

Министерство образования и науки Российской Федерации
Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова

А. Г. Неясов
А. В. Иванов
И. В. Макарова

РАСЧЕТЫ ШИХТЫ, МАТЕРИАЛЬНОГО И ТЕПЛОВОГО БАЛАНСОВ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОЦЕССА

*Утверждено Редакционно-издательским советом
университета в качестве учебного пособия*

Магнитогорск 2015

УДК 669.162.262.5(075)
ББК 34.323я7
Н599

Рецензенты:

Доцент кафедры литейного производства
и материаловедения института металлургии,
машиностроения и материаловедения
ФГБОУ ВПО «Магнитогорского государственного
университета им. Г.И. Носова»,
доцент, кандидат технических наук
Л.Б. Долгополова

Заместитель начальника по технологии
агломерационного цеха ОАО «ММК»
Л.Г. Емельянов

Неясов, А.Г.

Н599 **Расчеты шихты, материального и теплового балансов
агломерационного процесса:** учебное пособие / А.Г. Неясов,
А.В. Иванов, И.В. Макарова. Магнитогорск: Изд-во Магнито-
горск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. 64 с.

В пособии изложена сущность процесса агломерации и на примере показана последовательность расчетов шихты, материального и теплового балансов агломерационного процесса с целью определения химического состава и условий производства агломерата, обеспечивающих выплавку выбранной марки чугуна. Определены производительность агломерационной машины и обслуживающего ее эксгаустера, а также суточная потребность в сырых материалах.

Предназначено для обучающихся направлений 150400.62, 150400.68, изучающих дисциплину «Теория и технология окискования железных руд», а также при выполнении курсовых и дипломных проектов по данной дисциплине.

УДК 669.162.262.5(075)

© Магнитогорский государственный
технический университет
им. Г. И. Носова, 2015

© Неясов А.Г., Иванов А.В.,
Макарова И.В., 2015

Введение

Настоящее пособие преследует цель обучения студентов навыкам правильного решения вопросов, связанных с расчетами шихты, материального и теплового балансов агломерационного процесса, при выполнении ими курсовой работы, курсового и дипломного проектов.

Задание на курсовую работу выдается студентам раньше изучения ими агломерационного производства. В связи с этим в начале пособия описывается сущность и схема процесса агломерации, что позволяет выполнять расчеты со знанием дела.

Студенты должны выполнять расчеты творчески, по инженерному, с обоснованием принимаемых величин и критическим анализом получаемых результатов.

1. СУЩНОСТЬ ПРОЦЕССА АГЛОМЕРАЦИИ

Агломерацией называется процесс окучкования мелких руд и концентратов путем их расплавления и последующей кристаллизации расплава с образованием прочного пористого сростка – агломерата.

Она позволяет не только окучковать пылеватые железорудные материалы, использование которых в доменной плавке исключается в связи с резким ухудшением газодинамических условий доменного процесса при загрузке в печь мелких материалов, но и улучшить металлургическую ценность железорудного сырья повышением его основности и уменьшением содержания в нем вредных примесей (главным образом серы).

Агломерат получают в результате термической обработки шихты, которая представляет собой смесь железорудных концентратов (руды) крупностью 0-8 мм, возврата (оборотного продукта агломерационного производства) крупностью 0-10(20) мм, коксика (коксовой мелочи) и флюса крупностью 0-3 мм, колошниковой пыли и окалины.

Основными составляющими шихты являются концентрат (руда) (60-70%) и возврат (25-35%). Флюс дают в шихту в количествах, обеспечивающих заданную основность агломерата. Коксик в шихте является основным источником тепла для проведения агломерационного процесса. Расход его в зависимости от минералогического типа руды, ее крупности, содержания в ней сульфидной или сульфатной серы колеблется от 4 до 10 %. В связи с дефицитом коксика в качестве топлива при агломерации в настоящее время также используют каменные угли с относительно неболь-

шим содержанием летучих веществ (не более 17 %) и золы (не более 15 %). Колошниковую пыль и окалину вводят в шихту при их наличии в количестве 2–5%.

