отношение $\text{CaO} : \text{SiO}_2$ или $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$ изменяется.

Вредные примеси понижают ценность руды, и при значительном их содержании руда непригодна для непосредственного использования в доменном производстве, даже при высоком содержании железа. Наиболее вредными элементами в металлургическом производстве являются сера и фосфор мышьяк, цинк свинец, некоторые цветные металлы.

Полезными считаются примеси, улучшающие свойства получаемого металла. К ним относятся хром, никель ванадий, титан, молибден и др.

Задача № 1. Определить основность железной руды следующего состава, %:

FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	MnO	П.п.п
10,69	30,80	49,30	2,64	2,42	2,43	0,10	1,40	3,4

Решение.

$$B = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2} = \frac{2,42 + 2,43}{49,30} = 0,1.$$

Очень важно уметь правильно определять содержание тех или иных компонентов или элементов в исходной руде, концентрате, окускованном продукте. Это осуществляется по формуле:

$$R = \sum_{i=1}^{i=n} (R_x O_y \cdot \frac{X \cdot Ar(R)}{Mr(R_x O_y)}), \quad (3)$$

где $R_x O_y$ – содержание оксида элемента в руде, %;

Ar и Mr – соответственно атомная масса элемента и молекулярная масса оксида;

X и Y – индексы у основания оксида;

n – количество оксидов, содержащих искомым элемент в руде.

Задача № 2. Определить содержание железа в руде из задачи № 1.

Решение.

В данной руде железо содержится в двух оксидах – FeO и Fe₂O₃. Процентное содержание железа в руде определяется следующим образом

$$\text{Fe} = \text{FeO} \cdot \frac{\text{Ar}(\text{Fe})}{\text{Mr}(\text{FeO})} + \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \frac{2\text{Ar}(\text{Fe})}{\text{Mr}(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = 10,69 \frac{56}{72} + 30,80 \frac{112}{160} = 29,87\% .$$

Задача № 3. Определить минералогический тип руды из задачи № 1.

Решение.

В данной руде железо содержится в двух оксидах – FeO и Fe₂O₃. Процентное содержание железа в руде, определенное в задаче № 2, составляет 29,87 %.

Поскольку в руде содержится более 5 % FeO, а потери при прокаливании невелики (до 5 %), то в соответствии с таблицей 1 эту руду можно отнести к магнетитовым рудам, которые в зависимости от окисленности подразделяются на магнетитовые, мартитовые и полумартитовые. Точный минералогический тип руды определяется по степени окисленности руды, которая определяется по уравнению

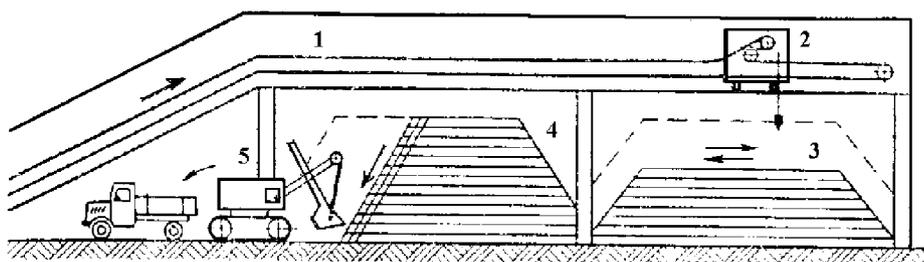
$$k = \frac{\text{Fe}_{\text{общ}}}{\text{Fe}_{\text{FeO}}} = \frac{29,87}{10,69 \cdot 56 / 72} = 3,6.$$

Поскольку величина коэффициента k находится в диапазоне 3,5-7,0, то руду можно отнести к полумартитовым.

2 Усреднение

Руды, добываемые с различных участков даже одного месторождения, значительно различаются по химическому составу. Проплавка таких руд сопровождается колебаниями теплового состояния доменной печи, неустойчивой работой. Для избегания этого плавка должна вестись на шихте стабильного состава. Опыт работы доменных печей установлено, что при снижении колебаний железа в шихте с 2,5 до $\pm 0,5$ % производительность доменных печей повышается почти на 7 %.

Наиболее эффективным способом стабилизации состава руды является *усреднение*. По существу усреднение – это смешивание больших масс материала с целью увеличения его однородности, в первую очередь по химическому составу. Практически усреднение производят следующим образом. Штабель формируется из большого числа (до 1000) тонких горизонтальных слоев материала (рисунок 1). При этом предполагается, что состав каждого отдельного слоя по длине штабеля остается постоянным. Забор материала производится с торца штабеля, одновременно захватывая все слои по высоте. В результате химический состав каждого объема забранного материала практически одинаков.



1 – подающий конвейер; 2 – саморазгружающаяся тележка; 3 – формируемый штабель;
4 – штабель под разгрузкой; 5 – экскаватор
Рисунок 1 – Усреднительный склад

Процесс усреднения стараются производить на всех этапах переработки руды, начиная от карьера и заканчивая бункерами доменного цеха.

Эффективность процесса усреднения металлургической шихты чаще всего контролируют, пользуясь понятиями коэффициентов однородности и вариации.

Коэффициент однородности

$$КО = \frac{X_{cp} - \Delta X_{cp}}{X_{cp} + \Delta X_{cp}}, \quad (4)$$

где КО – коэффициент однородности;

$$X_{cp} = \frac{\sum X_i}{n} - \text{среднеарифметическое значение параметра;}$$

$$\Delta X_{cp} = \frac{\sum |(X_{cp} - X_i)|}{n} - \text{среднее абсолютное отклонение.}$$

Коэффициент вариации

$$KB = \frac{\sigma}{X_{cp}}, \quad (5)$$

где KB – коэффициент вариации;

$$\sigma = \sqrt{\sum \frac{X_{cp} - X_i}{n-1}} - \text{среднее квадратичное отклонение параметра.}$$

Задача № 4. Определить показатели усреднения (коэффициенты однородности и вариации) железорудного материала по 10 пробам, исходя из содержания в них железа.

Номер пробы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Содержание Fe, %	58,74	57,62	58,11	58,14	57,92	56,9	58,0	57,64	57,92	58,11

Решение.

$$X_{cp} = \frac{\sum X_i}{10} = 57,91\%.$$

Номер пробы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$(X_{cp} - X_i)$	-0,83	0,29	-0,20	-0,23	-0,01	1,01	-0,09	0,27	-0,01	-0,20
$(X_{cp} - X_i)^2$	0,689	0,084	0,04	0,059	0,0001	1,02	0,008	0,073	0,0001	0,04

$$\Delta X_{cp} = \frac{\sum |(X_{cp} - X_i)|}{10} = \frac{3,14}{10} = 0,3140.$$

$$\sigma = \frac{2,007}{9} = 0,4720.$$

$$KO = \frac{57,91 - 0,31}{57,91 + 0,31} = 0,9892 \text{ или } 98,92\%.$$

$$KB = \frac{0,472}{57,91} = 0,0082.$$

Флюсы

Важным компонентом доменной шихты являются *флюсы*. Основное их назначение – снижать температуры плавления окислов пустой породы руды и золы кокса. Каждый из оксидов в отдельности обладает значительно более высокой температурой плавления, чем температуры, имеющиеся в горне доменной печи (1400–1500° С): SiO₂ – 1710 °С, Al₂O₃ – 2040 °С, CaO – 2570 °С, MgO – 2800 °С. Кроме того, добавкой флюсов корректируют химический состав доменных шла-

ков таким образом, чтобы увеличить или, наоборот, уменьшить переход в чугун отдельных элементов (кремния, марганца, серы и др.).

В настоящее время добавка флюса в чистом виде непосредственно в доменную печь осуществляется редко. Это связано с производством офлюсованных агломерата и окатышей, что позволяет вывести из доменной печи эндотермические реакции разложения карбонатов и значительно снизить расход кокса.

Выбор флюса основан на том, что при добавке к данному оксиду оксида с противоположными химическими свойствами, существенно снижается температура плавления. Так как в большинстве случаев пустая порода руд представлена кислыми оксидами, главным образом кремнеземом, наиболее распространенными являются *основные флюсы*, в качестве которых используют известняк, реже доломитизированный известняк, представляющий собой изоморфную смесь кальцита и доломита $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$.

Важнейшей технологической характеристикой известняков является их *флюсующая способность*. Так как известняки, кроме основного минерала (кальцита CaCO_3), содержат некоторое количество (1-5%) кислых окислов SiO_2 и Al_2O_3 , то на ошлакование кислых окислов руд и золы кокса пойдет не весь оксид кальция известняка. Часть его израсходуется на ошлакование SiO_2 и Al_2O_3 , содержащихся в самом известняке.

Флюсующая способность известняка определяется по формуле

$$\Phi = (\text{CaO} + \text{MgO}) - B \cdot \text{SiO}_2, \quad (6)$$

где Φ - Флюсующая способность известняка, %;

CaO , MgO , SiO_2 , Al_2O_3 – содержание соответствующих оксидов в известняке, %;

B – требуемая основность шлака.

Задача № 5. Чему равна флюсующая способность известняка следующего состава, %:

CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃
52,0	1,2	1,4	1,1

Требуемая основность доменного шлака – 1,3.

Решение.

$$\Phi = (\text{CaO} + \text{MgO}) - B \cdot \text{SiO}_2 = (52+1,2) - 1,3 \cdot 1,4 = 51,38\%.$$

Задачи для самостоятельного решения

Задача № 6. Определить содержание железа, основность пустой породы и минералогический тип железной руды (концентрата), состав которой представлен в таблице 3.

Задача № 7. Определить содержание железа в железорудной смеси из руды и концентрата одного месторождения (таблица 3). Соотношение руды и концентрата в смеси 3:1.

Таблица 3 – Химический состав железных руд и концентратов

№ вар	Месторождение	Материал*	Содержание, %										
			Fe	Mn	P	S	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	П.п.п.
1	Атасуйское	Р	45,0	1,07	0,04	0,92	15,1	20,78	4,38	0,37	-	-	2,09
		К	50,0	0,6	0,04	0,47	23,4	17,57	3,6	-	-	-	3,5
2	Лисаковское	Р	36,4	0,1	0,48	0,03	-	31,0	4,67	0,73	-	-	11,7
		К	60,0	0,23	0,74	0,02	20,0	7,86	5,26	0,6	-	-	-
3	Сарбайское	Р	58,2	0,07	0,1	0,23	26,1	5,95	1,26	3,17	1,33	0,21	2,52
		К	66,1	0,1	0,05	0,33	27,05	3,86	1,25	1,12	0,89	0,24	1,39
4	Качканарское	Р	21,0	0,09	0,01	0,02	3,75	23,3	11,7	19,7	13,3	-	1,3
		К	63,0	0,16	0,01	0,02	25,3	4,39	1,54	1,73	2,39	-	0,7
5	Михайловское	Р	57,3	0,05	0,04	0,22	13,1	10,42	1,69	0,32	-	-	4,46
		К	66,3	0,02	0,02	0,03	26,0	6,32	0,26	0,39	-	-	0,88
6	Стойленское	Р	51,9	0,18	0,03	0,04	5,14	13,4	5,3	1,07	0,44	-	5,75
		К	65,6	0,05	0,02	0,05	27,5	7,5	0,45	0,22	0,5	-	0,55
7	Соколовское	Р	52,3	0,12	0,04	0,34	20,1	10,1	2,1	4,0	2,3	0,2	0,6
		К	64,1	0,09	0,03	1,01	26,09	4,0	1,65	1,35	1,09	0,22	2,0
8	Лебединское	Р	33,5	-	0,09	0,07	13,1	42,6	1,86	1,62	1,34	0,24	-
		К	68,0	-	0,01	0,02	26,5	4,5	0,15	0,3	0,4	-	0,3
9	Криворожское	Р	33,0	0,09	0,04	0,11	-	42,0	0,6	1,4	1,8	-	-
		К	65,0	0,09	0,01	0,01	20,84	8,19	0,22	0,55	0,35	-	-
10	Бакальское	Р	28,9	0,9	0,01	0,15	16,75	6,88	2,59	2,96	8,92	-	31,07
		К	45,77	0,5	0,01	0,19	8,02	10,82	2,56	4,5	13,2	-	-
11	Коршуновское	Р	27,5	0,07	0,22	0,03	10,57	27,08	5,33	12,7	10,6	0,45	5,52
		К	62,3	0,05	0,3	0,01	22,8	4,06	2,69	2,12	3,13	0,33	1,24
12	Оленегорское	Р	32,07	0,02	0,02	0,03	9,53	47,72	1,76	1,62	2,1	-	3,1
		К	65,08	0,01	0,01	0,05	22,4	8,09	0,1	0,11	0,13	-	2,7

* - символом «Р» обозначена руда, символом «К» – концентрат.

Задача № 8. Определить показатели усреднения (коэффициенты однородности и вариации) железорудного материала по 16 аншлифам железа.

Номер пробы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Fe, %	66,57	66,94	67,10	65,90	66,20	66,81	66,11	66,34	66,47	66,80	66,18	66,74	66,61	66,67	66,30	66,40

Задача № 9. После проплавки в доменной печи шихты с добавлением сырого известняка получен шлак следующего состава, %: 40,0 – CaO; 4,0 – MgO; 36,0 – SiO₂. Состав известняка, %:

CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₂
50,0	1,14	1,60	1,05

Какой флюсующей способностью обладает известняк?

3 Обогащение железных руд

Добываемые на горнорудных предприятиях из недр земли железные, марганцевые руды и известняки в большинстве случаев по физическим и химическим свойствам не отвечают современным требованиям металлургии. Как правило, исходные руды имеют невысокое содержание железа (или марганца) и соответственно слишком много пустой породы. Плавка таких руд будет сопровождаться большим выходом шлака, низкой производительностью печи и высоким расходом кокса. Кроме того, большая часть руд имеет неудовлетворительный с точки зрения металлургии фракционный состав. Для многих руд характерно повышенное количество серы или фосфора.

С целью устранения этих недостатков практически все руды и флюсы подвергают предварительной обработке: дробление и измельчение, грохочение и классификация, обжиг, обогащение, усреднение, окускование.

Установлено, что увеличение содержания железа в руде на 1 % снижает удельный расход кокса и повышает производительность доменной печи в среднем на 2 %. Поэтому в настоящее время почти все руды перед металлургическим переделом подвергаются обогащению.

Обогащение является операцией, в результате которой повышается концентрация полезного элемента (железа, марганца и др.) в результате удаления максимально возможного количества пустой породы. Иногда при обогащении руды одновременно с пустой породой удаляется часть вредных примесей.

Обогащение по существу является механическим процессом разделения частиц руды, представляющих собой либо полезный минерал, либо пустую породу. Для разделения используют различия каких-либо свойств полезного минерала и пустой породы: цвета, блеска, твердости, плотности, оптических, электрических, магнитных и других характеристик.

Продуктами обогащения являются: *концентрат* – материал, содержащий полезного минерала больше, чем его было в исходной руде; *хвосты* – материал, состоящий в основном из пустой породы и содержащий небольшое количество полезного минерала. В сложных схемах обогащения получают продукт, занимающий по содержанию полезного элемента промежуточное положение между концентратом и хвостами – *промпродукт*, который подвергают дополнительному обогащению.

Эффективность процесса обогащения характеризуется комплексом показателей.

1. Содержание полезного элемента в руде, концентрате и хвостах. Чем выше содержание элемента в концентрате и ниже в хвостах, тем лучше качественные показатели обогащения.

2. Выход концентрата или соотношение масс концентрата и руды, пошедшей на его получение. Выход концентрата показывает, какое его количество получается из 1 т руды.

$$\gamma_k = \frac{M_k}{M_p} \cdot 100\% , \quad (7)$$

где γ – выход концентрата, %;

M_k – масса концентрата, кг;

M_p – масса руды, пошедшей на получение концентрата, кг.

Выход концентрата можно также выразить через содержание полезного элемента в руде и продуктах обогащения. Для этого используют баланс металла

$$Me_p \alpha = Me_k \beta + (Me_p - Me_k) \cdot \nu . \quad (8)$$

После преобразований получаем

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} \cdot 100\% , \quad (9)$$

где α – содержание полезного элемента в руде, %;

β – содержание полезного элемента в концентрате, %;

ν – содержание полезного элемента в хвостах, %.

3. Степень сокращения показывает, во сколько раз уменьшается количество концентрата по сравнению с количеством израсходованной на его получение руды, т.е. сколько требуется переработать тонн руды для получения 1 т концентрата

$$K_c = \frac{1}{\gamma} = \frac{\beta - \nu}{\alpha - \nu} . \quad (10)$$

где K_c - степень (коэффициент) сокращения.

4. Степень обогащения – соотношение содержаний элемента в концентрате и исходной руде

$$K_o = \frac{\beta}{\alpha} , \quad (11)$$

где K_o - степень (коэффициент) обогащения.

5. Степень извлечения полезного элемента в концентрат показывает, какая его часть, содержащаяся в руде, перешла в концентрат

$$\varepsilon = \gamma \frac{\beta}{\alpha} = \frac{(\alpha - \nu)\beta}{(\beta - \nu)\alpha} . \quad (12)$$

где ε - степень извлечения полезного элемента в концентрат, %.

Задача № 10. Содержание железа в руде, концентрате и хвостах составляет соответственно 15,9%, 61,38% и 6,55%. Определить выход концентрата и хвостов,

извлечение железа в концентрат и в хвосты, коэффициенты обогащения и сокращения.

Решение.

$$\text{Выход концентрата: } \gamma_k = \frac{15,9 - 6,55}{61,38 - 6,55} 100 = 17,05\% .$$

$$\text{Выход хвостов: } \gamma_{\text{хв}} = 100 - \gamma_k = 100 - 17,05 = 82,95\% .$$

$$\text{Извлечение железа в концентрат: } \varepsilon_k = \gamma \frac{\beta}{\alpha} = \frac{17,05 \cdot 61,38}{15,9} = 65,82\% .$$

$$\text{Извлечение железа в хвосты: } \varepsilon_{\text{хв}} = 100 - \varepsilon_k = 100 - 65,82 = 34,18\% .$$

$$\text{Коэффициент обогащения: } K_o = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{61,38}{15,9} = 3,87 .$$

$$\text{Коэффициент сокращения: } K_c = \frac{1}{\gamma} = \frac{1}{0,1705} = 5,86 .$$

Задача № 11. Обогащению подвергалось 125 т/ч железной руды, содержащей 36% железа. После обогащения было получено 70 т/ч концентрата, содержащего 59% железа. Определить выход концентрата в процентах и извлечение железа в концентрат.

Решение.

$$\text{Выход концентрата: } \gamma_k = \frac{M_k}{M_p} \cdot 100\% = \frac{70}{125} 100 = 56\% .$$

$$\text{Извлечение железа в концентрат: } \varepsilon_k = \gamma \frac{\beta}{\alpha} = \frac{56 \cdot 59}{36} = 91,7\% .$$

4 Окускование железорудных материалов

Железорудные концентраты, колошниковая пыль, окалина, пиритные огарки и др., непригодны для непосредственного использования в доменной плавке из-за мелкодисперсности. Для обеспечения необходимой газопроницаемости столба доменной шихты они должны быть предварительно превращены в кусковой материал с размером не менее 5-10 мм. Кроме того, этот окускованный продукт должен иметь достаточную прочность, чтобы не образовывать мелочи при транспортировке от фабрик окускования к доменным цехам, при загрузке в печи и в ходе самой доменной плавки. Окускованные материалы также должны обладать хорошей восстановимостью и по возможности не содержать вредных примесей, прежде всего, серы и мышьяка. Все эти задачи решаются путем *окускования* мелких железорудных материалов.

Распространены три способа окускования: агломерация, производство окатышей и брикетирование. Наиболее широко применяется агломерация.

Агломерация является термическим способом окускования и заключается в том, что мелкие зерна железорудных материалов нагреваются до температур, при которых происходит их размягчение и частичное плавление. При соприкосновении зерна слипаются. В результате последующего быстрого охлаждения происходит кристаллизация. Образовавшаяся структура фиксируется, получается пористый и довольно прочный кусковой продукт, пригодный для металлургического передела.

К основным компонентам агломерационной шихты относятся:

- а) железорудный концентрат или мелкая железная руда;
- б) мелкий кокс (4-6 %) в качестве твердого топлива;
- в) возврат – некондиционный агломерат от предыдущего спекания (20-40 %);
- г) флюсующие добавки - известняк и доломит (до 10 %);
- д) металлосодержащие добавки (до 5 %) – колошниковая пыль, окалина, пиритные огарки.

Перед спеканием агломерационную шихту тщательно перемешивают в смесительных барабанах, увлажняют (для улучшения газопроницаемости слоя), окомковывают там же, затем без уплотнения загружают на колосниковую решетку спекательных тележек конвейерной агломерационной машины слоем 250-500 мм. Под колосниковой решеткой создается разрежение с помощью эксгаустеров. После зажигания верхнего слоя начинается процесс спекания, происходящий в результате переноса тепла из верхних горизонтов и выделения необходимого тепла от горения коксовой мелочи на данном горизонте.

Интерес к производству *окатышей* возник в 40-е годы, когда в больших масштабах начали получать концентраты глубокого обогащения, с крупностью частиц менее 0,07 мм. При агломерации таких концентратов производительность агломерационных машин примерно в полтора раза ниже, чем при спекании железных руд.

Установлено, что достаточно прочные окатыши могут быть получены только из материалов крупностью $< 0,1$ мм, причем содержание класса $< 0,07$ мм должно составлять 70-80 %. Для улучшения процесса формирования окатышей и повы-

шения их качества к концентрату добавляют 0,5-1 % связующей добавки - бентонита. С целью получения офлюсованных окатышей в шихту вводят необходимое количество известняка. После тщательного перемешивания массу увлажняют примерно до 9% и направляют в грануляторы, где готовят окатыши размером от 12 до 25 мм.