Перед спеканием шихту перемешивают и увлажняют. Перемешивание шихты осуществляют с целью усреднения ее состава, что является основным условием равномерного протекания процесса агломерации в отдельных микрообъемах спекаемого слоя и производства более однородного по составу и свойствам агломерата. Увлажняют шихту до оптимального предела (6–14%), обеспечивающего наилучшую газопроницаемость спекаемого слоя вследствие объединения мелких составляющих шихты под связующим воздействием обволакивающих их тонких пленок воды в сравнительно крупные агрегаты во время обработки шихты в окомкователе.

Перемешанную и увлажненную шихту загружают на колосниковую решетку спекательных тележек (паллет) агломерационной машины слоем высотой 170–450 мм. Спекательные тележки, плотно прижатые друг к другу, перемещают по рабочей ветви машины со стороны загрузки шихты на сторону выдачи агломерата.

В вакуум-камерах, над которыми движутся паллеты со спекаемым слоем шихты, при помощи эксгаустера создается разрежение до 9–12 кПа, благодаря чему воздух просасывается через шихту сверху вниз в вакуум-камеры.

Воспламенение коксика верхнего слоя шихты осуществляют горячими продуктами горения жидкого или газообразного топлива, сжигаемого в зажигательном горне, расположенном над первыми вакуум-камерами. После выхода спекательной тележки из-под зажигательного горна горение коксика в нижележащих слоях шихты продолжается вследствие окисления углерода его кислородом, содержащимся в продуктах горения, которые поступают из вышележащих раскаленных слоев и нагревают нижележащие слои спекаемой шихты до температуры воспламенения коксика (около 700°C). Слой шихты, в котором происходит горение топлива, называется зоной горения. Высота зоны горения составляет 10–30 мм. Температура в ней достигает 1350–1550°C. По мере выгорания углерода коксика зона горения перемещается в направлении прососа воздуха сверху вниз до колосниковой решетки.

Шихта в зоне горения в зависимости от количества выделяющегося тепла, развиваемой температуры и крупности компонентов может частично или полностью расплавляться. Нерасплавленные частицы обволакиваются жидкой фазой. Переход из жидкого состояния в твердое, т.е. образование собственно агломерата сопровождается кристаллизацией из расплава магнетита, гематита, вюстита, силикатов и ферритов кальция и других минералов

при охлаждении потоком воздуха объемом спекаемого слоя после выгорания в них углерода. При росте кристаллов жидкая фаза оттесняется их гранями из мест ее первоначального образования, заполняет промежутки между кристаллами, различного рода пустоты и там при охлаждении затвердевает, цементируя микрообъемы спекаемой шихты, прошедшие различные стадии физико-химических превращений, в прочный пористый сросток – агломерат.

Агломерационный процесс начинается с момента зажигания шихты (воспламенения коксика верхнего слоя шихты) и заканчивается с подходом зоны горения к колосникам спекательной тележки.

С целью устранения контактов колосников с зоной горения и уменьшения просыпания шихты через щели между ними в вакуум-камеры, а также облегчения сброса аглоспека с машины на колосники перед загрузкой на них шихты насыпают слой постели высотой 15-20 мм.

Для нее используют возврат крупностью 6-15 мм.

В спекаемом слое шихты спустя некоторое время после зажигания ее можно выделить ряд зон, частично перекрывающих друг друга и расположенных в следующей очередности сверху вниз:

- готового агломерата;
- горения топлива и образования расплава;
- подогрева;
- сушки (испарения гигроскопической влаги);
- переувлажнения, в которой содержание влаги на 20-30% больше, чем в шихте, приготовленной к спеканию;
- конденсации, в которой температура газового потока при соприкосновении с холодной шихтой понижается ниже точки росы (50-55°C). Вследствие этого водяной пар, выносимый газовым потоком, конденсируется в этих объемах шихты. Перемещаясь вниз, зона конденсации после себя оставляет зону переувлажнения;
- шихты, не претерпевшей никаких, кроме усадки (уплотнения), изменений. Усадка шихты вызывается разностью давлений над поверхностью слоя и у колосников вследствие разрежения, создаваемого в вакуум-камерах.

Процессы, протекающие в этих зонах и глубинах их завершенности, зависят от крупности компонентов шихты, температуры, состава газовой фазы и скорости процесса спекания.

В зоне подогрева происходит разложение гидратов, карбонатов, восстановление или окисление окислов железа. Причем, начавшись в зоне подогрева, некоторые из этих процессов могут продолжаться в зоне горения и заканчиваться после прохождения зоны горения во время охлаждения агломерата.

Вышеназванные зоны после их возникновения перемещаются в спекаемом слое по направлению к колосникам со скоростью спекания и исчезают в обратной последовательности, в результате чего на спекательной тележке остается только агломерат.

Скорость спекания V , мм/мин, определяют по уравнению

$$V = \frac{H}{\tau}, \quad (1)$$

где H – высота слоя шихты на спекательных тележках до ее зажигания, мм;

τ – время от начала зажигания шихты до окончания процесса спекания, мин.

Процесс агломерации заканчивают над предпоследней вакуум-камерой, и после прохождения спекательной тележкой последней вакуум-камеры аглоспек с нее сбрасывается в дробилку. После дробления и охлаждения аглоспека из нее грохочением выделяют возврат, постель и годный агломерат, отправляемый в доменный цех для выплавки чугуна.

2. ПРИМЕР РАСЧЕТА ШИХТЫ, МАТЕРИАЛЬНОГО И ТЕПЛОВОГО БАЛАНСОВ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОЦЕССА

Агломерационная фабрика должна производить прочный легковосстановимый низкосернистый агломерат, состав которого обеспечивает получение заданной марки чугуна без использования в доменной шихте сырого флюса.

Химический состав агломерата и его качество зависят от состава и соотношения отдельных материалов (компонентов) в агломерационной шихте.

С целью определения необходимого расхода материалов в агломерационную шихту выполняют ее расчет. Для того чтобы рассчитать агломерационную шихту, надо знать химический состав используемых материалов, относительное содержание железорудных компонентов в рудной смеси, расход кокса и металлодобавок на единицу выплавляемого чугуна.

Примерный расчет шихты, материального и теплового балансов агломерационного процесса проводится на основе химических составов используемых материалов (табл. 1) и технического состава кокса (см. ниже) при условии содержания в рудной смеси: руды – 12,0%; концентрата I – 45,0%; концентрата II – 38,5%; окалины – 4,5%. Расход на выплавку 1000 кг чугуна влажного кокса 436 кг и металлодобавок 6 кг.

Таблица 1

Химический состав сырых материалов, %

Компоненты	Железная руда	Концентрат I	Концентрат II	Колошниковая пыль	Окалина	Известняк	Доломитизированный известняк	Зола кокса	Металлодобавки
W^P *	2,3	4,6	1,9	7,2	3,0	2,1	1,2	-	-
Fe	51,80**	63,55**	65,65**	50,15**	70,60**	0,18**	0,44**	3,94	0,60
Mn	1,15**	0,12**	0,10**	0,23**	0,23**	0,02**	0,02**	0,08**	0,44
P	0,050**	0,010**	0,049**	0,124**	0,061**	0,007**	0,007**	0,26**	0,030
S	0,747**	0,010**	0,346**	0,280**	0,040**	0,016**	0,014**	-	0,030
SiO ₂	14,35	8,38	3,76	7,51	0,98	1,69	1,06	55,54	8,71
Al ₂ O ₃	5,28	0,20	1,29	3,48	0,46	0,50	0,43	31,31	-
CaO	2,89	0,56	1,19	4,04	0,64	53,79	38,27	6,38	-
MgO	2,32	0,36	0,89	2,30	0,21	0,70	14,04	2,13	-
FeO	24,71	25,48	26,70	9,12	32,53	-	-	-	-
Fe ₂ O ₃	45,62	62,46	63,69	1,50	64,66	0,26	0,63	-	-
SO ₃	-	-	-	0,700	-	0,040	0,036	-	-
FeS ₂	1,401	0,019	0,649	-	0,076	-	-	-	-
MnO	1,48	0,16	0,13	0,29	0,30	0,03	0,03	0,11	-
P ₂ O ₅	0,114	0,023	0,113	0,284	0,139	0,016	0,015	0,595	-
п.п.п.	1,84	2,35	1,60	-	-	42,98	45,49	-	-
C	-	-	-	0,77	-	-	-	-	0,20
Сумма	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

* Сверх 100%.