Полученные сырые окатыши обладают невысокой прочностью на раздавливание и непригодны для использования в плавке. Упрочнение окатышей в большинстве случаев осуществляется путем обжига при 1250-1300 °С. Прочность окатышей при этом повышается более чем в 100 раз.

Наибольшее распространение для обжига окатышей получили конвейерные машины, аналогичные агломерационным. Нагрев окатышей осуществляется в слое высотой 300-600 мм. Как и в случае получения агломерата, при нагревании окатышей последовательно идут процессы испарения влаги, конденсации части ее в нижних слоях, диссоциация карбонатов флюсов, твердофазное спекание частичек концентрата.

Основными показателями технологических процессов при производстве агломерата и окатышей являются время пребывания материала в окомкователе, производительность конвейерных машин, температуры начала диссоциации минералов.

Время пребывания материала в барабане-окомкователе связано с его производительностью следующей зависимостью

$$\tau = \frac{M}{Q}, \quad (13)$$

где τ – время пребывания материала в барабане-окомкователе, мин.;

M – объем или масса шихты, находящейся в барабане, м³ или т;

Q – производительность барабана, м³/мин. или т/мин.

Производительность конвейерных машин для производства агломерата и окатышей находят по формуле

$$P = 60 \cdot B \cdot H \cdot v \cdot \gamma \cdot K, \quad (14)$$

где P - производительность конвейерной машины, т/ч;

H - ширина машины, м;

B - высота слоя шихты, м;

γ - насыпная масса слоя, т/м³;

v - скорость движения паллет, м/мин;

K - выход годного продукта из шихты, т/т.

Задача № 12. Определить содержание железа в окисленных обожженных окатышах, изготовленных из железорудного концентрата, содержащего 67 % железа, 28 % оксида железа FeO и 0,4 % серы. В качестве добавок используются 6 % известняка (53 % CaO, 2,5 % нерастворимого осадка) и 1 % бентонита (5 % Fe₂O₃, остальное - пустая порода). Готовые окатыши содержат 3 % FeO и 0,02 % S.

Решение.

Расчет ведётся на 100 кг концентрата.

Приход железа:

- из 100 кг концентрата

$$M_{\text{Fe конц}} = M_{\text{конц}} \cdot \text{Fe}_{\text{конц}} / 100 = 100 \cdot 67 / 100 = 67 \text{ кг};$$

- из 1 кг бентонита (в пересчете из Fe_2O_3 на Fe)

$$M_{\text{Fe бен}} = M_{\text{бен}} \cdot \text{Fe}_{\text{бен}} \cdot \frac{2\text{Ar}(\text{Fe})}{\text{Mr}(\text{Fe}_2\text{O}_3) \cdot 100} = 1 \cdot 5 \cdot \frac{112}{160} = 0,035 \text{ кг}.$$

Всего железа в окатышах:

$$M_{\text{Fe окат}} = 67 + 0,035 = 67,035 \text{ кг}.$$

Окисление FeO до Fe_2O_3 происходит по реакции $2\text{FeO} + \frac{1}{2} \text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3$.

При окислении FeO добавляется кислорода:

$$M_{\text{O}_2} = (M_{\text{FeOконц}} - M_{\text{FeOокат}}) \cdot \frac{1/2 \text{Mr}(\text{O}_2)}{2\text{Mr}(\text{FeO})} = (28 - 3) \cdot \frac{16}{144} = 2,776 \text{ кг}.$$

Таким образом, к 100 кг концентрата добавляется:

- 1 кг бентонита;

- нелетучий остаток известняка $6 \cdot (53/100 + 2,5/100) = 3,33 \text{ кг}$;

- 2,776 кг кислорода.

Удаляется $0,4 - 0,02 = 0,38 \text{ кг}$ серы.

Масса окатышей, получаемых из 100 кг концентрата составит:

$$M_{\text{окат}} = 100 + 1 + 3,33 + 2,776 - 0,38 = 106,726 \text{ кг}.$$

Содержание железа в окатышах:

$$\text{Fe}_{\text{окат}} = \frac{M_{\text{Fe окат}}}{M_{\text{окат}}} = \frac{67,035}{106,726} = 62,81\%.$$

В этом расчете принят ряд допущений: не учитывается удаление гидратной воды из компонентов шихты, не учтена разница в весе исходной шихты и окатышей при расчете прироста количества кислорода и удаления серы при обжиге. Однако, погрешности от использования указанных допущений невелики, а расчет существенно упрощается.

Задача № 13. Конвейерная машина имеет ширину паллет 4 м и скорость движения 2,8 м/мин. Высота спекаемого слоя на машине 0,3 м, насыпной вес шихты $1,92 \text{ т/м}^3$, выход агломерата 88 %. Определить суточную производительность машины.

Решение.

$$P = 24 \cdot 60 \cdot B \cdot H \cdot v \cdot \gamma \cdot K = 24 \cdot 60 \cdot 4 \cdot 0,3 \cdot 2,8 \cdot 1,92 \cdot 0,88 = 8174,69 \text{ т/сут}.$$

Задачи для самостоятельного решения

Задача № 14. Определить возможный способ обогащения руды, химический состав которой представлен в таблице 3. Определить показатели обогащения, используя результаты, полученные при решении задачи №1 и данные таблицы 4.

Таблица 4 – Исходные данные для выполнения задачи 5

Вариант	M_k , т	M_x , т	M_p , т	v , %	Вариант	M_k , т	M_x , т	M_p , т	v , %
1	90	-	250	-	13	-	-	-	16,1
2	-	80	230	-	14	-	-	-	15,7
3	-	-	-	23,1	15	-	-	-	14,9
4	-	-	-	18,6	16	111	-	150	-
5	120	-	210	-	17	-	-	-	15,9
6	83	-	225	-	18	-	-	-	19,0
7	165	-	210	-	19	-	30	210	-
8	113	-	150	-	20	-	-	-	16,2
9	-	30	180	-	21	-	-	-	11,3
10	140	-	180	-	22	-	-	-	14,3
11	170	-	230	-	23	-	20	190	-
12	-	165	250	-	24	-	-	-	21,3

Задача № 15. Определить степень извлечения железа в концентрат, если количество руды обогащаемой за час составляет 150 т, а количество получаемого концентрата – 90 т. Коэффициент обогащения равен 1,55.

Задача № 16. Определить коэффициент обогащения железной руды, если содержание железа в концентрате составляет 68 %, в хвостах – 5,4 %. Выход концентрата из руды – 90 %.

Задача № 17. Определить время пребывания шихты в барабане производительностью 70 т/ч, если одновременно в нем находится шихта объемом 4 м³ с насыпной массой 1,7 т/м³.

Задача № 18. Определить производительность барабана диаметром 2,5 м и длиной 7,5 м, если время пребывания в нем шихты насыпной массой 1,5 т/м³ составляет 4,5 мин., а степень заполнения барабана шихтой – 11 %.

Задача № 19. Железорудный концентрат содержит 64 % железа и 27 % FeO. Определить содержание железа в окатышах, если в них содержится 2,5 % FeO. Добавкой связующего пренебречь.

Задача № 20. Железорудный концентрат содержит 66,4 % Fe и 29,0 % FeO. Сколько содержится железа в обожженных не нефлюсованных окатышах, если в шихту добавляется 0,7 % бентонита (60 % SiO₂, 25 % Al₂O₃, 8 % CaO, 2 % MgO, 5 % Fe₂O₃). Готовые окатыши содержат 3,2 % FeO.

Задача № 21. Обжиг окатыши из гематитового концентрата проводился продуктами горения природного газа (100% CH₄), который сжигался при коэффициенте избытка воздуха $\alpha = 1,5$. Определить температуру разложения известняка (давление в слое - 1 атм., без подсосов).

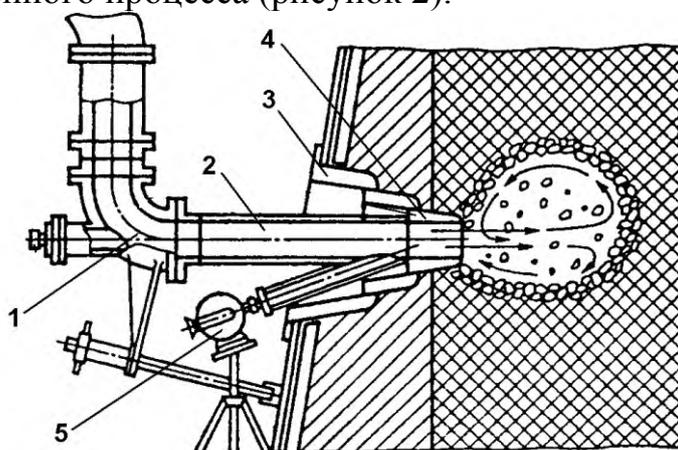
Задача № 22. Определить удельную производительность агломерационной машины шириной 3,5 и длиной 80 м, если высота слоя шихты оставляет 0,32 м, скорость движения паллет 6 м/мин, насыпная масса шихты $1,68 \text{ т/м}^3$. Выход годного агломерата из шихты 79 %.

Задача № 23. Определить выход годных окатышей из шихты слоем 0,36 м. Удельная производительность машины шириной 3,5 и длиной 80 м - $0,88 \text{ т/м}^2 \cdot \text{ч}$, насыпная масса шихты - $1,94 \text{ т/м}^3$, скорость движения паллет - 3,5 м/мин.

Задача № 24. Суточная производительность конвейерной машины для обжига окатышей 6720 т/сут., удельная производительность $0,91 \text{ т/м}^2 \cdot \text{ч}$. Какова скорость движения машины с шириной паллет 3,5, если время обжига окатышей составляет 35 мин.?

5 Горение топлива в доменной печи

Работа доменной печи начинается с момента зажигания в ней топлива. Процесс горения топлива в доменной печи происходит перед воздушными фурмами в так называемых фурменных очагах и является одной из важнейших необходимых составляющих доменного процесса (рисунок 2).



1 - подвижное колено; 2 - сопло; 3 - фурменные холодильники; 4 - фурма;
5 - скоростная кинокамера

Рисунок 2 – Фурменный прибор и схема зоны горения кокса

Наиболее важные функции кокса:

1) генерация тепла, которое расходуется на нагрев продуктов плавки и шихтовых материалов, эндотермические химические реакции, теряется с охлаждающей водой и отходящими колошниковыми газами;

2) генерация восстановительного газа, компонентами которого являются CO и H_2 и который осуществляет всю работу по восстановлению высших оксидов железа в шахте доменной печи до FeO ;

3) освобождение пространства в горне печи, куда опускаются новые порции кокса, обеспечивая тем самым непрерывное движение всех шихтовых материалов сверху вниз;

4) разрыхление столба шихтовых материалов, способствующее лучшему использованию тепла и восстановительной способности газов;

5) науглероживание капель железа, способствующее снижению температуры плавления.

Горение углерода топлива в фурменных очагах доменной печи принципиально отличается от горения топлива в любой другой печи наличием вокруг фурменных очагов плотного слоя кокса (коксовой насадки) с температурой не менее 1300°C , при которой появляющиеся в результате горения топлива окислители (CO_2 и H_2O , а также пары воды дутья) с высокой скоростью восстанавливаются углеродом коксовой насадки до CO и H_2 .

Кроме кокса, являющегося основным топливом, в фурменных зонах горит «дополнительное», вдуваемое через воздушные фурмы, газообразное, жидкое или измельченное твердое (пылеугольное) топливо. В этих условиях из фурменных очагов при сгорании в них кокса и любого вдуваемого в фурмы топлива выходит

газ, состоящий только из трех компонентов CO, N₂ и H₂, хотя внутри фурменного очага имеются условия для полного окисления углерода и водорода до CO₂ и H₂O.

Процесс горения топлива в фурменном очаге протекает в 3 стадии:

1. В присутствии избытка кислорода вблизи фурмы идет полное окисление углерода в диоксид углерода с выделением максимального количества тепла по реакции



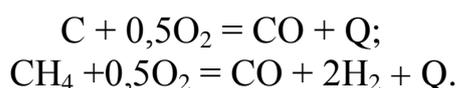
Углеводороды вдуваемых газообразных и жидких топлив или летучих веществ ПУТ в фурменной зоне по мере их смешивания со струей горячего дутья и нагрева до температуры воспламенения также окисляются полностью до CO₂ и H₂O. Для упрощения реакции горения углеводородов вдуваемых топлив можно представить в виде реакции горения метана



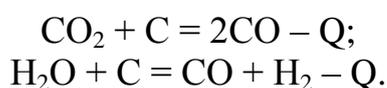
По этой же схеме окисляется сероводород, который может присутствовать во вдуваемом топливе



2. По мере уменьшения концентрации и количества кислорода в фурменной зоне, его дефицит вызывает протекание реакций неполного окисления углерода кокса и углеводородов вдуваемых топлив



3. При дефиците кислорода, а затем при его полном исчезновении, углерод кокса в фурменной зоне восстанавливает диоксид углерода и пары воды соответственно до CO и H₂



Границы фурменной зоны определяются содержанием в ней окислительных компонентов – CO₂ и O₂. Пространство фурменной зоны, ограниченное поверхностью, на которой содержание CO₂ равно 2%, принято называть *окислительной зоной*. Внутри окислительной зоны располагается аналогичное пространство, ограниченное поверхностью, на которой содержание O₂ равно 1%, называемое *кислородной зоной*.

Размеры и протяженность окислительных зон фурменных очагов играют важную роль в доменном процессе, влияя на распределение газа по сечению и ход доменной печи. В свою очередь, размеры окислительных зон фурменных очагов

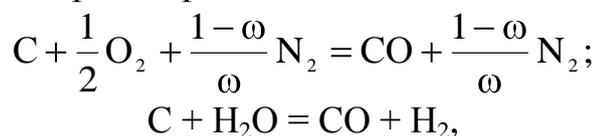
зависят от таких важнейших технологических и конструктивных параметров доменной печи, как расход, температура и влажность дутья, содержание кислорода в дутье, расход и вид вдуваемого топлива, давление газа в печи, число и диаметр воздушных фурм.

При горении топлива у фурм печи образуется горновой газ, являющийся восстановителем и теплоносителем. Для оценки работы горнового газа в печи необходимо знать его состав. Для этих расчетов удобно пользоваться мольными соотношениями в реакциях горения.

Задача № 25. Определить состав горнового газа для следующих условий плавки. Дутье содержит 35 % O₂. Влажность дутья $f = 0,01$. В горн вдувают природный газ, состоящий же 100 % CH₄ в количестве 0,2 м³/ кг C_ф, где C_ф - количество углерода кокса, сгорающего у фурм.

Решение.

У фурм углерод кокса горят по реакциям



где ω – доля кислорода в сухом дутье.

Доля кислорода во влажном дутье

$$\omega_{в.д.} = \omega(1-f) + 0,5f = 0,35(1-0,01) + 0,5 \cdot 0,01 = 0,3515.$$

Доля азота во влажном дутье

$$N_{2\text{ в.д.}} = (1-\omega) \cdot (1-f) = (1-0,35) \cdot (1-0,01) = 0,6435.$$

Доля образующегося из дутья водорода $H_{2\text{ в.д.}} = f$.

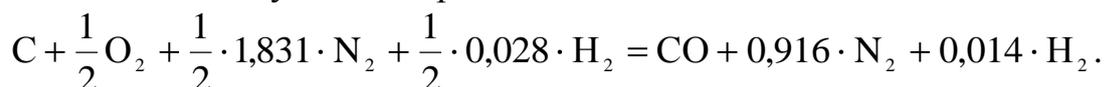
Отношение количества азота и кислорода во влажном дутье

$$\frac{N_{2\text{ в.д.}}}{\omega_{в.д.}} = \frac{0,6435}{0,3515} = 1,831.$$

Отношение количества образующегося водорода к кислороду во влажном дутье

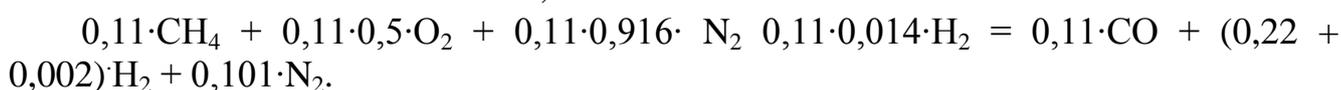
$$\frac{H_{2\text{ в.д.}}}{\omega_{в.д.}} = \frac{0,01}{0,3515} = 0,028.$$

Тогда реакцию горения углерода кокса у фурм для условий данной задачи можно записать следующим образом



Реакция горения природного газа на фурмах запишется следующим образом (с учетом расхода природного газа 0,2 м³/ кг C_ф в переходе к массовым единицам)

$$M_{CH_4} = V_{CH_4} \cdot \frac{Ar(C)}{22,4} = 0,2 \cdot \frac{12}{22,4} = 0,11.$$



Тогда газ, образующийся при горении углерода кокса и природного газа, содержит (в молях)

$$\text{CO} = 1 + 0,11 = 1,11;$$

$$\text{H}_2 = 0,222 + 0,014 = 0,236;$$

$$\underline{\text{N}_2 = 0,916 + 0,101 = 1,017.}$$

Всего 2,369 моля.

Содержание отдельных компонентов газа

$$\text{CO} = \frac{1,11}{2,363} \cdot 100 = 46,97\% ;$$

$$\text{H}_2 = \frac{0,236}{2,363} \cdot 100 = 9,99\% ;$$

$$\text{N}_2 = \frac{1,017}{2,363} \cdot 100 = 43,04\% .$$

Задачи для самостоятельного решения

Задача № 26. Определить состав газа перед фурмами, если для сжигания углерода кокса подают сухое атмосферное дутье.

Задача № 27. Определить состав продуктов горения кокса в горне для дутья, содержащего 30 % кислорода, влажностью 1 %. Летучими веществами кокса пренебречь.

Задача № 28. Определить количество углерода, сжигаемого перед фурмами (т/час) при интенсивности подачи дутья с содержанием кислорода 21 % - 2300 м³/мин.

Задача № 29. Дутье содержит 32 % O₂. влажность дутья – 2 %. Расход природного газа – 0,4 м³/кг C_ф. Определить состав горнового газа.

6 Науглероживание металла и формирование чугуна

Формирование чугуна. Металлическое железо – продукт восстановления руд – появляется в нижней части шахты печи и распаре. При большом избытке углерода в печи получение чистого железа даже в начальный момент его появления затруднительно. При извлечении из шахты проб материалов в них находят губчатое железо, содержащее около 1–2 % С. По мере опускания материалов в доменной печи и их дальнейшего нагрева, железо растворяет в себе углерод в увеличивающемся количестве. При этом температура плавления его снижается, металл плавится и в виде капель стекает в горн. Окончательный состав чугуна формируется в горне печи.

В современных условиях доменной плавки, содержание углерода в чугуне зависит от параметров плавки, колеблется в интервале 4,3–5,3 % и может быть рассчитано по эмпирической формуле Ю.С. Юсфина и М.А. Альтера

$$[C] = 8,62 + 28,8 \cdot \left[\frac{CO}{CO + H_2} \right] - 18,2 \cdot \left[\frac{CO}{CO + H_2} \right]^2 - 0,244 \cdot \bar{i} + 0,001 \cdot 43 \cdot t_{\text{ч}} + 0,00278 \cdot p_{CO}^{\text{к.г.}}, \quad (15)$$

где [C] – содержание углерода в чугуне, %;

CO, H₂ — содержание в колошниковом газе, %;

t_ч – температура чугуна на выпуске, К;

p_{CO}^{к.г.} – парциальное давление CO в колошниковом газе, кПа.

Окончательное содержание углерода в чугуне зависит от устойчивости карбидов, которая во многом определяется наличием в сплаве примесей. Например, марганец, хром и ванадий образуют карбиды, способствуя увеличению содержания углерода в чугуне; кремний, алюминий, фосфор и медь способствуют снижению содержания углерода в чугуне.

К важнейшим свойствам чугуна относят его химический состав, однородность состава, количество неметаллических включений, форму выделения углерода, количество растворенных газов, физический нагрев.

По данным С.Т. Ростовцева, активность и коэффициент активности углерода в γ-Fe определяют по уравнению

$$a_c = \frac{N_c}{1 - 5N_c};$$
$$\gamma_c = \frac{a_c}{N_c} = \frac{1}{1 - 5N_c}, \quad (16)$$

где a_c и γ_c – активность и коэффициент активности углерода в γ-Fe;

N_c – атомная доля углерода в железе.

Растворимость углерода в чугуне имеет вид

$$\lg N_c = -\frac{560}{T} - 0,375. \quad (17)$$

где $\lg N_c$ – растворимость углерода в чугунае;
 T – температура чугуна, К.

Теплота растворения углерода в жидком железе – величина отрицательная и составляет 26,88 МДж/моль С. Поэтому $\gamma_c > 1$ и должна уменьшаться с увеличением концентрации растворенного углерода. Однако, по экспериментальным данным, в разбавленных растворах при $C < 0,5\%$ $\gamma_c < 1$; при $0,5\%$ С, $\gamma_c = 1$. Затем по мере увеличения содержания углерода значение γ_c растет и в насыщенном растворе $\gamma_c = 4,7-5,9$. До настоящего времени это противоречие не нашло своего объяснения.

Зависимость содержания и коэффициента активности углерода от температуры приведена на рисунке 3.

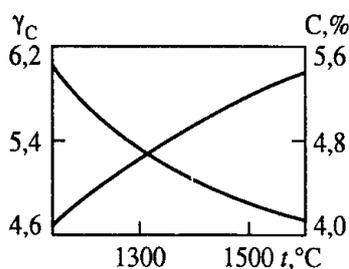


Рисунок 3 – Зависимость содержания и коэффициента активности углерода в чугунае от температуры

Задача № 30. Определить коэффициент активности углерода в чугунае, содержащем 3,6 % С и 94 % Fe. Влиянием других элементов пренебречь.