** При подсчете суммы исключается из числа слагаемых, так как учитывается в виде соединения.

Технический состав кокса:

W^c	A^c	V^c	S^c	$C_{нел}^c$	$C_{общ}^c$	N_2^c	H_2^c
2,9	12,6	1,25	0,6	83,23	83,45	0,85	0,7

Расчет выполняется в следующей последовательности:

- 1) проверка суммы компонентов химического состава сырых материалов на 100%;
- 2) оценка сырых материалов по содержанию в них фосфора и марганца с целью выбора марки и состава чугуна;
- 3) определение расхода рудных материалов и флюсов на выплавку 1000 кг чугуна;
- 4) расчет агломерационной шихты и определение состава агломерата;
- 5) составление материального и теплового балансов агломерационного процесса.

2.1. Приведение суммы компонентов химического состава сырых материалов к 100%

В химических составах материалов часто указывается содержание некоторых элементов в свободном состоянии. Поэтому, если сложить цифры, отражающие содержание всех компонентов химического состава того или иного материала, сумма их будет меньше 100%.

Сводимость же материального баланса агломерационного и доменного процессов возможна лишь при равенстве суммы всех составляющих химического состава 100%.

При пересчете химического состава нужно иметь в виду, что в железной руде железо находится в виде соединений FeO , Fe_2O_3 и FeS_2 , марганец MnO , фосфор P_2O_5 , сера FeS_2 и SO_3 , которые могут быть связаны с другими компонентами химического состава (см. табл. 1). При отсутствии данных о соединениях серы в материалах условно принимаем, что вся сера в магнетитовых и полумартитовых рудах связана в пирит FeS_2 , в других типах железных руд, а также в марганцевых рудах, известняках и колошниковой пыли в серный ангидрит SO_3 .

В потери при прокаливании (п.п.п.) в бурых железняках и марганцевых рудах (кроме карбонатных) в основном входит гидратная влага, в сидеритах и известняках – двуокись углерода CO_2 . В остальных материалах к потерям при прокаливании условно относим гидратную влагу.

Прежде чем производить проверку суммы составляющих химического состава железной руды или концентрата, необходимо

установить их минералогический тип, исходя из содержания в них железа, закиси железа и потерь при прокаливании.

Определить тип руды можно при помощи данных табл. 2.

Минералогический тип руды, получившейся в результате окисления магнетита, устанавливаем по отношению в ней общего содержания железа к содержанию закиси железа $Fe_{общ} : FeO$, принимаемому по классификации академика М.А. Павлова в следующих пределах:

магнетит – < 3,5;
полумартит – 3,5-7,0;
мартит – > 7,0.

Таблица 2

Неполный химический состав руд различного минералогического типа, %

Тип руды	Fe	FeO	П.п.п.
Красный железняк	53-60	До 2,5	До 4,0
Магнитный железняк	40-65	15-28	До 4,0
Бурый железняк	35-50	До 2,0	10-12
Сидерит	28-35	Более 28	30-33

В качестве примера рассмотрим пересчет на 100% руды следующего состава, %: Fe – 52; Mn – 1,15; P – 0,05; S – 0,75; SiO_2 – 14,4; Al_2O_3 – 5,3; CaO – 2,9; MgO – 2,33; FeO – 24,8; п.п.п. – 1,85.

Руда представляет собой магнетит, так как $Fe_{общ} : FeO = 2,1$, т.е. меньше 3,5, а п.п.п. не превышают 4%. Сера находится в ней в виде пирита FeS_2 .

С серой связано железа

$$0,75 \frac{56}{64} = 0,656\%.$$

В руде содержится пирита FeS_2

$$0,656 \frac{120}{56} = 1,406\%.$$

В закись железа FeO связано железа

$$24,8 \frac{56}{72} = 19,29\%.$$

Количество железа, находящегося в Fe_2O_3 , определяем по разности между общим его содержанием в руде и связанным в FeS_2 и FeO :

$$52 - 0,656 - 19,29 = 32,05 \%$$

Отсюда в руде содержится Fe_2O_3

$$32,05 \cdot \frac{160}{112} = 45,79\%.$$

Содержание закиси марганца MnO в руде составляет

$$1,15 \cdot \frac{71}{55} = 1,48\%.$$

В руде заключено пятиокси фосфора P_2O_5

$$0,05 \cdot \frac{142}{62} = 0,115\%.$$

В результате проделанных выше расчетов химический состав руды можно записать следующим образом, %:

Fe_2O_3	FeO	FeS_2	MnO	P_2O_5	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	п.п.п
45,79	24,8	1,406	1,48	0,115	14,4	5,3	2,9	2,33	1,85

Сложив содержание всех компонентов химического состава, получим: $45,79 + 24,8 + 1,406 + 1,48 + 0,115 + 14,4 + 5,3 + 2,9 + 2,33 + 1,85 = 100,38\%$.

Неравенство суммы компонентов 100% может быть вследствие неточности проведения химического анализа или ошибочно принятого нами распределения элементов по соединениям.

Пересчитаем состав материалов на 100%.

Например, содержание Fe_2O_3 в руде составит:

$$\frac{45,79}{100,38} \cdot 100 = 45,62\%, \quad FeO: \frac{24,8}{100,38} \cdot 100 = 24,71\% \text{ и т.д.,}$$

где 45,79; 24,8 и т.д. – содержание в руде соответственно Fe_2O_3 , FeO и других пересчитываемых компонентов по данным табл. 1 или определенных на ее основе, %;

100,38 – сумма компонентов химического состава по этим же данным %.

Далее рассчитывается содержание в руде Fe , Mn , P и S в виде свободных элементов, исходя из содержания их соединений в пересчитанном на 100% составе.

Подобным же образом пересчитываются составы и других материалов. Расчеты должны выполняться по всем компонентам, кроме фосфора и серы, с точностью до 0,01%. Фосфор и сера рассчитываются с точностью до 0,001%. Пересчитанные на 100% составы всех материалов вписываются в табл. 1*.

* Студенты при выполнении задания должны фиксировать в представляемых на проверку расчетах все действия, связанные с пересчетом состава материалов.

2.2. Оценка сырых материалов, выбор марки и состава чугуна

Оценка сырых материалов с целью установления выплавки из них возможной марки чугуна производится по количеству фосфора и марганца, вносимых рудной смесью и другими материалами, расход которых известен, на 1000 кг чугуна, так как эти элементы в определенных количествах от содержания их в шихте переходят в чугун, лимитируя его состав. Иначе говоря, доменные технологии не могут получить в чугуне содержание фосфора и марганца ниже того, которое определяется количеством этих элементов в рудной смеси и других материалах, и вынуждены выплавлять ту марку чугуна, которая диктуется содержанием в шихте фосфора и марганца.

Для упрощения последующих расчетов, исходя из заданных относительных количеств в рудной смеси материалов, определяется ее средневзвешенный состав.

Средневзвешенное содержание в рудной смеси, например, FeO составляет $0,01 \cdot (24,71 \cdot 20 + 25,48 \cdot 40 + 26,70 \cdot 32,5 + 9,12 \cdot 5 + 32,53 \cdot 2,5) = 25,08\%$,

где 20; 40; 32,5; 5; 2,5 – количество в рудной смеси соответственно железной руды, концентрата I, концентрата II, колошниковой пыли и окалины, %;

24,71; 25,48; 26,70; 9,12; 32,53 – содержание соответственно в тех же материалах FeO , %.