Решение.

$$N_c = \frac{[C]}{\frac{[C]}{12} + \frac{[Fe]}{56}} = \frac{3,6}{\frac{3,6}{12} + \frac{94}{56}} = 0,152;$$

$$\gamma_c = \frac{1}{1 - 5 \cdot 0,152} = 4,17.$$

Задача № 31. Температура чугуна снижается с 1500 °С до 1460°С. Сколько углерода выделится в 100-т ковше, если принять, что чугун является насыщенным раствором углерода в железе?

Решение.

Атомная доля углерода в чугунае при температуре 1773 и 1733 К

$$\lg N_{c_1} = -\frac{560}{1773} - 0,375 = -0,6908; \quad N_{c_1} = 0,2038;$$

$$\lg N_{C_1} = -\frac{560}{1733} - 0,375 = -0,6981; \quad N_{C_1} = 0,1998.$$

Атомная доля углерода в чугунае

$$N_c = \frac{\frac{[C]}{12}}{\frac{[C]}{12} + \frac{100 - [C]}{56}};$$

$$\text{отсюда } [C] = \frac{1200 \cdot N_c}{56 - 44N_c}.$$

Содержание углерода в чугунае при температуре 1773 К

$$[C] = \frac{1200 \cdot 0,2038}{56 - 44 \cdot 0,2038} = 5,1998\% .$$

Содержание углерода в чугунае при температуре 1733 К

$$[C] = \frac{1200 \cdot 0,1998}{56 - 44 \cdot 0,1998} = 5,0787\% .$$

При охлаждении 100 т чугуна от температуры 1773 К до температуры 1733 К, выделится углерода

$$\Delta C = (5,1998 - 5,0787) \cdot 100000 / 100 = 121,1 \text{ кг углерода.}$$

Задачи для самостоятельного решения

Задача № 32. Определить предельное содержание Mn в ферромарганце с содержанием, %: C = 8, Si = 2, P = 0,2. Марганцевая руда, содержит 45 % Mn и 8 % Fe. Степень перехода Mn в чугун – 75 %.

Задача № 33. Решить задачу 20 при содержании Mn в руде 50 %, Fe – 6 %. Остальные данные оставить без изменений.

Задача № 34. Чугун имеет следующий состав, %: [C] = 4,4; [Si] = 0,6; [Mn] = 0,5; [P] = 0,04; [S] = 0,03. Определить коэффициент активности и активность углерода в чугунае, приняв чугун железоуглеродистым расплавом и пренебрегая другими примесями.

Задача № 35. Определить коэффициент активности и активность углерода в чугунае следующего состава, %: [C] = 3,8; [Mn] = 1,0; [Si] = 0,9; [P] = 0,06; [S] = 0,04. Чугун считать железоуглеродистым расплавом без примесей.

Задача № 36. Определить коэффициент активности и активность углерода в чугунае следующего состава, %: [C] = 4,0; [Mn] = 0,8; [Si] = 0,7; [P] = 0,07; [S] = 0,03. Чугун считать железоуглеродистым расплавом.

Задача № 37. При транспортировке от доменной печи к миксеру температура чугуна в 100-тонном ковше снижается с 1480 до 1440 °С. Сколько при этом выделится углерода, если принять чугуна насыщенным раствором углерода в железе?

Задача № 38. Решить пример для условий задачи № 37, если температура чугуна снижается с 1520 до 1480 °С.

Задача № 39. Решить пример для условий задачи № 37, если температура чугуна снижается с 1400 до 1380 °С.

7 Распределение серы между чугуном и шлаком

Вязкость шлака. Одновременно с процессом восстановления железа из оксидов, в шахте печи идет сложный процесс формирования первичных шлаков, которому предшествует взаимодействие минералогических компонентов шихты в твердой фазе.

Одним из наиболее важных свойств шлака, оказывающим влияние на протекание всего доменного процесса является вязкость. Нормальный доменный шлак должен иметь вязкость в пределах $0,2-0,5 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$ и свободно вытекать из печи вместе с чугуном. Чрезмерно густой шлак препятствует нормальной фильтрации чугуна в металлоприемник, загромождает горн, резко ухудшает ход печи. Такой шлак в значительной мере затрудняет и обслуживание печи, так как с трудом вытекает через летки, застывает в канавах не доходя до ковшей. Повышение вязкости шлаков из-за ошибок в шихтовке может привести к аварии при выпуске, а в сочетании с похолоданием печи – к закозлению горна.

Для оценки вязкости шлака в производственных условиях пользуются трехосными диаграммами (рисунок 4).

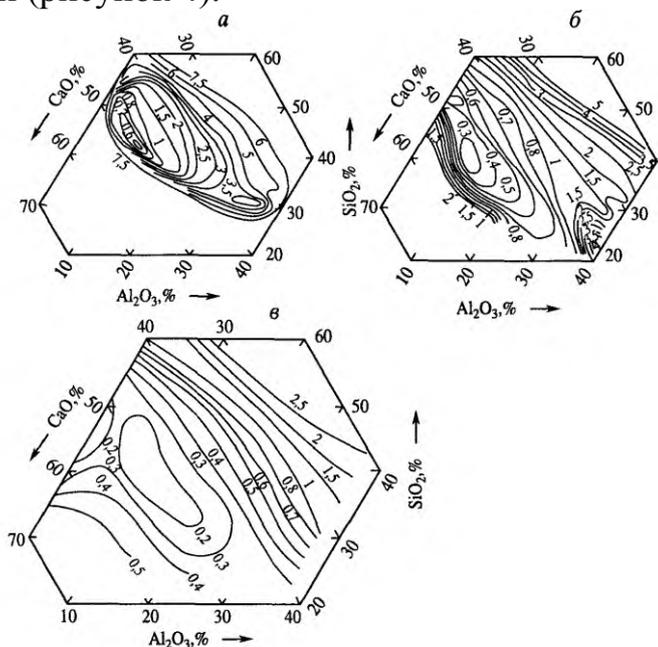


Рисунок 4 – Вязкость ($\text{Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$) расплавов в системе $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$ при 1400 (а), 1500 (б) и 1600 °С (в) по данным Мак-Кефери

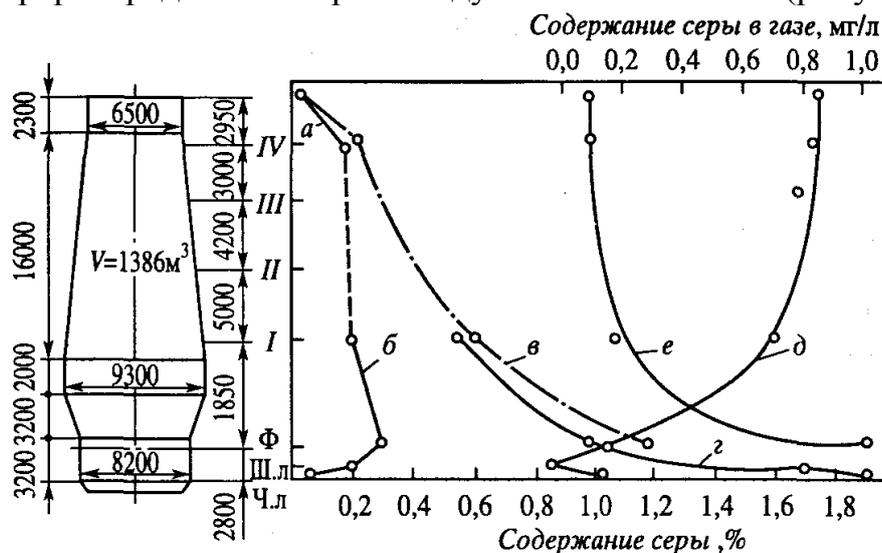
Значительное влияние на вязкость шлаков оказывает температура. Если при 1400 °С вязкость основных доменных шлаков около $1-1,5 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$ (пуаз), то при 1500 °С она снижается до $0,3-0,7 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$, а при 1600 °С – до $0,2-0,3 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$. Верхним пределом вязкости нормального доменного шлака на выпуске следует считать $0,5 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$. Минимальную вязкость имеют шлаки при основности $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1,17$.

Влияние химического состава на вязкость шлаков в пределах рассматриваемой системы сводится к следующему. При переходе от «нормальных» доменных шлаков к более кислым, их вязкость постепенно повышается. Особенно заметно

она возрастает при содержании в шлаке $>50\%$ SiO_2 . Еще резче увеличивается вязкость основных шлаков при повышении содержания CaO более 50-53 %.

Сера в чугуне и шлаке. Сера является вредным для чугуна и стали элементом. Присутствие серы в стали вызывает понижение прочности при нагреве (красноломкость). В литейном чугуне избыток серы приводит к увеличению вязкости и снижению прочности отливок. В зависимости от дальнейшего использования содержание серы в чугуне обычно не должно превышать 0,02-0,04 %.

В доменную печь 70-90 % серы вносится коксом в виде органической серы, сульфидов, сульфатов и распределяется между чугуном, шлаком и газами. В чугуне при 1000-1500 °С растворяется до 0,9 % S. По мере опускания шихты в печи происходит перераспределение серы между ее компонентами (рисунок 5).



a – агломерат; *б* – металл; *в* – известняк; *г* – шлак; *д* – кокс; *е* – газ; Ч.л, Ш.л, Ф – оси соответственно чугунной и шлаковой леток и воздушных фурм
Рисунок 5 – Изменение содержания серы в компонентах доменной плавки по высоте печи I-IV

Распределение серы между чугуном и шлаком описывается зависимостью

$$[S] = \frac{S}{1 + L_s \cdot \text{Ш}}, \quad (18)$$

где $[S]$ – содержание серы в чугуне, %;

S – приход серы в печь за вычетом серы, уносимой из печи газом, кг/100 кг чугуна;

L_s – коэффициент распределения серы между чугуном и шлаком;

Ш – выход шлака, кг/кг.

$$L_s = \frac{(S)}{[S]}, \quad (19)$$

где (S) – содержание серы в шлаке, %.

Кокс при движении в печи теряет 20-50 % S. Однако газообразная сера практически целиком активно поглощается компонентами шихты. Таким образом, взаимодействие газов, содержащих серу, с шихтой определенным образом влияет на процесс десульфурации в печи. Общая степень удаления серы с газом не превышает 10 %, т.е. основная доля серы, попадающей в доменную печь, распределяется между чугуном и шлаком.

Жидкие чугун и доменный шлак являются растворами, далекими от идеальных. Основные закономерности, необходимые для расчетов протекающих процессов, выведены для бинарных растворов. В случае трех- и многокомпонентных растворов расчеты усложняются.

Для реальных растворов (малые концентрации серы в железе) можно использовать упрощенное уравнение для коэффициента активности серы

$$\lg \gamma_{\text{FeS}} = \lg \gamma_s = \frac{1500}{T}. \quad (20)$$

Растворы углерода и сульфида железа в жидком железе имеют положительные отклонения от идеальных. При одновременном присутствии углерода и серы их растворимость в железе уменьшается.

Влияние содержания углерода на коэффициент активности серы в разбавленных по сере растворах (рисунок 6) подчиняется уравнению

$$\lg f_s^C = 0,11 \cdot [C] + 0,006 \cdot [C]^2. \quad (21)$$

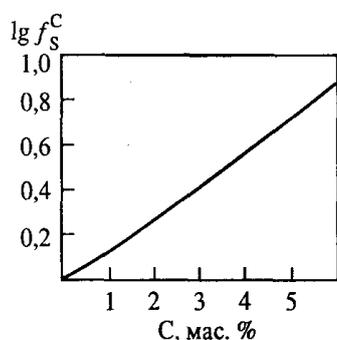


Рисунок 6 – Влияние содержания углерода на коэффициент активности серы в разбавленных по сере растворах

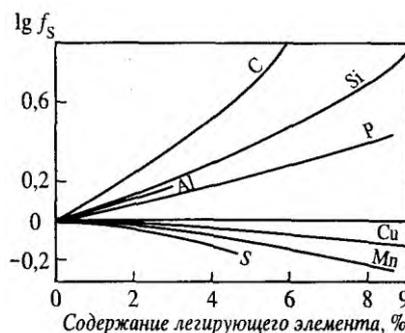


Рисунок 7 – Влияние компонентов чугуна на коэффициент активности серы, растворенной в железе

В насыщенных железобуглеродистых расплавах, разбавленных по сере, зависимость коэффициента активности серы от температуры имеет вид

$$\lg f_s^C = -\frac{1300}{T} + 1,473. \quad (22)$$

Влияние компонентов чугуна на коэффициент активности серы в расплаве железа (рисунок 7) подчиняется следующим уравнениям

$$\begin{aligned} \lg f_s^{\text{Si}} &= 0,065 \cdot [\text{Si}] + 0,0028 \cdot [\text{Si}]^2; \\ \lg f_s^{\text{Mn}} &= -0,025 \cdot [\text{Mn}] - 0,00053 \cdot [\text{Mn}]^2; \\ \lg f_s^{\text{P}} &= 0,043 \cdot [\text{P}] + 0,00063 \cdot [\text{P}]^2. \end{aligned} \quad (23)$$

Предел применимости данных уравнений составляет соответственно 0-10 % S.

В случае совместного присутствия компонентов в расплаве их влияние на коэффициент активности серы складывается аддитивно.

Это влияние можно определить, рассчитав сначала «эквивалентные» содержания углерода (для передельного чугуна) или кремния (для литейного чугуна, ферросилиция)

$$\begin{aligned} [\text{C}]_{\text{экв}} &= [\text{C}] + 0,63 \cdot [\text{Si}] + 0,40 \cdot [\text{P}] - 0,27 \cdot [\text{S}] - 0,23 \cdot [\text{Mn}]; \\ [\text{Si}]_{\text{экв}} &= 1,70 \cdot [\text{C}] + [\text{Si}] + 0,66 \cdot [\text{P}] - 0,46 \cdot [\text{S}] - 0,39 \cdot [\text{Mn}]. \end{aligned} \quad (24)$$

С помощью этих уравнений можно по составу чугуна определить «эквивалентные» доли углерода и кремния. Подставляя значения $[\text{C}]_{\text{экв}}$ и $[\text{Si}]_{\text{экв}}$ в уравнения для $\lg f_s^{\text{C}}$ и $\lg f_s^{\text{Si}}$, можно найти коэффициент активности серы в чугуне данного состава.

Активность сульфида кальция в шлаке описывается зависимостью

$$\lg \gamma_{\text{CaS}} = \frac{1550}{T} \cdot (N_{\text{CaS}}^{1,6} - 2,67 \cdot N_{\text{CaS}}^{0,6} + 1,67). \quad (25)$$

Для вычисления количества кальция, связанного с серой, можно использовать формулу

$$\text{CaO}_s = (\text{S}) \cdot \left[0,57 + 4,06 \cdot \frac{(\text{FeO}) + (\text{MnO})}{(\text{CaO})} \right]. \quad (26)$$

Равновесный коэффициент распределения серы между чугуном и шлаком можно определить по формуле И.С. Куликова

$$\begin{aligned} \lg L_s^0 &= 2,55 \cdot b + \lg \left(\frac{f_s}{P_{\text{CO}}} \right) - 2,07; \\ b &= \frac{(\text{CaO}) + \alpha(\text{MgO}) + \beta(\text{MnO})}{(\text{SiO}_2) + 0,6(\text{Al}_2\text{O}_3) \left(\frac{(\text{CaO}) + \alpha(\text{MgO}) + \beta(\text{MnO})}{(\text{SiO}_2)} - 1,19 \right)}; \end{aligned} \quad (27)$$

$$\alpha = \frac{1,84 \cdot (\text{SiO}_2) - 0,9 \cdot (\text{CaO})}{(\text{SiO}_2) + 0,9 \cdot (\text{MgO})}.$$

где B – основность шлака;
 f_s – коэффициент активности серы;
 P_{CO} – парциальное давление CO в горне.

Реальный коэффициент распределения серы по формуле Куликова-Галатонова равен

$$\lg L_s = 2,55 \cdot b + \lg \left(\frac{f_s}{P_{\text{CO}}} \right) - 0,87 \cdot \lg \eta - 1,99, \quad (28)$$

где η – вязкость шлака, пуаз.

В зависимости от состава шлака В.Г. Воскобойников предложил рассчитывать максимально приближенный к действительности коэффициент распределения серы по следующим формулам

$$L_{S,1450} = 98 \cdot x^2 - 160 \cdot x + 72 - [0,6 \cdot (\text{Al}_2\text{O}_3) - 0,012 \cdot (\text{Al}_2\text{O}_3)^2 - 4,034] \cdot x^4; \quad (29)$$

$$x = \frac{(\text{CaO}) + (\text{MgO}) + (\text{MnO})}{(\text{SiO}_2)};$$

$$L_{\text{факт}} = \eta \cdot L_{S,1450}; \quad (30)$$

$$\eta = 2,7 \cdot \frac{t}{100} - 0,067 \cdot \left(\frac{t}{100} \right)^2 - 24,063.$$

Задача № 40. По заданному составу определить коэффициент активности серы в чугуна. Состав чугуна, %: 4,65 C; 0,85 Si; 0,12 P; 0,025 S; 0,32 Mn.

Решение.

Эквивалентное содержание углерода в чугуна

$$C_{\text{экв}} = 4,65 + 0,63 \cdot 0,85 + 0,4 \cdot 0,12 - 0,27 \cdot 0,025 - 0,23 \cdot 0,32 = 5,15.$$

Активность серы в железоуглеродистом расплаве

$$\lg f_s^c = 0,11 \cdot 5,15 + 0,006 \cdot 5,15^2 = 0,7256;$$

$$f_s^c = 5,317.$$

Задача № 41. Определить равновесный коэффициент распределения серы между чугуном и шлаком для следующих условий плавки.

Состав чугуна, %: [C] = 4,7; [Si] = 1,0; [Mn] = 0,4; [S] = 0,04; [P] = 0,15.

Состав шлака, %: (CaO) = 46,0; (MgO) = 6; (SiO₂) = 36,0; (Al₂O₃) = 8.

В горн вдувается атмосферное дутье влажностью 1 %. Давление в горне 2,5 атм.

Решение.

$$\alpha = \frac{1,84 \cdot 36 - 0,9 \cdot 46}{36 + 0,9 \cdot 6,0} = 0,6;$$

$$b = \frac{46 + 0,6 \cdot 6}{36 + 0,6 \cdot 8 \left(\frac{46 + 0,6 \cdot 6}{36} - 1,19 \right)} = 1,34;$$

$$[C]_{\text{эКВ}} = 4,7 + 0,63 \cdot 1,0 + 0,4 \cdot 0,15 - 0,23 \cdot 0,4 - 0,27 \cdot 0,04 = 5,29;$$

$$\lg f_s^c = 0,11 \cdot 5,29 + 0,006 \cdot 5,29^2 = 0,7498;$$

$$f_s^c = 5,6.$$

Состав продуктов горения кокса в горне.

$$O_d = \omega \cdot (1 - f) + 0,5 \cdot f = 0,21 \cdot 0,99 + 0,5 \cdot 0,01 = 0,2129;$$

$$N_d = (1 - \omega) \cdot (1 - f) = (1 - 0,21) \cdot (1 - 0,01) = 0,7821;$$

$$\frac{N_d}{O_d} = \frac{0,7821}{0,2129} = 3,674; \quad \frac{H_{2d}}{O_d} = \frac{0,01}{0,2129} = 0,047.$$



Кроме того, в газ переходит $\frac{1}{2} \cdot 0,047 H_2 = 0,023 H_2$.

Состав продуктов горения:

$$CO = \frac{1}{1 + 1,837 + 0,023} = 34,96\% ;$$

$$N_2 = \frac{1,837}{1 + 1,837 + 0,023} = 64,23\% ;$$

$$H_2 = \frac{0,023}{1 + 1,837 + 0,023} = 0,81\% .$$

$$P_{CO} = 2,5 \cdot 0,3496 = 0,874 \text{ атм.};$$

$$\lg L_s^0 = 2,55 \cdot b + \lg \left(\frac{f_s}{P_{CO}} \right) - 2,07 = 2,55 \cdot 1,34 + \lg \left(\frac{5,6}{0,874} \right) - 2,07 = 2,154 ;$$

$$\lg L_s^0 = 142,45.$$

Задачи для самостоятельного решения

Задача № 42. Определить приход серы в печь, кг/т чугуна для следующих условий: $L_S = 50$, выход шлака $M_{\text{Ш}} = 400$ кг/т чугуна, $[S] = 0,03\%$. Удалением серы из печи с газом пренебречь.

Задача № 43. Определить содержание серы в шлаке для следующих условий: приход серы в печь - 10 кг/т чугуна; $L_S = 45$; выход шлака - 500 кг/т. С газом удаляется 10 % серы.

Задача № 44. Определить коэффициент активности серы в чугуне, содержащем, %: C = 4,6; Si = 1,0; Mn = 0,5; P = 0,02; S = 0,03.

Задача № 45. Определить коэффициент активности и активность серы в чугу-не состава, %: C = 4,5; Si = 0,9; Mn = 1,3; P = 0,18; S = 0,05.

Задача №46. Определить коэффициент активности и активность серы в чугу-не следующего состава, %: C = 4,7; Si = 0,8; Mn= 0,7; P = 0,06; S = 0,04.

Задача № 47. Рассчитать коэффициент активности и активность серы в чугу-не, содержащем, %: C = 3,8; Si = 3,56; Mn = 0,53; P = 0,08; S = 0,02.

Задача № 48. Найти коэффициент активности и активность серы в ферро-сплаве состава, %: C = 2,45; Si = 9,50; Mn = 2,6; P = 0,18; S = 0,025.

Задача № 49. Найти равновесный коэффициент распределения серы между чугуном и шлаком для следующих условий доменной плавки. Состав чугуна, %: C = 3,8; Si = 3,56; Mn = 0,18; P = 0,08; S= 0,02. Состав шлака, %: (SiO₂) = 41,84; (Al₂O₃) = 6,34; (CaO) = 44,92; (MgO) = 7,08; (MnO) = 0,27. Дутьё содержит 24,0 % O₂, 1,0 % влаги. Давление в горне - 3 атм.