Аналогичным образом рассчитываем средневзвешенное содержание в рудной смеси других компонентов. Ниже приведен средневзвешенный состав рудной смеси:

W^p	Fe	Mn	P	S	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO
3,35	61,39	0,33	0,038	0,281	7,84	1,74	1,41	1,02
FeO	Fe_2O_3	FeS_2	SO_3	MnO	P_2O_5	C	п.п.п.	Σ
25,08	59,50	0,035	0,501	0,42	0,09	0,54	1,83	100

Необходимо помнить, что содержание чистых элементов Fe , Mn , P и S по этим данным должно точно соответствовать сумме их содержания в соединениях.

Для определения расхода рудной смеси на выплавку 1000 кг чугуна вычисляется количество железа, вносимого в чугун сырыми материалами, расход которых известен, и задается ориентировочное содержание железа в чугуне.

Коксом вносится золы на 1000 кг чугуна:

$$425 \cdot \frac{(100 - 2,9)}{100} \cdot \frac{12,6}{100} = 52,00 \text{ кг,}$$

где 425 – расход влажного кокса, кг;

2,9 и 12,6 – содержание соответственно влаги и золы в коксе, %.

С золой кокса поступает железа $52,00 - \frac{3,94}{100} = 2,05$ кг,

где 3,94 – содержание железа в золе кокса, %.

Металлодобавки вносят железа: $5 - \frac{90,6}{100} = 4,53$ кг,

где 5 – расход металлодобавок на 1000 кг чугуна, кг;

90,6 – содержание железа в металлодобавках, %.

Всего зола кокса и металлодобавки вносят железа

$$2,05 + 4,53 = 6,58 \text{ кг.}$$

Принимаем содержание железа в чугуне равным 93%.

В 1000 кг чугуна содержится железа $\frac{93 \cdot 1000}{100} = 930$ кг.

Рудная смесь должна внести железа $930 - 6,58 = 923,42$ кг.

Расход рудной смеси составит $923,42 - \frac{100}{61,39} = 1504,21$ кг,

где 61,39 – ранее вычисленное средневзвешенное содержание железа в рудной смеси, %.

Рудная смесь, зола кокса и металлодобавки вносят марганца:

$$1504,21 \frac{0,33}{100} + 52,00 \frac{0,08}{100} + 5 \frac{0,44}{100} = 4,99 \text{ кг,}$$

где 0,33; 0,08; 0,44 – содержание марганца соответственно в рудной смеси, золе кокса и металлодобавках, %.

В условиях доменной печи при выплавке передельного чугуна в него переходит 55–75% марганца от общего содержания его в шихте [1, с. 583].

Принимаем использование марганца равным 55%, т.е. коэффициент перехода марганца в чугун η_{Mn} , составляет 0,55.

В чугун перейдет марганца $4,99 \cdot 0,55 = 2,75$ кг.

Содержание марганца в чугуне составит $\frac{2,75}{1000} \cdot 100 = 0,275\%$.

Рудная смесь, зола кокса и металлодобавки вносят фосфора:

$$1504,21 \frac{0,038}{100} + 52,00 \frac{0,26}{100} + 5 \frac{0,03}{100} = 0,706 \text{ кг.}$$

где 0,038; 0,26; 0,03 – содержание фосфора соответственно в рудной смеси, золе кокса и металлодобавках, %.

При выплавке передельных чугунов фосфор полностью переходит в чугун. Содержание фосфора в чугуне

$$\frac{0,706}{1000}100 = 0,071\% .$$

Таким образом, в чугунах будет содержаться марганца 0,275, фосфора 0,071%.

По содержанию этих элементов из используемых в плавке материалов можно выплавить передельные и обычные литейные чугуны по ГОСТ 805-80 и ГОСТ 4832-80 [2, с. 275-276].

Использование в доменной шихте марганцевой руды способствует уменьшению содержания серы в чугунах, однако оно повышает стоимость чугуна не только вследствие дороговизны марганцевой руды, но и в результате увеличения выхода шлака, влекущего за собой повышение удельного расхода кокса на выплавку чугуна и снижение производительности доменных печей. Поэтому, когда это возможно, например при выплавке чугуна на низкосернистом коксе, содержащем серы не более 0,7%, получают маломарганцовистые передельные чугуны, не используя в шихте марганцевую руду. Допустимое содержание серы в чугунах при этом обеспечивают поддержанием соответствующей обессеривающей способности шлака, определяемого физико-химическими свойствами.

Учитывая низкое содержание серы в коксе (0,52%), принимаем к выплавке маломарганцовистый передельный чугун без добавки в шихту марганцевой руды. Пределы содержания элементов в чугунах по стандарту и принятое содержание их для расчета представлены в табл. 3.

Таблица 3

Химический состав чугуна, %

Марка чугуна по ГОСТ 805-80	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>	<i>C</i>	<i>Fe</i>
П1 класс А I группа II категория	0,5 - 0,9	не более 0,5	не более 0,1	не более 0,02	-	-
Принято*	0,8	0,28	0,08	0,02	4,5	94,33

* Содержание марганца и фосфора в чугунах принято немногим больше, чем получено при оценке, имея в виду, что флюсом, расход которого в плавку нами не учитывался, будут внесены дополнительные количества этих элементов; кремния – повышенным с целью обеспечения необходимого нагрева чугуна и шлака; серы – относительно низким для снижения затрат на передел чугуна в сталь и улучшения качества металла; углерода – в соответствии с маркой выплавляемого чугуна; железа – по разности между 100% и суммой процентных содержаний других элементов в чугунах.

2.3. Определение расхода материалов на выплавку 1000 кг чугуна

Для определения расхода материалов составляют и решают систему уравнений материального баланса, число которых равно количеству подлежащих выполнению условий.

Этими условиями могут быть массы железа и марганца в чугуне, основность шлака и содержание в нем MgO .

Для одновременного выполнения всех этих условий необходимо в плавке использовать рудную смесь, марганцевую руду, известняк и доломитизированный (высокомagneзиальный) известняк, т.е. материалы, которые значительно отличаются друг от друга содержанием железа, марганца, окиси кальция, окиси магния и основностью.

В этом случае уравнения будут иметь следующий вид:

– по железу

$$\frac{Fe_p}{100}P + \frac{Fe_M}{100}M + \frac{Fe_{И}}{100}И + \frac{Fe_{\delta}}{100}Д + Fe_{изв} = \frac{Fe_{\chi}}{100\eta_{Fe}}1000; \quad (2)$$

– по марганцу

$$\frac{Mn_p}{100}P + \frac{Mn_M}{100}M + \frac{Mn_{И}}{100}И + \frac{Mn_{\delta}}{100}Д + Mn_{изв} = \frac{Mn_{\chi}}{100\eta_{Mn}}1000; \quad (3)$$

– по основности шлака $CaO : SiO_2$

$$\frac{CaO_pP + CaO_MM + CaO_{И}И + CaO_{\delta}Д + Ca_{изв} \cdot 100}{SiO_{2p}P + SiO_{2M}M + SiO_{2И}И + SiO_{2\delta}Д + (SiO_{2изв} - SiO_{2\chi})100} = B; \quad (4)$$

– по содержанию в шлаке магнeзии MgO

$$\frac{MgO_pP + MgO_MM + MgO_{И}И + MgO_{\delta}Д + MgO_{изв}100}{\sum_pP + \sum_MM + \sum_{И}И + \sum_{\delta}Д + B \cdot 100} = \frac{MgO_{шл}}{100}, \quad (5)$$

где $\sum_p, \sum_M, \sum_{И}, \sum_{\delta}$ – сумма ($\sum_{шл} + \mu_{Mn}MnO$) соответственно в железной руде, марганцевой руде, известняке и доломитизированном известняке, %.

$$B = \left[\left(\sum_{шл} + \mu_{Mn}MnO \right)_{изв} + 0,5S_{\kappa}\mu_S + 12,85Fe_{\chi}(\mu_{Fe} : \eta_{Fe}) - SiO_{2\chi} \right].$$

В вышеприведенных уравнениях приняты следующие обозначения:

$P, M, И, Д$ – расходы соответственно рудной смеси, марганцевой руды, известняка и доломитизированного известняка, кг (символ элемента или окисла перед расходом материала – содержание данного элемента или окисла в материале, %);

Fe_+ , Mn_+ – принятое содержание в чугуна соответственно железа и марганца, %;