Задача № 50. Определить содержание серы в чугуне для следующих условий: приход серы в печь - 4 кг/т чугуна; L_S = 45; выход шлака - 500 кг/т. С газом удаля-ется 10 % серы.

Задача № 51. Определить коэффициент распределения серы между шлаком и чугуном для следующих условий: приход серы в печь - 4 кг/т чугуна; [S] = 0,03 %; выход шлака - 400 кг/т. С газом удаляется 5 % серы.

8 Показатели доменного процесса

Сложность процессов восстановления не позволяет использовать какой-либо единый показатель, характеризующий развитие восстановления в доменной печи. Используемые показатели можно разделить на три группы:

- а) характеризующие использование восстановительной способности газа;
- б) характеризующие развитие прямого и непрямого восстановления в печи;
- в) комплексные показатели.

Показатели, характеризующие использование восстановительной способности газа в печи

Еще в XIX в. были сделаны попытки оценить развитие процессов восстановления по составу колошникового газа. Л. Беллом, а позже Л. Грюнером было использовано отношение CO_2 к CO в колошниковом газе

$$m = \text{CO}_2/\text{CO}. \quad (31)$$

Увеличение количества водорода, поступающего в доменную печь, потребовало оценки его работы в качестве газа-восстановителя. В настоящее время вместо показателя Грюнера используют значения степени использования восстановительной способности оксида углерода и водорода

$$\begin{aligned} \eta_{\text{CO}} &= \frac{\text{CO}_2}{\text{CO} + \text{CO}_2}; \\ \eta_{\text{H}_2} &= \frac{\text{H}_2\text{O}}{\text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}}, \end{aligned} \quad (32)$$

где CO , CO_2 , H_2 , H_2O – содержание соответствующих компонентов в кол. газе, % (об.)

Степень использования восстановительной способности газа является важным параметром доменной плавки. Чем лучше используется газ-восстановитель в доменной печи, тем ниже расход кокса и выше технико-экономические показатели плавки.

Использование этих показателей затруднено сложностью определением доли водяного пара в колошниковом газе, так как анализу подвергается сухой газ. Целесообразнее пользоваться в этом случае следующей формулой

$$\eta_{\text{H}_2} = 1 - g \cdot f, \quad (33)$$

где g - отношение количества азота и водорода, поступающих в доменную печь;
 f - отношение содержаний водорода и азота в сухом колошниковом газе.

Показатели, характеризующие развитие прямого и непрямого восстановления в печи

Физический смысл этих показателей зависит от типа балансовых соотношений. Расчет на основе баланса кислорода и железа ведут чаще, чем на основе баланса углерода. Показатели прямого R_d и непрямого R_i восстановления, впервые предложенные Б. Озанном в Германии, усовершенствованы Р. Банзенем и А.Н. Раммом. Под показателем прямого (непрямого) восстановления понимают отношение количества кислорода шихты, полученного прямым (непрямым) путем, к общему количеству газифицированного кислорода шихты, т.е.

$$R_d = O_d/O_{ш}; R_i = O_i/O_{ш}; R_d + R_i = 1. \quad (34)$$

где R_d, R_i – соответственно показатели прямого и непрямого восстановления;

O_d и O_i – количество кислорода, отнятого соответственно прямым и непрямым способами;

$O_{ш}$ – количество газифицируемого кислорода шихты.

Положительной особенностью указанных показателей является возможность их подсчета по анализу колошникового газа. В условиях современного производства состав колошникового газа можно определять непрерывно, т.е. расчет этих показателей также можно вести непрерывно, в темпе процесса.

$$R_i = \frac{0,5 \cdot (CO_2 + H_2O)}{CO_2 + 0,5 \cdot CO + 0,5 \cdot H_2O - \beta \cdot N_2}, \quad (35)$$

где β – отношение количеств кислорода и азота дутья

$$\beta = \frac{O_{2д}}{N_{2д}} = \frac{\omega \cdot (1 - f) + 0,5 \cdot f}{(1 - \omega) \cdot (1 - f)},$$

тогда

$$R_i = \frac{0,5 \cdot CO_2 + 0,5 \cdot \frac{1 - g \cdot f}{g \cdot f} \cdot H_2}{CO_2 + 0,5 \cdot CO + 0,5 \cdot \frac{1 - g \cdot f}{g \cdot f} \cdot H_2 - \beta \cdot N_2}. \quad (36)$$

Степень прямого восстановления по Павлову

$$r_d = \frac{Fe_d}{Fe_{общ} - Fe_{мет}}, \quad (37)$$

где r_d – степень прямого восстановления;

$Fe_{общ}$ – количество общего железа в любом виде, попадающего в печь;

$Fe_{мет}$ – количество металлического железа, попадающего в печь;

Fe_d – количество железа, восстановленного из монооксида железа прямым путем.

$$Fe_d = \frac{56}{12}(C_d - C_{d_{эл}}), \quad (38)$$

где C_d – расход углерода на прямое восстановление;

$C_{d_{эл}}$ – расход углерода на прямое восстановление других, кроме железа, элементов.

$$C_{d_{эл}} = 10 \cdot [Si] \cdot \frac{24}{28} + 10 \cdot [Mn] \cdot \frac{12}{55} + 10 \cdot [P] \cdot \frac{60}{62}, \quad (39)$$

где $[Si]$, $[Mn]$, $[P]$ – содержание соответствующих элементов в чугуна.

$$C_d = C_K \cdot M_K - C_\phi - 10[C], \quad (40)$$

где M_K – расход кокса, кг/т чугуна;

C_K – содержание углерода в коксе, доли ед.;

$[C]$ – содержание углерода в чугуна, %.

Некоторые другие соотношения и показатели доменного процесса

Выход сухого колошникового газа

$$V_{к.г.} = \frac{N_{2д}}{N_2} V_d, \quad (41)$$

где $V_{к.г.}$ – выход сухого колошникового газа, м³/мин., м³/т чугуна;

$N_{2д}$ – содержание азота в дутье, %;

N_2 – содержание азота в колошниковом газе, %;

V_d – расход дутья, м³/мин., м³/т чугуна.

Приход водорода из углеводородов, вводимых в печь

$$V_{H_2} = 2 \cdot CH_4 + 2 \cdot C_2H_6 + 4 \cdot C_3H_8 + 5 \cdot C_4H_{10} + \dots, \quad (42)$$

где V_{H_2} – приход водорода из углеводородов, м³/м³.

Количество углерода кокса, сжигаемого на фурмах

$$C_\phi = \frac{2 \cdot O_{2д} \cdot 12}{22,4}, \quad (43)$$

где C_ϕ – количество углерода кокса, сжигаемого на фурмах, кг/мин, кг/т чугуна;

$O_{2д}$ – количество кислорода дутья, расходуемое для сжигания углерода кокса, м³/мин или м³/т чугуна.

$$O_{2д} = O_{2д}^{\Sigma} - O_{2д}^{п.г.}, \quad (44)$$

где $O_{2д}^{\Sigma}$ – общее количество кислорода, подаваемого в печь, м³/мин;
 $O_{2д}^{п.г.}$ – количество кислорода, расходуемое на сжигание добавок, м³/мин.

В случае использования природного газа:

$$O_{2д}^{п.г.} = V_{п.г.} \cdot \xi, \quad (45)$$

где $V_{п.г.}$ – расход природного газа, м³/м³;
 ξ – расход дутья на единицу сжигаемого природного газа.

$$\xi = \frac{0,5 \cdot CH_4 + 1,0 \cdot C_2H_6 + 1,5 \cdot C_3H_8 + 2,0 \cdot C_4H_{10} + \dots}{100 \cdot O_{2д}}, \quad (46)$$

где CH_4 , C_2H_6 и т.д. – содержание соответствующих углеводородов в природном газе;

$(O_{2д})$ – доля кислорода во влажном дутье.

Задача № 52. Рассчитать η_{H_2} исходя из следующих данных. Состав сухого колошникового газа, %: CO_2 – 21; CO – 27; H_2 – 8; CH_4 – 0. Расход дутья – 5200 м³/мин. Содержание кислорода в дутье – 30 %. Влажность дутья – 2 %. Расход природного газа 480 м³/мин., состав 100 % CH_4 . Водородом и азотом кокса пренебречь.

Решение.

Количество азота и водорода, приходящее с дутьем

$$N_{2д} = V_{д.} \cdot (1-\omega)(1-f) = 5200 \cdot (1-0,3) \cdot (1-0,02) = 3567 \text{ м}^3/\text{мин.};$$

$$H_{2д} = V_{д.} \cdot f = 5200 \cdot 0,02 = 104 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Количество водорода от природного газа

$$H_{2п.г.} = V_{п.г.} \cdot 2 = 480 \cdot 2 = 960 \text{ м}^3/\text{мин.};$$

$$g = \frac{N_2}{H_2} = \frac{3567}{104 + 960} = 3,353;$$

$$f = \frac{H_{2к.г.}}{N_{к.г.}} = \frac{8}{100 - 21 - 27 - 8} = 0,182;$$

$$\eta_{H_2} = 1 - g \cdot f = 1 - 3,353 \cdot 0,182 = 0,390.$$

Задача № 53. Состав сухого колошникового газа, %: $CO=25$, $CO_2 = 15$, $N_2 = 52$, метан в газе отсутствует. Расход дутья - 240000 м³/ч. В сухом дутье 26 % O_2 . Влажность дутья 1 %. Расход природного газа - 300 м³/мин., состав – 100 % CH_4 . Расход кокса - 480 кг/т чугуна, содержание в коксе углерода 85 %, водорода – 0,5 %. Азот в коксе отсутствует. КИПО - 0,48 м³·сут./т. Состав чугуна, %: $Si = 0,5$; $Mn = 0,5$; $P = 0,02$; $S = 0,02$. Полезный объём печи - 2000 м³. Определить R_i и R_d .

Решение.

I. Определяется степень использования восстановительной способности водорода.

Приход водорода в печь.

С дутьем вносится $\frac{240000}{60} \cdot 0,01 = 40 \text{ м}^3/\text{мин.}$

С природным газом $300 \cdot 2 = 600 \text{ м}^3/\text{мин.}$

С коксом:

суточная производительность печи $P_{\text{сут}} = 2000/0,48 = 4167 \text{ т};$

минутная производительность печи $P_{\text{мин}} = 4167/1440 = 2,894 \text{ т};$

минутный расход кокса $M_{\text{К мин}} 2,894 \cdot 0,48 = 1,389 \text{ т};$

вносится водорода $1389 \cdot 0,005 \cdot 22,4/2 = 77,8 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Итого вносится водорода $40 + 600 + 77,8 = 717,8 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Приход азота в печь $\frac{240000}{60} \cdot (1 - 0,26) \cdot (1 - 0,01) = 2930 \text{ м}^3/\text{мин.};$

$$g = \frac{2930}{717,8} = 4,028;$$

$$f = \frac{100 - 25 - 15 - 52}{52} = 0,154.$$

Степень использования восстановительной способности водорода

$$\eta_{\text{H}_2} = 1 - g \cdot f = 1 - 4,028 \cdot 0,154 = 0,371.$$

II. Определяется степень непрямого восстановления R_i

$$\beta = \frac{O_{2д}}{N_{2д}} = \frac{\omega \cdot (1 - f) + 0,5 \cdot f}{(1 - \omega) \cdot (1 - f)} = \frac{0,26 \cdot 0,99 + 0,5 \cdot 0,01}{(1 - 0,26) \cdot (1 - 0,01)} = 0,357;$$

$$R_i = \frac{0,5 \cdot \text{CO}_2 + 0,5 \frac{1 - g \cdot f}{g \cdot f} \cdot \text{H}_2}{\text{CO}_2 + 0,5 \cdot \text{CO} + 0,5 \frac{1 - g \cdot f}{g \cdot f} \cdot \text{H}_2 - \beta \cdot \text{N}_2} = \frac{0,5 \cdot 15 + 0,5 \cdot \frac{0,371}{0,629} \cdot 8}{15 + 0,5 \cdot 25 + 0,5 \cdot \frac{0,371}{0,629} \cdot 8 - 0,357 \cdot 52} = 0,873;$$

$$R_d = 1 - R_i = 1 - 0,873 = 0,127.$$

III. Определяется степень прямого восстановления

Количество углерода кокса

$$M_{\text{Cк}} = 480 \cdot 0,85 = 408 \text{ кг/т чугуна.}$$

Количество дутья на единицу чугуна

$$V_d = \frac{240000}{60 \cdot 2,894} = 1382 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Количество кислорода дутья на единицу чугуна

$$V_{\text{O}_{2д}} = V_d \cdot O_{2д} = 1382 \cdot 0,262 = 362 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Количество углерода кокса и природного газа, сжигаемых в фурменной зоне, в расчете на единицу чугуна

$$C_{\phi} = \frac{2 \cdot O_{2д} \cdot 12}{22,4} = \frac{2 \cdot 362 \cdot 12}{22,4} = 388 \text{ кг/т.}$$

Количество углерода природного газа, сжигаемого на фурмах

$$C_{\phi}^{\text{п.г.}} = \frac{300}{2,894} \cdot \frac{12}{22,4} = 55,5 \text{ кг/т.}$$

Количество углерода кокса, сжигаемого на фурмах

$$C_{\phi}^{\text{К}} = 388 - 55,5 = 332,5 \text{ кг/т.}$$

Количество углерода кокса, расходуемое на прямое восстановление

$$C_d = C_{\text{К}} \cdot M_{\text{К}} - C_{\phi}^{\text{К}} - 10 \cdot [\text{C}] = 408 - 332,5 - 40 = 35,5 \text{ кг/т.}$$

Количество углерода кокса, расходуемого на прямое восстановление трудно восстанавливаемых элементов (кремния, марганца, фосфора)

$$C_{\text{д.эл.}} = 5 \cdot \frac{24}{28} + 5 \cdot \frac{12}{55} + 0,2 \cdot \frac{60}{62} = 5,6 \text{ кг/т.}$$

Количество углерода, расходуемого на восстановление оксидов железа

$$C_{\text{д.Фe}} = C_d - C_{\text{д.эл.}} = 35,5 - 5,6 = 29,9 \text{ кг/т.}$$

Количество железа, восстановленного из FeO прямым путем

$$\text{Fe}_d = C_{\text{д.Фe}} \cdot \frac{56}{12} = 29,9 \cdot \frac{56}{12} = 139,5 \text{ кг/т.}$$

$$r_d = \frac{\text{Fe}_d}{\text{Fe}_{\text{общ}}} = \frac{\text{Fe}_d}{1000 - 10 \cdot ([\text{C}] + [\text{Mn}] + [\text{Si}] + [\text{P}] + [\text{S}])} = \frac{139,5}{1000 - 40 - 5 - 5 - 0,2 - 0,2} = 0,147.$$

Задачи для самостоятельного решения

Задача № 54. Показатель Грюнера $\text{CO}_2:\text{CO} = 0,714$. Определить степень использования восстановительной способности CO.

Задача № 55. Удельный расход природного газа составляет $80 \text{ м}^3/\text{т}$ чугуна. Производительность печи равна 3000 т/сутки при расходе дутья $3000 \text{ м}^3/\text{мин}$. Определить часовой расход природного газа и его процент по отношению к дутью.

Задача № 56. Расход дутья $4000 \text{ м}^3/\text{мин}$. В дутье содержится $24,2 \%$ O_2 . Состав сухого колошникового газа, %: $\text{CO}_2 = 15,13$; $\text{CO} = 22,80$; $\text{H}_2 = 6,26$; $\text{CH}_4 = 0,12$. Определить выход колошникового газа.

Задача № 57. Печь объемом 2700 м^3 имеет $\text{КИПО} = 0,5$. Расход дутья $5200 \text{ м}^3/\text{мин}$. В дутье содержится $26,2\%$ O_2 и $2,0\%$ H_2O . Определить количество сгорающего у фурм углерода на единицу чугуна.

Задача № 58. Производительность печи 4200 т/сутки . Расход дутья $4000 \text{ м}^3/\text{мин}$. В дутье содержится 25% O_2 и $1,0 \%$ H_2O . В ходе восстановительных процессов шихта теряет 420 кг кислорода на 1 т чугуна. Степень непрямого восстановления $0,74$. В коксе содержится $86,5 \%$ углерода. Содержание углерода в чугуне $4,4 \%$. Определить удельный расход кокса.

Задача № 59. Удельный расход кокса $M_K = 0,4$ т/т чугуна ($C = 85$ %). Расход природного газа $100 \text{ м}^3/\text{т}$ чугуна. Содержание O_2 в дутье $26,0$ %. Состав чугуна, %: $Si = 0,7$; $Mn = 1,5$; $P = 0,2$; $S = 0,02$; $C = 4,5$. Природный газ содержит 100 % CH_4 . Состав сухого колошникового газа, %: $CO_2 = 18$; $CO = 24$; $H_2 = 6$; $N_2 = 52$. Определить R_d .

Задача № 60. Из оксидов железа восстанавливается 930 кг Fe/т чугуна. При восстановлении из шихты газифицируется 410 кг кислорода на 1 т чугуна. $R_i = 0,68$. Определить расход углерода на прямое восстановление других элементов.

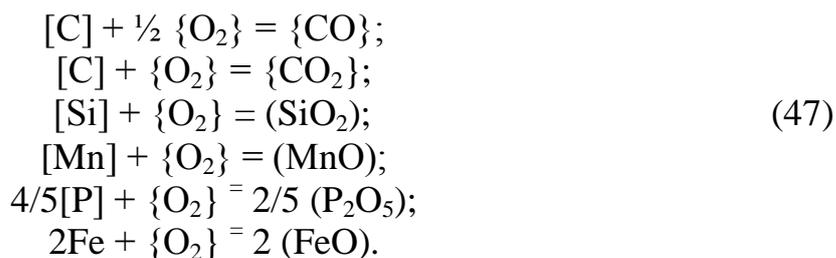
Задача № 61. Из оксидов железа восстанавливается 930 кг Fe/т чугуна. Определить расход углерода на прямое восстановление железа (кг/т чугуна), если степень прямого восстановления железа составляет $0,4$.

Задача № 62. Определить коэффициент использования полезного объема доменной печи емкостью 1013 м^3 при суточной производительности 1930 т.

9 Определение расхода кислорода для продувки жидкого металла

При продувке жидкого металла кислородом (в кислородном конвертере или др. сталеплавильном агрегате) основная масса кислорода расходуется на окисление углерода, марганца, кремния и железа. Поэтому в приближенных расчетах по определению расхода кислорода на продувку потребность его на окисление других примесей металла можно не учитывать.

Потребность в кислороде на реакции окисления примесей определяется в соответствии с уравнениями реакций окисления примесей



Степень удаления примесей при продувке зависит от условий ведения плавки (состава шлака и металла, их температуры) и момента окончания продувки.

Количество окисляющегося углерода зависит от содержания его в исходном металле перед продувкой и в выплавляемой марке стали перед ее раскислением.

Полнота протекания реакций окисления кремния, марганца и фосфора определяется типом процесса, точнее, характером шлака, под которым проводится плавка.

Обычно наблюдаемые значения степени удаления элементов металла при кислородно-конвертерной плавке с верхней продувкой (под основным шлаком) приведены в таблице 5.

Таблица 5 - Степень удаления некоторых элементов из металла при кислородно-конвертерной плавке с верхней продувкой, %

Химический элемент	Степень удаления элемента при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Железо	1,5-2,0	1,0-1,5	0,5-1,0
Кремний	100	100	100
Марганец	80-95	75-80	70-75
Фосфор	90-95	85-90	80-85
Сера	45-50	40-45	35-40

При расчете кислородно-конвертерной плавки стали для условий донной или комбинированной продувки необходимо учитывать изменения в поведении элементов. Так, при донной продувке из-за низкого содержания FeO в шлаке (5-6 %) степень окисления марганца составляет 30-40 %, повышаясь только при продувке до содержаний углерода в металле менее 0,1-0,05 %. При ведении плавки на кусковой извести концентрация фосфора и серы в металле начинает снижаться лишь

при $[C] < 0,1 \%$, что для большинства марок является передувом. При использовании порошкообразной извести нормальный известково-железистый шлак формируется уже в начале продувки, что обеспечивает дефосфорацию при любых концентрациях углерода, как при верхней подаче дутья. При донной подаче дутья с порошкообразной известью возрастает коэффициент распределения серы между шлаком и металлом (при $V = 3-3,5 L_s = 6-10$), и доля серы, переходящей в газовую фазу (15-20 %), поэтому общая степень десульфурации (переход в шлак и газовую фазу) увеличивается и обычно составляет 50-60 % (при верхней подаче дутья 30-50 %).

Поведение примесей металла при продувке кислородом в подовых процессах с основной футеровкой подчиняется тем же закономерностям, что и в конвертерных процессах, с небольшими количественными изменениями, обусловленными спецификой технологии.

При ведении сталеплавильных процессов под кислым шлаком (бессемеровский процесс, кислый мартеновский процесс) поведение примесей металла при продувке кислородом существенно изменяется (кроме углерода и железа, закономерность поведения которых не зависит от типа процесса). Так, в *кислых процессах* активность SiO_2 в шлаке во много раз выше, чем в основных процессах, поэтому остаточное содержание кремния в металле значительно больше и может достигать $>0,4 \%$. Активность закиси марганца в кислом шлаке ниже, чем в основном, поэтому при прочих равных условиях в кислом процессе марганец окисляется легче и более полно – в зависимости от окисленности шлака – до 95 %. Фосфор и сера в кислых процессах удаляются незначительно.

Зная теоретические основы поведения примесей металла в сталеплавильных процессах и окислительные реакции (47), можно приближенно определить расход кислорода для продувки металла.

Задача № 63. Определить расход кислорода при продувке в основном кислородном конвертере с верхней продувкой 1000 кг жидкого чугуна (без скрапа). Химический состав чугуна (таблица 6), %: $C=4,2$; $Mn=0,30$; $Si=0,40$; $S=0,040$; $P=0,015$. Выплавляется сталь 10 следующего химического состава (таблица 7), %: $C=0,10$; $Mn=0,50$; $Si=0,27$; $S=0,040$; $P=0,040$.

Таблица 6 – Химический состав чугуна (%) и основность шлака в конце продувки при кислородно-конвертерной плавке

№ варианта	C	Si	Mn	S	P	B
1	2	3	4	5	6	7
1	4,22	0,48	0,40	0,017	0,055	3,65
2	4,18	0,44	0,50	0,019	0,060	3,45
3	4,26	0,48	0,60	0,020	0,065	3,36
4	4,48	0,59	0,70	0,036	0,070	3,25
5	4,37	0,69	0,80	0,055	0,075	3,15
6	4,12	0,83	0,90	0,050	0,080	2,65
7	4,53	0,92	1,00	0,038	0,085	2,55

Продолжение таблицы 6

1	2	3	4	5	6	7
8	4,36	0,65	0,45	0,033	0,090	3,65
9	4,08	0,62	0,55	0,034	0,100	3,75
10	4,11	0,44	0,65	0,040	0,105	3,85
11	4,33	0,47	0,75	0,037	0,110	3,55
12	4,44	0,54	0,85	0,035	0,115	4,00
13	4,28	0,70	0,95	0,047	0,120	3,80
14	3,90	0,90	1,10	0,066	0,125	3,70
15	3,95	0,55	1,20	0,060	0,130	3,60
16	4,10	0,88	1,30	0,034	0,135	2,50
17	4,15	0,85	1,40	0,031	0,140	2,60
18	4,00	0,77	1,50	0,044	0,150	2,70
19	4,25	0,45	0,35	0,024	0,050	2,80
20	4,30	0,30	0,25	0,022	0,045	2,90
21	4,35	0,60	1,15	0,045	0,040	3,10
22	4,40	0,65	1,25	0,048	0,035	3,20
23	4,45	0,71	1,35	0,042	0,030	3,30
24	4,50	0,75	1,45	0,052	0,025	3,40
25	4,55	0,80	1,55	0,055	0,020	3,50
26	4,20	0,40	0,30	0,040	0,015	3,00

Таблица 7 – Химический состав стали

№ варианта	Марка стали	Содержание элементов, %				
		C	Si	Mn	S	P
1	2	3	4	5	6	7
1	20	0,17-0,25	0,17-0,37	0,35-0,65	0,045	0,040
2	25	0,22-0,30	0,17-0,37	0,50-0,80	0,045	0,040
3	25ГС	0,20-0,29	0,60-0,90	1,20-1,60	0,050	0,050
4	35ГС	0,30-0,40	1,10-1,40	1,10-1,40	0,040	0,040
5	50	0,47-0,55	0,17-0,37	0,50-0,80	0,030	0,030
6	40Г	0,35-0,45	0,17-0,37	0,70-1,00	0,045	0,040
7	A12	0,08-0,16	0,15-0,35	0,60-0,90	0,08-0,20	0,08-0,15
8	A30	0,25-0,35	0,15-0,35	0,70-1,00	0,08-0,15	0,060
9	A40Г	0,35-0,45	0,15-0,35	1,20-1,55	0,18-0,30	0,050
10	60С2	0,57-0,65	1,50-2,00	0,60-0,90	0,040	0,040
11	60СГА	0,56-0,64	1,30-1,80	0,80-1,00	0,030	0,030
12	У7	0,65-0,74	0,15-0,35	0,20-0,40	0,030	0,035
13	14Г	0,12-0,18	0,20-0,40	0,70-1,00	0,049	0,040
14	45	0,42-0,50	0,17-0,37	0,50-0,80	0,030	0,030
15	55ГС	0,52-0,60	0,50-0,80	0,60-0,90	0,045	0,040
16	Ст.5	0,17-0,30	0,12-0,25	0,50-0,80	0,040	0,040
17	У11	1,05-1,14	0,15-0,35	0,15-0,35	0,030	0,035

Продолжение таблицы 7

1	2	3	4	5	6	7
18	15ГС	0,12-0,18	0,70-1,00	0,90-1,30	0,040	0,040
19	70СЗА	0,66-0,74	2,40-2,80	0,60-0,90	0,030	0,035
20	50С2	0,47-0,55	1,50-2,00	0,60-0,90	0,040	0,040
21	09Г2	до 0,12	0,20-0,40	1,40-1,80	0,040	0,040
22	У8Т	0,80-0,90	0,15-0,35	0,35-0,60	0,030	0,035
23	60С2А	0,56-0,64	1,60-2,00	0,60-0,90	0,030	0,030
24	18Г2С	0,14-0,23	0,60-0,90	1,20-1,60	0,050	0,050
25	У12А	1,15-1,24	0,15-0,30	0,15-0,30	0,020	0,030
26	10	0,07-0,15	0,17-0,37	0,35-0,65	0,045	0,040

Решение.

В 1000 кг чугуна содержится, согласно условию задачи, 42 кг углерода, 3 кг марганца, 4 кг кремния, 0,4 кг серы, 0,15 кг фосфора и 950,45 кг железа.

Определяем количество окисляющихся примесей чугуна.

Для получения в заданной марке стали 0,10% углерода необходимо окислить его в количестве

$$g_{[C]} = 4,2 - 0,10 = 4,10 \text{ \% или } 41 \text{ кг.}$$

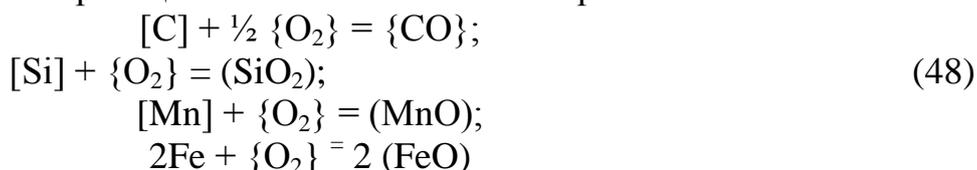
Принимаем, что железа окисляется 1,0%, марганца 70%, а кремний – полностью. Тогда количество окислившихся примесей составит

$$g_{[Fe]} = 1,0 \cdot 950,45 \cdot 0,01 = 9,5 \text{ кг;}$$

$$g_{[Mn]} = 70,0 \cdot 3,0 \cdot 0,01 = 2,1 \text{ кг;}$$

$$g_{[Si]} = 4,0 \text{ кг.}$$

Потребность в кислороде на реакции окисления примесей определяется в соответствии с уравнениями реакций окисления основных примесей



из выражения

$$g_{O_2}^E = g_E \cdot \frac{\nu_{O_2} \cdot m_{O_2}}{\nu_E \cdot m_E}, \quad (49)$$

где $g_{O_2}^E$ – потребность в кислороде на реакции окисления, кг;

g_E – количество удаляемой при продувке примеси, кг;

ν - количество молей реагирующих веществ в соответствии с уравнением реакции окисления, моль;

m - грамм-молекулярная масса реагирующих веществ, грамм/моль.

Используя уравнения реакций (48) и выражение (49), определяем количество кислорода, необходимое для окисления примесей чугуна

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta[\text{C}]} = 41 \cdot \frac{16}{12} = 54,6 \text{ кг};$$

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta[\text{Mn}]} = 2,1 \cdot \frac{16}{55} = 0,7 \text{ кг};$$

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta[\text{Si}]} = 4,0 \cdot \frac{32}{28} = 4,6 \text{ кг};$$

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta[\text{Fe}]} = 9,5 \cdot \frac{16}{56} = 2,7 \text{ кг}.$$

Всего на окисление примесей чугуна расходуется кислорода:

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta\Sigma} = 54,6 + 0,7 + 4,6 + 2,7 = 62,6 \text{ кг}.$$

Потребность в кислороде, выраженная в м³, определяется по расходу кислорода в килограммах с учетом закона Авогадо, согласно которому 1 моль любого газа занимает объем 22,4 л (в нашем случае 1 моль кислорода, имеющий массу 32 г/моль, занимает объем 22,4 литра). Тогда, объемный расход кислорода на реакции окисления можно найти из уравнения:

$$V_{\text{O}_2} = g_{\text{O}_2}^{\Delta\Sigma} \cdot \frac{22,4}{32} = 62,6 \cdot \frac{22,4}{32} = 44 \text{ м}^3. \quad (50)$$

Таким образом, расход кислорода для продувки 1000 кг чугуна составляет 44 м³. При таком расходе кислорода в металле по окончании продувки остается 0,10 % (1 кг) углерода и 0,09 % (0,9 кг) марганца.

Задача № 64. Определить расход кислорода на окисление примесей 1000 кг металлошихты в период завалки и расплавления основной мартеновской плавки (садка печи 500 т) с умеренной продувкой кислородом. Химический состав металлошихты, %: C=2,8; Mn=0,63; Si=0,50; S=0,044; P=0,135. Выплавляется сталь 18Г2С следующего химического состава (таблица 7), %: C=0,15; Mn=0,75; Si=1,35; S=0,050; P=0,050.

Решение.

В 1000 кг металлошихты содержится, согласно условию задачи, 28 кг углерода, 6,3 кг марганца, 5 кг кремния, 0,44 кг серы, 1,35 кг фосфора и 958,91 кг железа.

Определим количество примесей металлошихты в конце периода расплавления.

Содержание углерода и железа

Содержание углерода в металле по расплавлению должно обеспечивать получение металла с заданным содержанием углерода с учетом расхода углерода на проведение доводки и науглеродивания металла при раскислении и легировании стали

$$[\%C]_{\text{распл}} = [\%C]_{\text{раск}} + \Delta[\%C], \quad (51)$$

где $[\%C]_{\text{распл}}$ – содержание углерода в металле по расплавлению, %;
 $[\%C]_{\text{раск}}$ – содержание углерода перед раскислением, %;

$\Delta[\%C]$ - превышение содержания углерода для проведения доводки, %.

Содержание углерода в металле перед раскислением, дано в задании и составляет $[C]_{\text{раск}} = 0,15$ %.

Уменьшение концентрации углерода в отдельные периоды плавки может изменяться в широких пределах $\Delta[C] = 0,2-1,0$ % в зависимости от вместимости печи, принятого технологического режима плавки и т. д. Минимальное превышение содержания углерода в металле для проведения периода доводки принимаем согласно данным таблицы 8.

Таблица 8 – Уменьшение концентрации углерода в период доводки

Режим продувки ванны кислородом	Емкость печи, т		
	200-300	400-600	900
Без продувки	0,35	0,30	0,25
Умеренная продувка	0,60	0,40	0,30
Интенсивная продувка	0,80	0,60	0,50

Для умеренной продувки 500 т плавки минимальное уменьшение концентрации углерода в период доводки $\Delta[C]$ составляет 0,4 %. Принимаем $\Delta[C] = 0,7$ %.

Тогда $[\%C]_{\text{распл}} = [\%C]_{\text{раск}} + \Delta[\%C] = 0,15 + 0,70 = 0,85$ %.

Количество оксидов железа в шлаке первого периода мартеновской плавки достигает 30-40 % и по его окончании составляет более 20 %. Однако основным источником оксидов железа шлака первого периода являются твердые окислители, подаваемые в завалку. Поэтому можно принять количество окисляющегося железа металлошихты 1 %.

Содержание кремния

При основном процессе кремний в первом периоде плавки окисляется полностью до следов. Поэтому $[\%Si]_{\text{распл}} = 0$.

Содержание марганца

В зависимости от содержания марганца в шихте, интенсивности продувки ванны кислородом в период плавления и режима спуска шлака остаточное содержание марганца в металле по расплавлению составляет 10-20 % от его среднего содержания в металлошихте.

При умеренной продувке ванны кислородом ($7 \cdot 10$ м³/т·ч) и обильном спуске шлака в период плавления (более 50 % от образовавшегося) принимаем остаточное содержание марганца равным 18 % от его средних значений в металлошихте.

Тогда $[Mn]_{\text{распл}} = [Mn]_{\text{шихт}} \cdot 18 \cdot 0,01 = 0,630 \cdot 18 \cdot 0,01 = 0,11$ %.

Определим количество окисляющихся примесей металлошихты.

Для получения в стали по расплавлению 0,85 % углерода необходимо окислить его в количестве

$g_{[C]} = 2,8 - 0,85 = 1,95$ % или 19,5 кг.

Поскольку железа окисляется 1,0 %, марганца 82 %, а кремний – полностью, количество окислившихся примесей составит

$g_{[Fe]} = 1,0 \cdot 958,91 \cdot 0,01 = 9,6$ кг;

$$g_{[\text{Mn}]} = 82,0 \cdot 6,3 \cdot 0,01 = 5,2 \text{ кг};$$

$$g_{[\text{Si}]} = 5,0 \text{ кг}.$$

Потребность в кислороде на реакции окисления примесей определяется в соответствии с уравнениями реакций окисления основных примесей (48) из выражения (49) – см. задачу №63.

Используя уравнения реакций (48) и выражение (49), определяем количество кислорода, необходимое для окисления примесей чугуна

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta[\text{C}]} = 19,5 \cdot \frac{16}{12} = 26,0 \text{ кг};$$

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta[\text{Mn}]} = 5,2 \cdot \frac{16}{55} = 1,5 \text{ кг};$$

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta[\text{Si}]} = 5,0 \cdot \frac{32}{28} = 5,8 \text{ кг};$$

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta[\text{Fe}]} = 9,6 \cdot \frac{16}{56} = 2,7 \text{ кг}.$$

Всего на окисление примесей чугуна расходуется кислорода

$$g_{\text{O}_2}^{\Delta\Sigma} = 26,0 + 1,5 + 5,8 + 2,7 = 36 \text{ кг}.$$

Потребность в кислороде, выраженная в м³, определяется из уравнения (50)

$$V_{\text{O}_2} = g_{\text{O}_2}^{\Delta\Sigma} \cdot \frac{22,4}{32} = 36 \cdot \frac{22,4}{32} = 25,2 \text{ м}^3.$$

Таким образом, расход кислорода на окисление примесей 1000 кг металлошихты в период завалки и расплавления основной мартеновской плавки составляет 25,2 м³. При таком расходе кислорода в металле по расплавлению остается 0,85 % (8,5 кг) углерода и 0,11 % (1,1 кг) марганца.

10 Определение расхода твердых окислителей в завалку скрап-рудного процесса

Расход твердых окислителей (железной руды) определяется разностью между общим количеством кислорода, необходимым на окисление примесей металла и части железа (окисленного железа, поступающего в шлак и дымовые газы), и количеством кислорода, поступающим в ванну из атмосферы печи и из вдуваемого в ванну окислительного газа (если применяется продувка жидкого металла в периоды плавления и доводки или обдувка скрапа в период прогрева).

Расход твердых окислителей в завалку при скрап-рудном процессе в зависимости от расхода чугуна и количества кислорода, поступающего в ванну из газообразных источников, колеблется в пределах 5- 20 % от металлической шихты.

При продувке ванны кислородом в период плавления количество руды в завалку можно приближенно определить из выражения (на 100 кг металлошихты)

$$M_p^{\text{зав}} = \frac{100}{O_{2,p}} \cdot K_1 \cdot (M_o^{\text{ших}} - M_o^{\text{атм}}), \quad (52)$$

где $M_p^{\text{зав}}$ – количество руды в завалку, кг;

$O_{2,p}$ – содержание кислорода в твердых окислителях (руде), %;

K_1 - коэффициент, учитывающий интенсивность продувки ванны кислородом в период плавления, равный 0-1 ($K_1 = 0$, если количество руды в завалку равно нулю при продувке кислородом с высокой интенсивностью; $K_1 = 1$, если продувка ванны кислородом не производится);

$M_o^{\text{ших}}$ – количество кислорода, необходимое для окисления примесей металлошихты в первом периоде плавки, кг;

$M_o^{\text{атм}}$ – количество кислорода, поступающего в металл из атмосферы печи в первом периоде плавки, кг.

Количество кислорода, необходимое для окисления примесей металлошихты в первом периоде плавки определяется исходя из исходного состава металлошихты, условий проведения плавки и закономерностей поведения примесей. Методика определения $M_o^{\text{ших}}$ более подробно рассмотрена при решении задачи № 64.

Количество кислорода, поступающего в металл из атмосферы печи в первом периоде плавки определяется из уравнения

$$M_o^{\text{атм}} = 0,1 \cdot \frac{\mu}{\eta} \cdot \tau_{\text{пл}}, \quad (53)$$

где μ – среднее удельное поступление кислорода в ванну из газовой фазы печи за период заливки чугуна и плавления шихты, кг/м²·ч;

η – удельная нагрузка на под печи, равная емкости печи, деленной на площадь пода, т/м²;

$\tau_{\text{пл}}$ – продолжительность периодов заливки чугуна и плавления, зависящая от удельной нагрузки на под печи, интенсивности продувки, калорийности топлива, ч.

Среднее удельное поступление кислорода в ванну из газовой фазы печи за период заливки чугуна и плавления шихты μ обычно составляет 5-20 кг/м²·ч.

Для определения удельной нагрузки на под печи используем данные о соотношении емкости и площади пода печей, приведенные в таблице 9.

Таблица 9 – Площадь пода печей различной вместимости

Емкость печи, т	200	250	380	500	600	900
Площадь пода, м ²	70	77	95	105	110	160

Продолжительность периодов заливки чугуна и плавления выбираем в зависимости от удельной нагрузки на под печи по данным таблицы 10.

Таблица 10 – Продолжительность периодов заливки чугуна и плавления

Удельная нагрузка на под печи, т/м ²	2,0	3,0	4,0	4,5	5,0	5,5
Продолжительность периодов заливки чугуна и плавления, ч	1,2-1,8	1,4-2,2	1,8-2,7	1,0-3,0	2,2-3,2	2,4-3,4

Содержание кислорода в руде определяем по данным о ее химическом составе, учитывая, что 1/3 Fe₂O₃ руды в процессе плавления диссоциирует до FeO, а выделившийся при этом кислород улетучивается, не принимая участия в окислении примесей шихты

$$O_{2,p} = \frac{2}{3} Fe_2O_3 \cdot \frac{48}{160} + FeO \cdot \frac{16}{72}, \quad (54)$$

где $O_{2,p}$ – содержание кислорода в руде, %;

Fe₂O₃ и FeO – содержания соответствующих соединений в руде, %

Задача № 65. Определить расход руды в завалку основной мартеновской плавки скрап-рудным процессом. Садка печи – 500 т. Расчет вести по условиям задачи №64 на окисление примесей 1000 кг металлошихты. Состав руды (твердого окислителя), %: Fe₂O₃ – 78,9; FeO – 1,6.

Решение.

Исходя из условий задачи и особенностей проведения первого периода мартеновской плавки можно принять следующее:

- количество кислорода, необходимое для окисления примесей металлошихты в первом периоде плавки из задачи № 64 – 36 кг на 1000 кг металлошихты;

- для умеренной интенсивности продувки 7-10 м³/ т·ч, принимаем величину $K_1 = 0,45$;

- среднее удельное поступление кислорода в ванну из газовой фазы печи за период заливки чугуна и плавления шихты μ принимаем равным 9,5 кг/м² ч;

- при садке печи 500 т удельная нагрузка на под составляет $\eta \approx 5$ т/м².

- для удельной нагрузки 5 т/м² и умеренной продувки ванны принимаем $\tau_{пл} = 2,7$ ч.

Воспользовавшись принятыми допущениями и результатами решения задачи № 64, по уравнениям 51-53 определяем

- содержание кислорода в руде

$$O_{2,p} = \frac{2}{3} \cdot 78,9 \cdot \frac{48}{160} + 1,6 \cdot \frac{16}{72} = 16,14 \%;$$

- количество кислорода, поступающего в металл из атмосферы печи

$$M_{O}^{атм} = 0,1 \cdot \frac{\mu}{\eta} \cdot \tau_{пл} = 0,1 \cdot \frac{9,5}{5} \cdot 2,7 = 0,513 \text{ кг};$$

- расход руды в завалку

$$M_p^{зав} = \frac{100}{16,14} \cdot 0,45 \cdot (3,6 - 0,513) = 8,6 \text{ кг на } 100 \text{ кг металлошихты.}$$

Поскольку расчет ведется на 1000 кг металлошихты, расход руды в завалку составит 86 кг.

11 Определение количества и состава шлака

Шлак, является неизбежным побочным продуктом любого современного способа производства стали в открытых агрегатах. По своему химическому составу сталеплавильные шлаки состоят из большого количества оксидов различных металлов.

Присутствие шлаков в сталеплавильных процессах играет как положительную, так и отрицательную роль. Положительное значение шлаков состоит в способности поглощать фосфор (*дефосфорация*) и серу (*десульфурация*) из металла.

В подовых процессах, т. е. в процессах, осуществляемых в мартеновских, двухванных и электродуговых печах, положительная роль шлаков выражается также в защите металла от поступающих из атмосферы печи вредных примесей, главным образом газов.

Отрицательное значение шлаков в основном выражается в следующем:

- 1) разрушающем действии на футеровку агрегата;
- 2) увеличении потери (угара) полезных примесей в процессе окислительного рафинирования, а также раскисления и легирования;
- 3) увеличении потери железа в виде оксидов и корочек, содержащихся в шлаке. Указанные отрицательные действия шлаков на ход и результаты плавки в той или иной степени проявляются в любых сталеплавильных процессах. Установление оптимального шлакового режима плавки должно означать обеспечение возможно большего проявления положительной их роли и меньшего - отрицательной.

Под шлаковым режимом принято понимать совокупность состава, свойств и количество шлака. Основные физико-химические свойства шлаков определяются содержанием в них ограниченного количества оксидов, главными из которых являются CaO, FeO, MnO, MgO (основные), SiO₂, P₂O₅ (кислотные), Al₂O₃, Fe₂O₃ (амфотерные). В зависимости от того, какие оксиды преобладают, шлаки бывают основные и кислые.

Химические свойства шлаков зависят от соотношения концентрации основных и кислотных оксидов. В кислых шлаках эти свойства определяются степенью преобладания кислотных оксидов над основными, которая называется кислотностью. В основных шлаках химические свойства определяются степенью преобладания основных оксидов над кислотными, которая называется основностью.

Чаще всего в качестве показателя основности принимают соотношение

$$B = \frac{(\text{CaO})}{(\text{SiO}_2)}, \quad (54)$$

где (CaO) и (SiO₂) – содержания CaO и SiO₂ в шлаке, %.

С целью оптимизации шлакового режима плавки, то есть максимизации положительной роли шлака при минимальном проявлении отрицательных последствий, используют *принципы установления оптимального шлакового режима плавки*:

1 Оптимальный шлаковый режим достигается одновременным изменением и химического состава (основности), и количества шлака.

2 Если по условиям ведения плавки (высокое качество исходного сырья, умеренные требования к качеству стали и т.п.) нет необходимости в специальных мерах для удаления из металла серы или фосфора, то основность шлака должна обеспечивать предотвращение чрезмерного разрушающего действия шлака на футеровку агрегата. Для выполнения этого требования достаточно иметь основность конечного шлака 2,2-2,4.

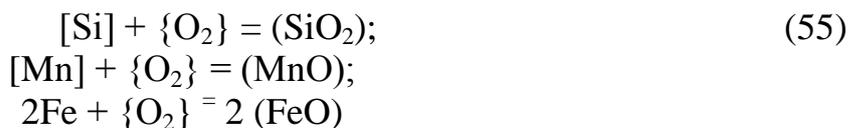
3 Если по ходу плавки требуется принятие специальных мер для удаления серы и фосфора, то основность шлака должна обеспечивать максимальное поглощение шлаком этих примесей. Этому требованию соответствуют конечные шлаки с основностью 2,7-3,3 в мартеновском процессе и 3,0-4,0 в кислородно-конвертерном процессе.

4 Если за счет повышения основности шлака не удастся провести рафинирование металла, прибегают к увеличению его количества, путем «скачивания» отработанного шлака и «наведения» нового шлака. Поскольку наведение дополнительного шлака удлиняет плавку и ведет к дополнительным потерям металла, стараются вести процесс в одношлаковом режиме.

Задача № 66. Рассчитать состав и количество шлака ($g_{\text{шл}}$), образующегося при окислении примесей чугуна. Основность шлака (таблица 6) в конце продувки $V=3$. Химический состав чугуна приведен в задаче № 63, (таблица 6). В расчетах принять, что суммарное содержание MgO , Al_2O_3 , Fe_2O_3 и P_2O_5 составляет 20 % от общего количества шлака, остальные 80 % приходятся на долю CaO , SiO_2 , MnO и FeO (таблица 11).

Решение.

Количество оксидов, образующихся в результате окисления примесей чугуна, и переходящих в состав шлака, определяется в соответствии с уравнениями реакций окисления примесей



из выражения

$$g_{EO} = g_E \cdot \frac{\nu_{EO} \cdot m_{EO}}{\nu_E \cdot m_E}, \text{ кг}, \quad (56)$$

где g_{EO} – количество оксидов, образующихся в результате окисления примесей чугуна, кг;

g_E – количество удаляемой при продувке примеси, кг;

ν – количество молей реагирующих веществ в соответствии с уравнением реакции окисления, моль;

m – грамм-молекулярная масса реагирующих веществ, грамм/моль.

Таблица 11 – Химический состав конвертерного шлака

№ варианта	$\Sigma(\text{SiO}_2 + \text{MnO} + \text{FeO} + \text{CaO}), \%$	$\Sigma(\text{MgO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{P}_2\text{O}_5), \%$	№ варианта	$\Sigma(\text{SiO}_2 + \text{MnO} + \text{FeO} + \text{CaO}), \%$	$\Sigma(\text{MgO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{P}_2\text{O}_5), \%$
1	85,5	14,5	14	79,5	20,5
2	86	14	15	79	21
3	78,5	21,5	16	78	22
4	77,5	22,5	17	77	23
5	76,5	23,5	18	76	24
6	75,5	24,5	19	75	25
7	74,5	25,5	20	74	26
8	73,5	26,5	21	85	15
9	84,5	15,5	22	84	16
10	83,5	16,5	23	83	17
11	82,5	17,5	24	82	18
12	81,5	18,5	25	81	19
13	80,5	19,5	26	80	20

Используя данные о количестве окисляющихся примесей из задачи № 63, определяем количество образующихся оксидов по уравнению 56

$$g_{\text{MnO}} = 2,1 \cdot \frac{71}{55} = 2,7 \text{ кг};$$

$$g_{\text{SiO}_2} = 4,0 \cdot \frac{60}{28} = 8,6 \text{ кг};$$

$$g_{\text{FeO}} = 9,5 \cdot \frac{72}{56} = 12,2 \text{ кг}.$$

Содержание оксида кальция в шлаке можно определить, исходя из заданной основности шлака

$$B = \frac{g_{\text{CaO}}}{g_{\text{SiO}_2}} = 3.$$

$$\text{Откуда } g_{\text{CaO}} = 3,0 \cdot g_{\text{SiO}_2} = 3,0 \cdot 8,6 = 25,8 \text{ кг}.$$

Суммарное количество оксидов, образующихся при окислении примесей чугуна и растворении извести, составляет

$$\Sigma(g_{\text{MnO}} + g_{\text{SiO}_2} + g_{\text{FeO}} + g_{\text{CaO}}) = 2,7 + 8,6 + 12,2 + 25,8 = 49,3 \text{ кг}.$$

На долю указанного выше количества оксидов по условию задачи приходится 80% общей массы шлака. Тогда общее количество шлака будет составлять

$$g_{\text{шл}} = \frac{49,3 \cdot 100}{80} = 61,62 \text{ кг}.$$

Определяем процентное содержание в шлаке диоксида кремния, оксидов марганца, кальция и железа

$$(\text{SiO}_2) = \frac{8,6 \cdot 100}{61,62} = 13,96 \% ; \quad (\text{MnO}) = \frac{2,7 \cdot 100}{61,62} = 4,38 \% ;$$

$$(\text{FeO}) = \frac{12,2 \cdot 100}{61,62} = 19,80 \% ; \quad (\text{CaO}) = \frac{25,8 \cdot 100}{61,62} = 41,86 \% .$$

Подтверждением правильности работы является выполнение условия задачи, в котором

$$\Sigma(\text{SiO}_2 + \text{MnO} + \text{FeO} + \text{CaO}) = 13,96 + 4,38 + 19,8 + 41,86 = 80,0 \% .$$

Остальные 20 % приходятся на долю оксидов MgO, Al₂O₃, Fe₂O₃ и P₂O₅, определение каждого из которых по условию задачи не требовалось.

12 Определение расхода извести при кислородно-конвертерной плавке

Для обеспечения необходимой основности шлака в качестве флюса в шихте кислородно-конвертерной плавки используется свежееобожженная известь.

Основность шлака регулируется в соответствии с температурой. В конце плавки она должна быть не менее 2,5 (во избежание повышенного износа футеровки), а в начале плавки может быть значительно ниже (1,0 и менее). Для обеспечения глубокой степени дефосфорации и десульфурации основность шлака в конце плавки должна быть 3,5-4,0.

Известь присаживают в виде кусков или вдувают в металл в порошкообразном состоянии. Общий расход извести составляет 5-8 % от массы плавки; его определяют расчетом так, чтобы обеспечивалась требуемая основность шлака. Обычные пределы колебания основности: 2,5-3,0 при переделе низкофосфористых и малосернистых чугунов в рядовые марки стали; 3,2-4,0 при переделе обычных чугунов в качественную сталь, а также высокофосфористых и высокосернистых чугунов в рядовую сталь. При возрастании основности значительно выше 4,0 шлаки становятся гетерогенными, их химическая активность снижается и возникает необходимость увеличения расхода плавикового шпата, являющегося основным разжижителем шлака в конвертерах. Расход плавикового шпата обычно составляет 0,15-3 % и иногда достигает 1 %.

Расход извести определяют по формуле

$$g_{\text{изв}} = \frac{100 \cdot (B \cdot g_{\text{SiO}_2} - g_{\text{CaO}})}{\Phi_{\text{изв}}} , \quad (57)$$

где $g_{\text{изв}}$ – расход извести, кг;

B – основность шлака по отношению CaO/SiO₂;

g_{SiO_2} – поступление в шлак SiO₂ из всех источников, кроме извести, кг;

g_{CaO} – то же для CaO металлошихты, кг;

$\Phi_{\text{изв}}$ – флюсующая способность извести, %.

Флюсующая способность извести, то есть содержание в извести свободного CaO, способного участвовать в ошлаковании SiO₂ от окисления кремния металлошихты, зависит от состава флюса и определяется из выражения

$$\Phi_{\text{изв}} = (\text{CaO})_{\text{изв}} - B \cdot (\text{SiO}_2)_{\text{изв}}, \quad (58)$$

где $(\text{CaO})_{\text{изв}}$ и $(\text{SiO}_2)_{\text{изв}}$ – содержание соответствующих соединений в извести, %.

Задача № 67 Определить расход извести ($g_{\text{изв}}$) для ведения плавки в основном кислородном конвертере, используя условия задач № 63 и 66. Химический состав извести: $\text{CaO}=85\%$, $\text{MgO}=3\%$, $\text{SiO}_2=4\%$, остальные примеси – 8% .

Решение.

Известно, что основность шлака в конце продувки $B=3,0$, а количество образующихся при окислении 1000 кг чугуна оксидов составляет: $g_{\text{SiO}_2} = 8,6$ кг, $g_{\text{CaO}} = 0$ кг/1000 кг чугуна.

По известному составу извести находим его флюсующую способность по уравнению (58)

$$\Phi_{\text{изв}} = 85 - 3,0 \cdot 4,0 = 73\%.$$

Тогда, количество необходимой для наведения шлака основностью $B=3,0$ извести будет равно

$$g_{\text{изв}} = \frac{100 \cdot (3,0 \cdot 8,6 - 0)}{73} = 35,25 \text{ кг.}$$

Однако, приведенный расчет не учитывает участие в шлакообразовании неметаллических материалов. Данные о количестве и составе неметаллических материалов, обычно наблюдаемые в производственной практике, приведены в таблице 12.

Таблица 12 - Количество и состав неметаллических материалов, используемых в классической технологии конвертерной плавки

Материал	Расход на плавку, %	Содержится в материале, %						Итого
		CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	П.п.п.	Проч.	
Известь	4,0-11,0	80-92	1-5	-	-	5-10 ^{*1}	5-15	100
Плавиновый шпат	0,1-0,4	0-5	3-20	-	-	-	75-95 ^{*2}	100
Твердый окислитель	0,0-1,5	1-14	4-12	58-90	1-18	-	5-10	100
Футеровка конвертера	0,2-1,0	15-65	1-5	1-2	-	2-20 ^{*3}	40-80	100
Миксерный шлак	0,2-2,0	25-35	30-40	0-1,5	5-7	-	10-25	100

^{*1} – потери при прокаливании (П.п.п.) извести состоят в основном из CO₂, образующегося при разложении недообожженного известняка.
^{*2} – основным компонентом плавинового шпата является CaF₂.
^{*3} – содержание углерода в огнеупорном материале.

13 Определение расхода раскислителей и легирующих

Заключительной операцией процесса выплавки стали является ее раскисление и легирование.

Раскислением называют снижение содержания кислорода в металле или перевод его в менее вредное состояние. Эта операция является обязательной при выплавке всех марок сталей.

Легирование является не обязательной операцией и применяется при выплавке специальных (легированных) марок сталей с целью придания им определенных свойств.

Для раскисления и легирования применяют сплавы, состоящие из железа и элемента-раскислителя (ферросплавы), а также некоторые металлы в технически чистом виде и углеродсодержащие материалы.

Целью раскисления является снижение содержания кислорода, растворенного в металле, до уровня, обеспечивающего определенную структуру слитка. По степени раскисленности различают спокойную, полуспокойную и кипящую сталь, причем судят о ней в производственных условиях по содержанию элементов-раскислителей в готовой стали, которое задается стандартами для каждой марки стали.

Раскисление кипящей стали проводится самым слабым раскислителем – марганцем, который обычно вводят в металл в виде ферромарганца в количестве, обеспечивающем получение требуемого содержания марганца в металле.

Раскисление полуспокойной стали проводят двумя элементами – марганцем и кремнием, причем оптимальная степень раскисленности металла, при которой слиток имеет наилучшую структуру, обеспечивается при содержании в металле 0,07-0,12 % Si. Для раскисления в полуспокойную сталь при выпуске вводят ферромарганец и ферросилиций, а также силикомарганец.

Раскисление спокойной стали проводят наиболее полно, что достигается введением в металл трех элементов – марганца, кремния и алюминия. Расход марганца и кремния выбирается так, чтобы остаточное содержание этих элементов в металле после раскисления находилось в пределах, установленных для выплавляемой стали. Расход алюминия следует выбирать по данным таблицы 13.

Таблица 13 - Расход алюминия на раскисление стали

Показатель	Содержание углерода перед раскислением, %		
	0,05-0,10	0,11-0,20	более 0,20
Расход алюминия, г/т	350	300	250

Таким образом, самым распространенным раскислителем, применяемым при производстве всех марок сталей, является марганец. Вторым по распространенности раскислителем, применяемым при выплавке полуспокойных и спокойных сталей, является кремний. Одним из лучших раскислителей является алюминий.

Из других раскислителей следует отметить ванадий, титан, кальций, цирконий, редкоземельные металлы и др. Эти раскислители являются дорогими и де-

фицитными материалами, поэтому их используют при производстве сталей специального назначения.

В качестве легирующих элементов используют названные выше, а также хром, никель, молибден, медь, вольфрам и др., которые вводят в металл также или в виде ферросплавов или в технически чистом виде.

Практикой выработался определенный режим введения раскислителей в ковш, обеспечивающий наиболее полное их усвоение. Требования к введению раскислителей в ковш сводятся к следующим основным положениям:

1. Наиболее полное растворение раскисляющих добавок в металл происходит в том случае, если они вводятся в металл равномерно или небольшими порциями в период, когда количество металла в ковше возрастает от 20 до 50 %.

2. Сначала в металл вводится марганец, имеющий относительно невысокое сродство к кислороду, затем кремний и в последнюю очередь алюминий, являющийся наиболее сильным раскислителем.

3. При расчете расхода ферросплавов для раскисления и легирования необходимо учитывать остаточное содержание в металле после продувки тех элементов, которые вносятся ферросплавами, а также учитывать их угар.

Расход ферросплавов определяется по формуле

$$g_{\phi} = \frac{100 \cdot g_{\text{м}} \cdot ([E]_{\text{с}} - [E]_{\text{м}})}{[E]_{\phi} \cdot (100 - U_{\text{е}})}, \quad (59)$$

где g_{ϕ} – расход ферросплава, кг;

$g_{\text{м}}$ – масса металла перед выпуском, кг;

$[E]_{\text{с}}$ – среднее содержание элемента (марганца или кремния) в заданной марке стали, %;

$[E]_{\text{м}}$ – остаточное содержание элемента в металле в конце продувки, %;

$[E]_{\phi}$ – содержание элемента в ферросплаве, %;

$U_{\text{е}}$ – угар элемента при раскислении, %.

Угары ведущих элементов ферросплавов при раскислении и легировании следует выбирать по данным таблицы 14.

Таблица 14 - Угар ведущего элемента при раскислении стали в ковше

Ведущий элемент ферросплава	Угар элемента ферросплава при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Марганец	25-35	20-30	15-20
Кремний	30-40	25-35	20-25
Хром*	15-20	10-15	8-10
Ванадий*	20-25	15-20	10-15
Фосфор, сера*	20-35		
Углерод*	30-50		
Никель, медь*	0		
Алюминий*	100 / 10-20**		

* угар легирующего элемента после предварительного раскисления марганцем и кремнием;
 ** в числителе - при раскислении, в знаменателе – легировании.

При введении раскислителей в металл масса жидкой стали увеличивается. Это увеличение необходимо учитывать при расчете расхода последующих раскислителей и легирующих добавок. После расчета расхода каждого из ферросплавов и легирующих добавок, определяется количество внесенных данным материалом элементов в металл и количество продуктов раскисления.

Задача № 68. Определить расход ферросплавов (ферромарганца и ферросилиция) при выплавке стали 10 в основном кислородном конвертере, используя данные задачи № 63.

Решение.

Химический состав раскислителей, наиболее широко применяемых в промышленности, приведен в таблице 15.

Таблица 15 - Химический состав раскислителей

Ферросплав	C, %	Mn, %	Si, %	Cr, %	Al, %	S, %	P, %	Ni, %	Cu, %	V, %
A5	0	0,03	0,3	0,03	99,5	0	0	0,03	0,02	0
A6	0	0,03	0,4	0,03	99,6	0	0	0,03	0,01	0
AB86	0	0,03	5	0	86	0	0	0,03	4	0
AB88	0	0,03	4	0	88	0	0	0,03	4	0
AB92	0	0,03	1	0	92	0	0	0,03	3	0
AB97	0	0,03	1	0	97	0	0	0,03	0,1	0
CMн14	2,5	65	15,5	0	0	0,03	0,2	0	0	0
CMн17	1,7	65	18,5	0	0	0,03	0,1	0	0	0
CMн26	1,0	65	26,0	0	0	0,03	0,1	0	0	0
ФС25	0,8	0,9	25,0	0,6	1	0,03	0,06	0	0	0
ФС45	0,2	0,6	45,0	0,5	2	0,03	0,05	0	0	0
ФС65	0,10	0,4	65,5	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС75	0,05	0,3	74-80	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС90	0	0,2	90,0	0,3	3,0	0,02	0,03	0	0	0
MP1	0,08	97	0,7	0	0	0	0,05	0	0	0
MP2	0,18	96	1,7	0	0	0	0,05	0	0	0
MH7	7	70	0,9	0	0	0,03	0,35	0	0	0
MH6	7	72,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
MH5	7	75,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
FMн0,5	0,5	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
FMн1	1	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
FMн1,5	1,5	90	2,5	0	0	0,03	0,3	0	0	0
FMн75	7	75	2	0	0	0,03	0,45	0	0	0
FMн75K	7	76	1	0	0	0,03	0,45	0	0	0
FMн78K	7	80	1	0	0	0,03	0,35	0	0	0

Для раскисления стали в ковше используем ферромарганец FMн75 с содержанием марганца 75 % и ферросилиций ФС75 с содержанием кремния 77 %.

Известно (из задачи № 63), что в результате продувки 1000 кг чугуна количество окислившихся примесей составило:

$$g_{[C]} = 41 \text{ кг};$$

$$g_{[Fe]} = 9,5 \text{ кг};$$

$$g_{[Mn]} = 2,1 \text{ кг};$$

$$g_{[Si]} = 4,0 \text{ кг}.$$

Тогда из 1000 кг чугуна после продувки осталось 943,4 кг металла, содержащего, приблизительно, 0,09 % марганца, 0,10 % углерода, кремний отсутствует, так как полностью окислился, остальное железо.

Для получения в заданной марке стали среднего по химическому составу содержания кремния (0,27 %) и марганца (0,50 %) в нее необходимо ввести кремний и марганец из ферросплавов.

Приняв по таблице 10 угар марганца при раскислении 30 %, а угар кремния 25 %, определяем расход ферромарганца по уравнению (15)

$$g_{\text{ФМн}} = \frac{100 \cdot 943,4 \cdot (0,50 - 0,09)}{75 \cdot (100 - 30)} = 7,37 \text{ кг}.$$

Угар марганца из ферромарганца составит

$$g_{\text{Мн}}^{\text{ок}} = 7,37 \cdot \frac{75}{100} \cdot \frac{30}{100} = 1,66 \text{ кг}.$$

Если считать, что остальные компоненты ферромарганца полностью усваиваются металлом, то в результате введения в металл 7,37 кг ферромарганца, количество металла увеличится на $7,37 - 1,66 = 5,71$ кг, и составит $943,4 + 5,71 = 949,11$ кг.

Расход ферросилиция составит

$$g_{\text{ФС}} = \frac{100 \cdot 949,11 \cdot (0,27 - 0,0)}{77 \cdot (100 - 25)} = 4,44 \text{ кг}.$$

Угар кремния из ферросилиция составит

$$g_{\text{Si}}^{\text{ок}} = 4,44 \cdot \frac{77}{100} \cdot \frac{25}{100} = 0,85 \text{ кг}.$$

Если считать, что остальные компоненты ферросилиция полностью усваиваются металлом, то в результате введения в металл 4,44 кг ферросилиция, количество металла увеличится на $4,44 - 0,85 = 3,59$ кг, и составит $949,11 + 3,59 = 952,7$ кг.

Всего в результате раскисления и легирования в металл переходит примесей ферромарганца и ферросилиция в количестве

$$\Sigma g_{\text{фер}}^{\text{пр.}} = 5,71 + 3,59 = 9,3 \text{ кг}.$$

14 Определение выхода годного металла после продувки и выхода годной стали после раскисления

В процессе продувки металла в конвертере происходят неизбежные его потери, которые состоят из угара элементов металлической части шихты при их окислении, потерь металла при выбросах из конвертера (2-3 %), потерь при испарении железа (0,8-1,2 %) и в виде корольков железа в шлаке (3-5 %).

Для определения массы годного жидкого металла после продувки необходимо из общего количества загружаемой в конвертер металлической шихты вычесть суммарное количество всех потерь при продувке

$$g_M = g_{\text{ших}} - g_{\text{пот}}, \quad (60)$$

где g_M – масса годного жидкого металла, кг;

$g_{\text{ших}}$ – общее количество загружаемой в конвертер металлической шихты, кг;

$g_{\text{пот}}$ – суммарное количество всех потерь при продувке, кг.

Выход годного жидкого металла после продувки определяется как отношение массы годного жидкого металла к общему количеству загружаемой в конвертер металлической шихты (чугуна и скарпа):

$$G_M = \frac{g_M}{g_{\text{ших}}} \cdot 100\%, \quad (61)$$

где G_M – выход годного жидкого металла после продувки, кг.

При раскислении металла масса готовой стали увеличивается за счет количества примесей вносимых в нее ферросплавами. В связи с этим увеличивается выход годной жидкой стали после ее раскисления.

Задача № 69. Определить выход годного жидкого металла после продувки в конвертере 1000 кг жидкого чугуна и выход годной стали после раскисления в ковше при получении стали 10, используя данные задачи № 63 и № 68.

Решение.

Известно (из задачи № 63), что в результате продувки 1000 кг чугуна окисляется 41 кг углерода, 9,5 кг железа, 2,1 кг марганца и 4,0 кг кремния.

Принимаем, что при выбросах из конвертера во время продувки теряется 2 % металла (20 кг), испаряется 1 % железа (9,5 кг) и теряются в виде корольков 3 % металла (30 кг).

Общие потери при продувке составляют

$$g_{\text{пот}} = 41 + 2,1 + 4 + 9,5 + 20 + 9,5 + 30 = 116,1 \text{ кг.}$$

Остается в конвертере жидкого металла

$$g_M = g_{\text{ших}} - g_{\text{пот}} = 1000 - 116,1 = 883,9 \text{ кг.}$$

Выход годного жидкого металла после продувки 1000 кг чугуна составляет

$$G_M = \frac{883,9}{1000} \cdot 100\% = 88,39\%.$$

Известно, что при раскислении (задача № 68) в металл переходит из ферросплавов 9,3 кг примесей. Тогда масса готовой жидкой стали составит:

$$g_{ст} = g_M + \Sigma g_{фер}^{пр} = 883,9 + 9,3 = 893,2 \text{ кг.}$$

Выход годной жидкой стали 10 после раскисления равен

$$G_{ст} = \frac{893,2}{1000} \cdot 100\% = 89,32\%.$$

15 Определение температуры металла в конце продувки и массы охлаждающей присадки стального скрапа

Конечной целью плавки является не только получение стали заданного химического состава, но и определенной температуры.

Требуемая температура металла в конце продувки зависит от содержания углерода в металле, способа ковшевой обработки и типа разливки, так как это определяет необходимый запас тепла металла для сохранения его в жидком состоянии вплоть до разливки последних порций металла. Данная температура равна сумме температуры начала затвердевания металла – температуры плавления и величины перегрева металла, учитывающего потери тепла от момента выпуска металла до окончания разливки

$$t'_M = t_{ПЛ} + t_{ПЕР}, \quad (62)$$

где t'_M – требуемая температура металла в конце продувки, °С;

$t_{ПЛ}$ – температуры начала затвердевания металла, °С;

$t_{ПЕР}$ – величины перегрева металла, °С.

Температуру начала затвердевания металла можно определить по формуле

$$t_{ПЛ} = 1539 - 80 \cdot [C]_M, \quad (63)$$

где 1539 – температура плавления чистого железа, °С;

$[C]_M$ – содержание углерода в металле в конце продувки, %.

Величину перегрева металла следует выбрать в пределах, указанных в таблице 16 в соответствии с указанием по разливке. Целесообразно принимать среднее значение величины перегрева из диапазона, указанного для каждого способа и условия разливки.

Таблица 16 - Величина необходимого перегрева металла в конвертере в зависимости от способа и условий разливки

Способ и условия разливки	Величина перегрева металла ($t_{ПЕР}$), °С
1. Разливка в изложницы сверху	75 – 85
2. Разливка в изложницы сифоном	90 – 110
3. Непрерывная разливка с предварительной продувкой металла в ковше инертным газом	100 – 120
4. Непрерывная разливка с предварительным вакуумированием металла в ковше	110 – 130
5. Непрерывная разливка с комбинированными способами ковшевой обработки металла	120 – 150

Тепло на нагрев продуктов плавки (металла, шлака и газов) образуется в результате окисления примесей чугуна и вносится физическим теплом жидкого чу-

гуна. Эти две статьи составляют приход тепла и их легко можно определить по исходным данным.

Количество выделяющегося тепла от окисления примесей металлошихты (чугуна) определяется по известным количествам окисляющихся примесей из выражения

$$Q_X = 16000 \cdot g_{[C]} + 29000 \cdot g_{[Si]} + 7500 \cdot g_{[Mn]} + 4000 \cdot g_{[Fe]}, \quad (64)$$

где Q_X – тепло от окисления примесей металлошихты, кДж;

$g_{[C]}$ – количество окислившегося углерода, кг;

$g_{[Si]}$ – количество окислившегося кремния, кг;

$g_{[Mn]}$ – количество окислившегося марганца, кг;

$g_{[Fe]}$ – количество окислившегося железа, кг.

Физическое тепло жидкого чугуна определяется по известным значениям температуры чугуна и его расходу из выражения

$$Q_{\text{ч}} = g_{\text{ч}} \cdot c_{\text{ч}} \cdot t_{\text{ч}}, \quad (65)$$

где $Q_{\text{ч}}$ – физическое тепло жидкого чугуна, кДж;

$c_{\text{ч}}$ – удельная теплоемкость жидкого чугуна, кДж/(кг·°C);

$t_{\text{ч}}$ – температура жидкого чугуна, °C.

Теплосодержание конечных продуктов плавки – металла, шлака, газов (расход тепла) можно определить по соответствующим формулам

$$Q_M = g_M \cdot c_M \cdot t_M; \quad (66)$$

$$Q_{\text{шл}} = g_{\text{шл}} \cdot c_{\text{шл}} \cdot t_M; \quad (67)$$

$$Q_{\text{газ}} = g_{\text{газ}} \cdot c_{\text{газ}} \cdot t_{\text{газ}}, \quad (68)$$

где Q_i – теплосодержание соответствующих продуктов плавки, кДж;

c_i – удельная теплоемкость соответствующих продуктов плавки, кДж/(кг·град);

t_i – фактическая температура соответствующих продуктов плавки, °C.

При расчете теплосодержания металла и шлака (формулы (66) и (67)) в качестве температуры удобно использовать температуру металла в конце продувки, которая отвечает как температуре металла, так и шлака.

При расчете теплосодержания газа (формула (68)) необходимо учитывать, что в процессе продувки газы отводятся из конвертера с различной по времени температурой. Для приближенных расчетов температуру металла в начале продувки можно принять равной температуре чугуна, а в конце продувки – равной температуре металла и шлака. Тогда средняя температура газов за весь период продувки будет равной

$$t_{\text{газ}} = \frac{t_{\text{ч}} + t_M}{2}, \quad (69)$$

где $t_{\text{ч}}$ – температуре чугуна, °C;

t_M – температуре металла и шлака, °С.

Подставляя выражение для определения температуры газа (69) в уравнение для расчета теплосодержания газа (68), получим

$$Q_{\text{ГАЗ}} = g_{\text{ГАЗ}} \cdot c_{\text{ГАЗ}} \cdot \frac{t_{\text{ч}} + t_M}{2}. \quad (70)$$

При определении количества выделяющихся газов можно принять, что они представлены лишь оксидом углерода CO, образующимся в результате окисления углерода по реакции $[C] + \frac{1}{2}\{O_2\} = \{CO\}$. Пользуясь уравнением этой реакции, можно определить количество образующегося за всю продувку оксида углерода по уравнению (56).

Зная приход тепла и его расход, можно составить уравнение теплового баланса и определить из него фактическую температуру металла в конце продувки

$$Q_X + Q_{\text{ч}} = Q_M + Q_{\text{ШЛ}} + Q_{\text{ГАЗ}}. \quad (71)$$

Сравнивая требуемое значение температуры металла в конце продувки с ее действительным значением, можно определить величину избыточной температуры и избыточное теплосодержание металла в конце продувки по соответствующим формулам:

$$t_{\text{ИЗБ}} = t_M - t'_M; \quad (72)$$

$$Q_{\text{ИЗБ}} = g_M \cdot c_M \cdot t_{\text{ИЗБ}}, \quad (73)$$

где $t_{\text{ИЗБ}}$ – избыточная температура в конце продувки, °С;

$Q_{\text{ИЗБ}}$ – избыточное теплосодержание металла в конце продувки, кДж.

Избыточное тепло необходимо расходовать на расплавление и нагрев до требуемой температуры определенного количества скрапа, которое можно определить по формуле

$$g_{\text{СКР}} = \frac{Q_{\text{ИЗБ}}}{c_{\text{СКР}} \cdot t'_M}, \quad (74)$$

где $g_{\text{СКР}}$ – количество скрапа, кг.

Задача № 70. Определить температуру металла в конце продувки и массу охлаждающей присадки стального лома, обеспечивающей получение необходимой температуры металла по условиям примера №1. Температура чугуна в начале продувки $t_{\text{ч}} = 1350$ °С. Удельная теплоемкость жидкого чугуна и металла $c_{\text{ч}} = c_M = 0,9$ кДж/(кг·°С), жидкого шлака $c_{\text{ШЛ}} = 1,2$ кДж/(кг·°С), газов $c_{\text{ГАЗ}} = 1,3$ кДж/(кг·°С).

Решение.

Тепло, выделяющееся при окислении углерода, марганца, кремния и железа, вычисляем по формуле (64). Известно (из задачи № 63), что в результате продувки

1000 кг чугуна окисляется 41 кг углерода, 9,5 кг железа, 2,1 кг марганца и 4,0 кг кремния. Тогда:

$Q_X = 16000 \cdot 41 + 29000 \cdot 4,0 + 7500 \cdot 2,1 + 4000 \cdot 9,5 = 825750$ кДж/1000 кг чугуна.

Физическое тепло, вносимое жидким чугуном в количестве 1000 кг, составляет

$$Q_{\text{ч}} = 1000 \cdot 0,9 \cdot 1350 = 1215000 \text{ кДж.}$$

В итоге сумма приходных статей теплового баланса конвертерной плавки составит:

$$Q_{\text{ПРИХОД}} = Q_X + Q_{\text{ч}} = 825750 + 1215000 = 2040750 \text{ кДж.}$$

Это тепло расходуется на нагрев металла, шлака и газов. Известно, что количество жидкого металла после продувки $g_M = 883,9$ кг (задача № 69), а количество образующегося шлака $g_{\text{ШЛ}} = 61,62$ кг (задача № 66). Количество образующихся газов по реакции $[C] + \frac{1}{2}\{O_2\} = \{CO\}$ определим по уравнению (56)

$$g_{\text{CO}} = g_{\text{ГАЗ}} = 41 \cdot \frac{28}{12} = 95,7 \text{ кг.}$$

Теплосодержание металла, шлака и газов в конце продувки составляет

$$Q_M = 883,9 \cdot 0,9 \cdot t_M = 795,51 \cdot t_M;$$

$$Q_{\text{ШЛ}} = 61,62 \cdot 1,2 \cdot t_M = 73,94 \cdot t_M;$$

$$Q_{\text{ГАЗ}} = 95,7 \cdot 1,3 \cdot \frac{1350 + t_M}{2} = 83977 + 62,2 \cdot t_M.$$

Тогда общее теплосодержание системы (расход тепла) составляет

$$Q_{\text{РАСХОД}} = Q_M + Q_{\text{ШЛ}} + Q_{\text{ГАЗ}} = 795,51 \cdot t_M + 73,94 \cdot t_M + 83977 + 62,2 \cdot t_M = 83977 + 931,65 \cdot t_M.$$

Составляем уравнение теплового баланса и определяем температуру металла в конце продувки

$$Q_{\text{ПРИХОД}} = Q_{\text{РАСХОД}};$$

$$2040750 = 83977 + 931,65 \cdot t_M;$$

$$t_M = \frac{2040750 - 83977}{931,65} = 2100 \text{ }^\circ\text{C.}$$

Температура плавления (температура ликвидус) для стали 10 с содержанием углерода 0,10 % составляет

$$t_{\text{ПЛ}} = 1539 - 80 \cdot 0,1 = 1531 \text{ }^\circ\text{C.}$$

Принимаем перегрев металла над температурой плавления для разливки металла в изложницы сверху равным 85 °С. Тогда, требуемая температура металла в конце продувки должна быть равной

$$t_M = 1531 + 85 = 1616 \text{ }^\circ\text{C.}$$

В действительности же в конце продувки металл имеет температуру, равную 2100 °С. Избыточна температура составляет

$$t_{\text{ИЗБ}} = 2100 - 1616 = 484 \text{ }^\circ\text{C.}$$

Избыточное теплосодержание металла при его перегреве на 484 °С составляет

$$Q_{\text{ИЗБ}} = 883,9 \cdot 0,9 \cdot 484 = 385027 \text{ кДж.}$$

Это количество тепла необходимо израсходовать на расплавление и нагрев скрапа до температуры 1616 °С.

Количество присаживаемого скрапа определяем по формуле (74)

$$g_{\text{скр}} = \frac{385027}{0,9 \cdot 1616} = 264,73 \text{ кг.}$$

Таким образом, для того, чтобы температура металла после продувки была равной 1616 °С, шихта, загружаемая в конвертер, должна состоять из 1000 кг жидкого чугуна с температурой 1350 °С и 265 кг стального скрапа.

Процентное содержание в шихте жидкого чугуна и скрапа составляет соответственно

$$g'_{\text{ч}} = \frac{1000 \cdot 100}{1265} = 79\%;$$

$$g'_{\text{скр}} = \frac{265 \cdot 100}{1265} = 21\%.$$

16 Расчеты по затвердеванию непрерывно-литой заготовки (НЛЗ)

Задача № 71. Определить толщину слоя затвердевшего металла стали марки 40X на выходе из кристаллизатора длиной 1200 мм вертикальной МНЛЗ и в середине каждой секции ЗВО длиной 0,2; 1; 2; 4,2; 5; 6 м, если заготовка с размерами поперечного сечения 200×1100 мм вытягивается со скоростью 1,1 м/мин. Построить график изменения толщины корки затвердевшего металла от времени.

Решение.

Исходные данные: заготовка сечением 200×1100 мм;

Высота кристаллизатора $h_{кр} = 1200$ мм;

Скорость вытягивания $W = 1,1$ м/мин.;

Длины зон ЗВО 0,2; 1; 2; 4,2; 5; 6 м;

Принимаем уровень металла в кристаллизаторе (недолив) – 100 мм, тогда высота активной зоны кристаллизатора $h_{акт. кр.} = 1100$ мм.

При затвердевании стали в изложнице тепло отводится через ее стенки, поэтому зарождение и рост кристаллов начинаются у стенок изложницы, а толщина затвердевшего слоя непрерывно возрастает в направлении к центру слитка.

Толщину затвердевшего слоя металла в изложнице приближенно можно определить по формуле

$$\xi = k\sqrt{\tau}, \quad (75)$$

где ξ – толщина закристаллизовавшегося металла, мм;

τ – продолжительность затвердевания, мин.;

k – коэффициент затвердевания, который для спокойной стали в зависимости от ее состава и условия затвердевания изменяется в пределах 22-29 мм/мин^{1/2}.

Считаем, что для разливаемой стали коэффициент затвердевания $k = 25$ мм/мин^{1/2}.

Продолжительность пребывания НЛЗ в кристаллизаторе и секциях ЗВО можно определить из выражения

$$\tau = \frac{h}{W}, \quad (76)$$

где h – протяженность участка от уровня металла в кристаллизаторе до текущей секции ЗВО, м;

W – скорость вытягивания НЛЗ, мм/мин.

Тогда время нахождения металла в кристаллизаторе и толщина слоя затвердевшего металла стали марки 40X на выходе из кристаллизатора составит

$$\tau_k = \frac{1,1}{1,1} = 1 \text{ мин.};$$

$$\xi_k = 25 \cdot \sqrt{1} = 25 \text{ мм.}$$

В середине первой секции ЗВО, протяженностью 0,2 м

$$\tau_1 = \frac{1,1 + 0,2 / 2}{1,1} = 1,09 \text{ мин.};$$

$$\xi_1 = 25 \cdot \sqrt{1,09} = 26,1 \text{ мм.}$$

Аналогично определяем продолжительность затвердевания слитка и толщину слоя затвердевшего металла стали марки 40X на в середине последующих секций ЗВО. Результаты сводим в таблицу и строим график изменения толщины корки затвердевшего металла от времени.

№ секции	Продолжительность затвердевания, мин.	Толщина затвердевшего металла, мм
Крист.	1	25
1	1,09	26,1
2	1,64	32
3	3	43,3
4	5,82	60,3
5	10	79,1
6	15	96,8

Задача № 72. Определить продолжительность затвердевания НЛЗ с размерами поперечного сечения 230×1250 мм из стали марки 09Г2С.

Решение.

Толщину затвердевшего слоя металла в изложнице приближенно можно определить по формуле (75).

Из выражения (75) можно получить уравнение для определения продолжительности затвердевания НЛЗ

$$\tau = \left(\frac{\xi}{k} \right)^2. \quad (77)$$

НЛЗ полностью затвердеет, когда толщина затвердевшего слоя металла ζ станет равной половине толщины слитка, то есть $\zeta = a/2$.

Кроме того, при определении продолжительность затвердевания НЛЗ необходимо учитывать коэффициент формы заготовки K_ϕ , который линейно изменяется от 0,75 для заготовки с отношением ширины к толщине $b/a = 1$ до 1 при отношении $b/a \geq 2$.

Тогда

$$\tau = K_\phi \cdot \left(\frac{a}{2 \cdot k} \right)^2, \quad (78)$$

где K_ϕ – коэффициент формы.

Принимаем, что для разливаемой стали коэффициент затвердевания $k = 25$ мм/мин^{1/2}. Для НЛЗ сечением 230×1250 мм отношение $b/a = 5,4$ то есть больше 2, поэтому коэффициент формы $K_\phi = 1$.

Тогда продолжительность затвердевания составит

$$\tau = 1 \cdot \left(\frac{230}{2 \cdot 25} \right)^2 = 26,16 \text{ мин.}$$

Если коэффициент затвердевания $k = 26 \text{ мм/мин}^{1/2}$, то продолжительность затвердевания составит

$$\tau = 1 \cdot \left(\frac{230}{2 \cdot 26} \right)^2 = 19,56 \text{ мин.}$$

Задача № 73. Определить продолжительность затвердевания НЛЗ с размерами поперечного сечения $160 \times 220 \text{ мм}$ из стали марки 35.

Решение.

Решаем задачу аналогично предыдущей.

Уравнение для определения продолжительности затвердевания НЛЗ (78) имеет вид

$$\tau = K_{\phi} \cdot \left(\frac{a}{2 \cdot k} \right)^2.$$

Принимаем, что для разливаемой стали коэффициент затвердевания $k = 25 \text{ мм/мин}^{1/2}$. Для НЛЗ сечением $300 \times 300 \text{ мм}$ отношение $b/a = 1,375$, поэтому коэффициент формы равен

$K_{\phi} = 0,5 + 0,25 \cdot b/a = 0,5 + 0,25 \cdot 1,375 = 0,84$. (уравнение линейной регрессии выводится по двум точкам: коэффициент формы заготовки K_{ϕ} линейно изменяется от 0,75 для заготовки с отношением ширины к толщине $b/a = 1$ до 1 при отношении $b/a \geq 2$)

Тогда продолжительность затвердевания составит

$$\tau = 0,84 \cdot \left(\frac{160}{2 \cdot 25} \right)^2 = 8,6 \text{ мин.}$$

Если коэффициент затвердевания $k = 26 \text{ мм/мин}^{1/2}$, то продолжительность затвердевания составит

$$\tau = 0,84 \cdot \left(\frac{160}{2 \cdot 26} \right)^2 = 7,97 \text{ мин.}$$

Задача № 74. Определить среднюю скорость затвердевания и глубину лунки жидкого металла в непрерывно-литой заготовке из стали марки 17Г1С, имеющей размеры поперечного сечения $200 \times 950 \text{ мм}$ и отливаемой на криволинейной МНЛЗ со скоростью вытягивания $0,9 \text{ м/мин}$.

Решение.

Среднюю скорость затвердевания можно определить из выражения

$$v = \frac{\Delta\xi}{\Delta\tau}, \quad (79)$$

где v – средняя скорость затвердевания, мм/мин.;
 $\Delta\xi$ – толщина затвердевшего слоя заготовки, мм.

Толщина затвердевшего слоя заготовки равна $\Delta\xi=200/2=100$ мм.

Интервал затвердевания соответствует продолжительности затвердевания, которая определяется по формуле (78). Принимаем, что для разливаемой стали коэффициент затвердевания $k = 25$ мм/мин^{1/2}. Для НЛЗ сечением 200×950 мм отношение $b/a > 2$, поэтому коэффициент формы равен 1.

Тогда

$$\tau = 1 \cdot \left(\frac{200}{2 \cdot 25} \right)^2 = 16 \text{ мин.}$$

Средняя скорость затвердевания составит

$$v = \frac{100}{16} = 6,25 \text{ мм/мин.}$$

Глубина лунки жидкого металла определяется из выражения

$$L_{\text{ж}} = W \cdot \tau, \quad (80)$$

где $L_{\text{ж}}$ – глубина лунки жидкого металла, м.

Тогда

$$L_{\text{ж}} = 0,9 \cdot 16 = 14,4 \text{ м.}$$

Задача № 75. Сталь марки 40Х разливается из 250-т сталеразливочного ковша на 4-х ручьевой МНЛЗ вертикального типа. Поперечное сечение заготовок 260х300 мм. Каким должен быть диаметр стакана в сталеразливочном ковше для того, чтобы можно было поддерживать скорость вытягивания заготовок из кристаллизатора в пределах 0,4-0,8 м/мин.?

Решение.

Формула для определения диаметра стакана в сталь ковше имеет вид

$$d = \sqrt{\frac{q}{1,2 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{h_{\text{м}}}}}, \quad (81)$$

где d – диаметр стакана в сталь ковше, мм;

$h_{\text{м}}$ – минимальном остаточном уровне металла в сталеразливочном ковше, м.

Массу разливаемого за единицу времени металла на одном ручье можно найти из выражения

$$m_{\text{мет}} = a \cdot b \cdot \rho_{\text{мет}} \cdot W \cdot \tau. \quad (82)$$

где $m_{\text{мет}}$ – масса разливаемого за единицу времени металла, т;
 $a \cdot b$ – поперечное сечение заготовки, мм²;
 $\rho_{\text{мет}}$ – плотность металла, т/м³.

Поскольку регулирование скорости разливки возможно стопорным механизмом в сторону уменьшения то расчет диаметра сталеразливочного стакана будем вести для максимальной скорости вытягивания заготовки – $W = 0,8$ м/мин.

При скорости вытягивания $W = 0,8$ м/мин и плотности металла $7,6$ т/м³ за 1 минуту на одном ручье будет разлито

$$m_{\text{мет}} = 0,26 \cdot 0,30 \cdot 7,6 \cdot 0,8 \cdot 1 = 0,474 \text{ т.}$$

На четырех ручьях $m'_{\text{мет}} = 0,474 \cdot 4 = 1,896$ т. Это и будет максимальная скорость разливки – q .

Для поддержания максимальной скорости вытягивания на протяжении разливки всей плавки необходимо вести расчет диаметра стакана при минимальном остаточном уровне металла в сталеразливочном ковше $h_m = 0,75$ м.

Тогда диаметр стакана равен

$$d = \sqrt{\frac{1,896}{1,2 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{0,75}}} = 42,7 \text{ мм} \approx 45 \text{ мм.}$$

Задача № 76. Сталь марки 15 разливается из 250-т сталеразливочного ковша на 4-х ручьевой МНЛЗ криволинейного типа. Поперечное сечение слябов 200x750 мм. Каким должен быть диаметр канала стаканов в промежуточном ковше для того, чтобы можно было поддерживать скорость вытягивания слябов из кристаллизатора в пределах 0,4-1,0 м/мин?

Решение.

Формула для определения диаметра стакана в промежуточном ковше определяется выражением (81). Массу разливаемого за единицу времени металла на одном ручье можно найти из выражения (82).

Поскольку регулирование скорости разливки возможно стопорным механизмом в сторону уменьшения то расчет диаметра сталеразливочного стакана будем вести для максимальной скорости вытягивания заготовки – $W = 1,0$ м/мин.

При скорости вытягивания $W = 1,0$ м/мин. и плотности металла $7,6$ т/м³ за 1 минуту на одном ручье будет разлито

$$m_{\text{мет}} = 0,20 \cdot 0,75 \cdot 7,6 \cdot 1,0 \cdot 1 = 1,14 \text{ т.}$$

Это и будет максимальная скорость разливки из промежуточного ковша на один ручей – q .

Для поддержания максимальной скорости вытягивания на протяжении разливки всей плавки необходимо вести расчет диаметра стакана при минимальном остаточном уровне металла в промежуточном ковше $h_m = 0,7$ м.

Тогда диаметр стакана равен

$$d = \sqrt{\frac{1,14}{1,1 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{0,7}}} \approx 35 \text{ мм.}$$

Задачи для самостоятельного решения

Задача № 77. Определить толщину слоя затвердевшего металла на выходе из кристаллизатора длиной 1200 мм и в середине каждой секции ЗВО длиной 0,2; 1; 2; 4,2; 5; 6 м, и продолжительность затвердевания НЛЗ при непрерывной разливке на МНЛЗ криволинейного типа. Марка стали, размеры заготовки и скорость вытягивания указаны в таблице 17. Построить график изменения толщины корки затвердевшего металла от времени.

Таблица 17 – Варианты заданий к задаче №77 и 78

№ вар	Марка стали	Сечение кристаллизатора b × a, мм × мм	Рабочая скорость вытягивания, м/мин.	№ вар	Марка стали	Сечение кристаллизатора b × a, мм × мм	Рабочая скорость вытягивания, м/мин.
1	СтЗсп	125 × 125	2,0	11	12ХНЗА	300 × 450	0,45
2	09Г2С	125 × 125	1,8	12	Ст20	140 × 140	1,5
3	35ГС	125 × 125	1,6	13	Ст45	160 × 160	1,3
4	12Х18Н10Т	200 × 1100	0,6	14	Ст50	300 × 400	0,75
5	12Х18Н10Т	250 × 1200	0,55	15	ШХ15	300 × 360	0,55
6	12Х18Н10Т	300 × 1350	0,5	16	12Х18Н10Т	250 × 1200	0,55
7	СтЗсп	200 × 1100	0,7	17	СтЗсп	300 × 1350	0,5
8	СтЗсп	300 × 1350	0,6	18	СтЗсп	200 × 1100	0,7
9	20Х	300 × 450	0,64	19	20Х	300 × 1350	0,6
10	35ХГСА	300 × 450	0,5	20	35ХГСА	300 × 450	0,64

Задача № 78. Определить среднюю скорость затвердевания и глубину лунки жидкого металла в НЛЗ, отливаемой на криволинейной МНЛЗ. Марка стали, размеры заготовки и скорость вытягивания указаны в таблице 17.

Задача № 79. Сталь марки 40Х разливается из сталеразливочного ковша на МНЛЗ вертикального типа. Определить продолжительность разливки, диаметры стаканов в сталеразливочном и промежуточном ковшах, обеспечивающих рабочую скорость вытягивания заготовок из кристаллизатора. Необходимые для расчета данные приведены в таблице 18.

Таблица 18 - Варианты заданий к задаче №79

№ вар.	Емкость ковша, т	Скорость вытягивания, м/мин.	Сечение НЛЗ, мм × мм	Кол-во ручьев МНЛЗ	№ вар.	Емкость ковша, т	Скорость вытягивания, м/мин.	Сечение НЛЗ, мм × мм	Кол-во ручьев МНЛЗ
1	200	2,0	125 × 125	6	11	350	0,6	300 × 450	4
2	250	1,2	250 × 1250	2	12	150	1,8	140 × 140	8
3	250	1,0	200 × 1400	2	13	350	1,6	160 × 160	6
4	200	1,4	200 × 1100	2	14	250	0,5	300 × 400	4
5	250	1,2	250 × 1200	2	15	150	0,6	300 × 360	4
6	120	1,0	300 × 1350	2	16	200	2,0	125 × 125	6
7	160	1,6	200 × 1100	2	17	250	1,2	250 × 1250	2
8	160	1,2	300 × 1350	2	18	250	1,0	200 × 1400	2
9	120	0,7	300 × 450	4	19	200	1,4	200 × 1100	2
10	320	1,3	300 × 1450	2	20	250	1,2	250 × 1200	2

17 Расчеты по затвердеванию стальных слитков, отливаемых в изложницы

Задача № 80. Определить продолжительность затвердевания 12-т слитка стали марки 50, имеющего следующие размеры:

Основная часть: высота $h = 1930$ мм; ширина верхней части $b_v = 1470$ мм, нижней $b_n = 1450$ мм; толщина верхней части $a_v = 630$ мм, нижней $a_n = 590$ мм.

Прибыльная часть: высота $h = 430$ мм; ширина верхней части $b_v = 1240$ мм, нижней $b_n = 1440$ мм; толщина верхней части $a_v = 470$ мм, нижней $a_n = 600$ мм.

Решение.

Продолжительности затвердевания слитка определяется по формуле (78)

$$\tau = K_{\phi} \cdot \left(\frac{\xi}{k} \right)^2.$$

Для полного затвердевания слитка, необходимо чтобы толщина затвердевшего слоя стала равной половине максимальной толщины слитка, то есть половине толщины в подприбыльной части слитка $\xi = a/2$, где $a = 630$ мм. Таким образом, интересующий нас размер - 630 мм

Для разливаемой спокойной стали коэффициент затвердевания $k = 25$ мм/мин^{1/2}. Для данного слитка отношение $b/a > 2$, поэтому коэффициент формы равен 1.

Тогда

$$\tau = 1 \cdot \left(\frac{630}{2 \cdot 25} \right)^2 = 159 \text{ мин} \approx 2 \text{ ч } 39 \text{ мин.}$$

Задача № 81. Определить продолжительность и среднюю скорость затвердевания 8-т слитка стали марки 10кп, имеющего следующие размеры: высота $h = 2100$ мм; сечение верхней части 740×740 мм, нижней 780×780 мм.

Решение.

Продолжительности затвердевания слитка определяется по формуле (78)

Для кипящей стали коэффициент затвердевания $k = 23$ мм/мин^{1/2}. Для слитка квадратного сечения коэффициент формы равен 0,75.

Поскольку кипящую сталь разливают в изложницы, уширенные книзу, то затвердевание последних порций металла должно заканчиваться на некотором расстоянии от дна изложницы – в районе теплового центра. Для определения толщины слитка в районе теплового центра применим правило теплового центра: считаем, что тепловой центр находится от дна слитка на расстоянии равном половине толщины слитка в его нижней части. Тогда это расстояние $C = a/2 = 780/2 = 390$ мм. Разница между толщинами слитка в верхней и нижней части $\Delta a = 780 - 740 = 40$ мм. Составляем пропорцию: при высоте 2100 – $\Delta a = 40$; при высоте 390 – X.

Тогда $X = 390 \cdot 40 / 2100 = 7,4$ мм.

Тогда толщина слитка в районе теплового центра равна $780 - 7,4 = 772,6$ мм – это и будет интересующий нас размер, определяющий продолжительность затвердевания.

Тогда

$$\tau = 0,75 \cdot \left(\frac{772,6}{2 \cdot 23} \right)^2 = 212 \text{ мин} \approx 3 \text{ ч } 32 \text{ мин.}$$

Среднюю скорость затвердевания можно определить из выражения $v = \frac{\Delta \xi}{\Delta \tau}$.

Толщина затвердевшего слоя слитка равна $\Delta \xi = 772,6 / 2 = 386,3$ мм. Интервал затвердевания соответствует продолжительности затвердевания, поэтому

$$v = \frac{386,3}{212} = 1,82 \text{ мм / мин.}$$

Задача № 82. Определить продолжительность и среднюю скорость затвердевания 9-т слитка стали марки 15пс, имеющего следующие размеры: высота $h = 2150$ мм; ширина верхней части $b_v = 870$ мм, нижней $b_n = 930$ мм; толщина верхней части $a_v = 570$ мм, нижней $a_n = 630$ мм.

Решение.

Продолжительности затвердевания слитка определяется по формуле (78).

Для полуспокойной стали коэффициент затвердевания $k = 24$ мм/мин^{1/2}. Для слитка сечением 630×930 мм отношение $b/a = 1,48$, поэтому коэффициент формы равен

$$K_f = 0,5 + 0,25 \cdot b/a = 0,5 + 0,25 \cdot 1,48 = 0,87.$$

Поскольку сталь разливают в изложницы, уширенные книзу, то затвердевание последних порций металла должно заканчиваться на некотором расстоянии от дна изложницы – в районе теплового центра. Для определения толщины слитка в районе теплового центра применим правило теплового центра: считаем, что тепловой центр находится от дна слитка на расстоянии равном половине толщины слитка в его нижней части. Тогда это расстояние $C = a/2 = 630/2 = 315$ мм. Разница между толщинами слитка в верхней и нижней части $\Delta a = 630 - 570 = 60$ мм. Составляем пропорцию: при высоте $2150 - \Delta a = 60$; при высоте $315 - X$.

Тогда $X = 315 \cdot 60 / 2150 = 8,8$ мм.

Тогда толщина слитка в районе теплового центра равна $630 - 8,8 = 621$ мм – это и будет интересующий нас размер, определяющий продолжительность затвердевания.

Тогда

$$\tau = 0,87 \cdot \left(\frac{621}{2 \cdot 24} \right)^2 = 146 \text{ мин} \approx 2 \text{ ч } 26 \text{ мин.}$$

Среднюю скорость затвердевания можно определить из выражения $v = \frac{\Delta \xi}{\Delta \tau}$

Толщина затвердевшего слоя слитка равна $\Delta \xi = 621 / 2 = 310,5$ мм. Интервал затвердевания соответствует продолжительности затвердевания, поэтому

$$v = \frac{310,5}{146} = 2,13 \text{ мм / мин.}$$

Задача № 83. Рассчитать скорость наполнения изложниц металлом при отливке сифонным способом средних по порядку разливки слитков массой 6 т ($h=2,1\text{ м}$) стали марки 40Х из 100-т сталеразливочного ковша через стакан диаметром 60 мм (на поддоне находится 4 изложницы). Разливка производится через полностью открытый шибберный затвор.

Решение.

Скорость разливки металла из сталеразливочного ковша зависит от высоты металла в ковше и диаметра стакана по формуле

$$q = 1,2 \cdot 10^{-3} \cdot d^2 \cdot \sqrt{h_m}. \quad (83)$$

Объем металла в 100-т ковше при плотности стали 7 т/м^3 составит

$$V_m = \frac{100}{7} = 14,29 \text{ м}^3.$$

Объем сталеразливочного ковша приблизительно можно найти из выражения

$$V = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot h.$$

Отношение высоты к диаметру сталеразливочных ковшей $h/D = 1,25$, тогда объем равен

$$V = 0,59 \cdot h^3 \Rightarrow h = \sqrt[3]{\frac{V}{0,59}} = 2,9 \text{ м.}$$

При наполнении средних по порядку разливки изложниц высота металла в 100-т ковше составляет $h_m = 2,9/2 = 1,45 \text{ м}$, тогда скорость разливки металла из ковша через стакан диаметром 60 мм составит

$$q = 1,2 \cdot 10^{-3} \cdot 60^2 \cdot \sqrt{1,45} = 5,2 \text{ т / мин.}$$

Поскольку наполняются сразу четыре изложницы, то скорость поступления металла в изложницу составляет $q_{изл} = 5,2/4 = 1,3 \text{ т/мин.}$

При такой скорости разливки металла время наполнения 6-т изложницы составит

$$\tau_{нап} = \frac{M_{сл}}{q} = \frac{6}{1,3} = 4,62 \text{ мин.}$$

При высоте слитка $h_{сл} = 2,1 \text{ м}$ скорость наполнения изложницы металлом в начале разливки составит

$$W = \frac{h_{сл}}{\tau_{нап}} = \frac{2,1}{4,62} = 0,45 \text{ м / мин.}$$

Задача № 84. Определить диаметры каналов стаканов сталеразливочного и промежуточного ковшей при разливке сверху стали марки 20ХГНМ на слитки массой 9т. Вместимость сталеразливочного ковша составляет 250т, промежуточный ковш предназначен для наполнения сразу трех изложниц. Наилучшее качество поверхности получается при наполнения изложницы со скоростью 0,5-0,6 м/мин. Высота слитка = 2,3 м.

Решение.

Объем металла в 250-т ковше при плотности стали 7 т/м^3 составит

$$V_m = \frac{250}{7} = 35,71 \text{ м}^3.$$

Объем сталеразливочного ковша приближенно можно найти из выражения

$$V = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot h.$$

Отношение высоты к диаметру сталеразливочных ковшей $h/D = 1,25$, тогда объем равен

$$V = 0,59 \cdot h^3 \Rightarrow h = \sqrt[3]{\frac{V}{0,59}} = 3,92 \text{ м}.$$

Наилучшее качество слитка получается при скорости наполнения изложницы 0,5-0,6 м/мин, которая должна соответствовать середине разливки плавки. Поэтому принимаем скорость наполнения изложницы 0,6 м/мин, высоту металла в 250-т ковше $h_m = 3,92/2 = 1,96 \text{ м}$.

При средней скорости наполнения изложницы 0,6 м/мин и высоте слитка $h_{сл} = 2,3 \text{ м}$ продолжительность наполнения составит

$$\tau_{нап} = \frac{h_{сл}}{W} = \frac{2,3}{0,6} = 3,83 \text{ мин}.$$

Тогда скорость разливки металла из промежуточного ковша должна составлять

$$q = \frac{M_{сл}}{\tau_{нап}} = \frac{9}{3,83} = 2,35 \text{ т/мин}.$$

Поскольку промежуточный ковш предназначен для наполнения сразу трех изложниц, то скорость разливки металла из сталеразливочного ковша в промежуточный

$$q_{\Sigma} = 3 \cdot 2,35 = 7,05 \text{ т/мин}.$$

При такой скорости разливки и высоте металла в промежуточном ковше 0,8 м диаметр стакана должен быть

для промежуточного ковша

$$d = \sqrt{\frac{q}{1,1 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{h_m}}} = \sqrt{\frac{2,35}{1,1 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{0,8}}} = 49 \text{ мм} \approx 50 \text{ мм};$$

для сталь ковша

$$d = \sqrt{\frac{q}{1.2 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{h_m}}} = \sqrt{\frac{7,05}{1.2 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{1,96}}} = 65 \text{ мм.}$$

Задачи для самостоятельного решения

Задача № 85. Определить продолжительность затвердевания слитка стали, отлитого в изложницу. Марка стали и размеры изложницы приведены в таблице 19.

Таблица 19 – Варианты заданий для задачи № 85

№ вар.	Марка стали	Размеры изложницы, мм									
		Основная часть					Прибыльная часть				
		h	b _в	b _н	a _в	a _н	h	b _в	b _н	a _в	a _н
1	08	1930	1470	1450	630	590	430	1240	1440	470	600
2	20	1400	1070	1050	470	440	330	900	1050	350	440
3	40	1800	1250	1220	520	490	400	1050	1210	390	500
4	60	1580	640	680	500	550	340	590	620	460	480
5	50Г	1730	700	740	550	600	370	640	680	500	520
6	50Х	1760	1340	1320	580	540	400	1130	1310	430	550
7	35Г2	1470	600	630	470	510	310	540	570	420	440
8	12ГС	1900	770	810	600	660	400	700	740	540	570
9	17Г1С	1810	780	740	630	580	390	710	670	550	520
10	17ГС	1590	680	650	550	500	340	620	590	480	450

Задача № 86. Определить продолжительность и среднюю скорость затвердевания слитка стали, отлитой в изложницу. Марка стали и размеры изложницы приведены в таблице 20.

Таблица 20 – Варианты заданий для задачи № 86

№ вар.	Марка стали	Размеры изложницы, мм				
		h	b _в	b _н	a _в	a _н
1	08кп	2100	740	780	740	780
2	10кп	1960	800	850	520	580
3	15кп	1730	700	740	550	600
4	20кп	1910	680	710	680	710
5	25кп	1590	650	680	500	550
6	08кп	1680	600	630	600	630
7	10кп	2210	780	820	780	820
8	15кп	2150	870	930	570	630
9	20кп	2370	960	1030	630	700
10	25кп	2090	850	900	660	730

Задача № 87. Определить скорость наполнения изложницы металлом в начале, середине и в конце разливки плавки из сталеразливочного ковша стали марки Ст.3сп. Исходные данные приведены в таблице 21.

Таблица 21 – Варианты заданий для задачи №87 и 88

№ вар.	Масса плавки, т	Масса слитка, т	Диаметр канала стакана стальной ковша, мм	Высота слитка, мм	Количество одновременно наполняемых изложниц	Способ разлива
1	200	7,8	60	2300	1	Сверху
2	200	10,0	60	2200	1	Сверху
3	200	9,6	60	1900	1	Сверху
4	200	5,4	50	1800	2	Сифоном
5	200	2,6	50	1600	4	Сифоном
6	120	7,8	50	2300	1	Сверху
7	120	10,0	50	2200	1	Сверху
8	120	9,6	50	1900	1	Сверху
9	120	5,4	40	1800	2	Сифоном
10	120	2,6	40	1600	4	Сифоном
11	350	7,8	60	2300	1	Сверху
12	350	10,0	60	2200	1	Сверху
13	350	9,6	60	1900	1	Сверху
14	350	5,4	70	1800	2	Сифоном
15	350	2,6	70	1600	4	Сифоном

Задача № 88. Определить диаметры каналов стаканов сталеразливочного и промежуточного ковшей при разливке сверху стали марки 20ХГНМ в слитки через промежуточный ковш. Вместимость сталеразливочного ковша, параметры слитков и количество одновременно наполняемых изложниц приведены в таблице 21 (четвертый столбец не используется). Наилучшее качество поверхности получается при наполнения изложницы со скоростью 0,55 м/мин.

Рекомендуемая литература

1. Шаповалов А.Н. Теория и технология производства стали: Учебное пособие. – Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2015. 176 с.
2. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. 768 с.
3. Металлургия чугуна. / Под ред. проф. Ю.С. Юсфина. – М.: «Академкнига», 2004. 774 с.
4. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Металлургия стали. – Магнитогорск: МГТУ 2000. 544 с.
5. Марочник сталей и сплавов / Под ред. В.Г. Сорокина. М.: Машиностроение, 1989. 638 с.
6. Металлургия стали / Под ред. Явойского, В.И. и Кряковского, Ю.В. М.: Металлургия, 1984. С.125-187.
7. Баптизманский, В.И. Теория кислородно-конвертерного процесса. М.: Металлургия, 1975. С.14-47.
8. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали: Учебник для вузов. – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. 528 с.
9. Бигеев А.М. Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. – М.: Металлургия, 1982. 156 с.
10. Бигеев, А.М., Колесников, Ю.А. Основы математического описания и расчеты кислородно-конвертерных процессов. М.: Металлургия, 1970. 229 с.
11. Теплофизические свойства топлив и шихтовых материалов черной металлургии. Справочник / В.М. Бабошин, Е.А. Кричевцов, В.М. Абзалов, Я.М. Щелочков. – М.: Металлургия, 1982. 152с.

ШАПОВАЛОВ А.Н.
КУНИЦИНА Н.Г.

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ

Методические указания для проведения практических занятий
по дисциплине «Металлургические технологии»
для студентов направления подготовки 22.03.02 Metallurgy
очной и заочной форм обучения

Подписано в печать 16.09.2020 г.		
Формат 60x90 $\frac{1}{16}$ Рег. № 153	Печать цифровая Тираж 10 экз.	Уч.-изд.л. 5,13

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
Новотроицкий филиал
462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.
E-mail: nfmisis@yandex.ru
Контактный тел. 8 (3537) 679729.