$Fe_{изв}$, $Mn_{изв}$ – массы соответственно железа и марганца, вносимые материалами, расход которых известен (зола кокса, металлодобавки и т.д.), кг;

η_{Fe} , η_{Mn} – коэффициент перехода железа и марганца соответственно, доли ед.;

B , $MgO_{шл}$ – соответственно основность шлака по отношению $CaO : SiO_2$ и процентное содержание в нем магнезии;

$\sum_{шл}$ – сумма шлакообразующих SiO_2 , Al_2O_3 , CaO , MgO в материале, %;

$\mu_{Mn} = 1 - \eta_{Mn}$ – относительное количество MgO , переходящее в шлак, доли ед.;

$\mu_{Fe} = 1 - \eta_{Fe}$ – относительное количество железа, переходящее в шлак, доли ед.;

$SiO_{2изв}$, $CaO_{изв}$, $MgO_{изв}$ – массы соответственно кремнезема, окиси кальция и магния, вносимые материалами, расход которых известен, кг;

S_K – масса серы, вносимая в плавку коксом, кг;

μ_S – относительное количество серы, переходящее в шлак, доли ед.;

$SiO_{2ч}$ – масса кремнезема, расходуемая на восстановление кремния в чугуна, кг.

Чаще пользуются системой из трех уравнений, в которой всегда имеются по содержанию железа в чугуна и основности шлака. Уравнения же по содержанию марганца в чугуна или магнезии в шлаке включают в систему в зависимости от необходимости получения желаемого содержания марганца в чугуна или магнезии в шлаке. Выполнение этих условий требует использования в шихте соответственно марганцевой руды или доломитизированного известняка.

Основность шлака определяет одно из главных его свойств – обессеривающую способность, от которой зависит чистота чугуна по содержанию в нем серы.

Основность шлака ориентировочно принимают по содержанию серы в коксе, так как он вносит наибольшее количество серы в доменную печь. При содержании серы в коксе 0,4-0,65 и 1,7-1,8% основность шлака по отношению $CaO : SiO_2$ можно принимать в пределах 0,85-1,15 и 1,17-1,30 соответственно.

По содержанию серы в коксе (0,6) принимаем основность шлака по соотношению $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1,1$. В связи с низким содержанием серы в коксе предполагается, как отмечалось ранее, плавка без использования марганцевой руды.

Для необходимой обессеривающей способности шлака необходимо повысить содержание MgO в шлаке до 7-12% в зависимости от конкретных условий. Для нашего случая принимаем содержание MgO в шлаке равным 8,0%.

Составляем систему из трех уравнений по железу, основности шлака и содержанию в нем MgO . Предварительно определяем количества железа, кремнезема, окиси кальция и магнезии, суммы шлакообразующих и закиси марганца, вносимые золой кокса и металлодобавками, и серы, поступающей с коксом, а также количества кремнезема, расходуемое на восстановление кремния чугуна.

Зола кокса и металлодобавки вносят, кг:

– железа 6,58 (определено ранее);

– кремнезема $\frac{55,54}{100} \cdot 52,00 + \frac{8,71}{100} \cdot 5 = 29,31$;

– окиси кальция $\frac{6,38}{100} \cdot 52,00 = 3,32$;

– окиси магнезии $\frac{2,13}{100} \cdot 52,00 = 1,11$;

– шлакообразующих

$$\frac{(55,54+6,38+2,13+31,31)}{100} \cdot 52,00 + \frac{8,71}{100} \cdot 5 = 50,02$$

– закиси марганца $\frac{0,11}{100} \cdot 52,00 = 0,08$,

где 52,00 и 5 – массы соответственно золы кокса (определено ранее) и металлодобавок.

На восстановление кремния чугуна расходуется кремнезема

$$\frac{0,8}{100} \cdot \frac{60}{28} \cdot 1000 = 17,14 \text{ кг,}$$

где 0,8 – содержание кремния в чугуне, %;

60 – масса килограмм-молекулы SiO_2 , кг;

28 – масса килограмм-атома кремния, кг.

Коксом вносится серы

$$425 \cdot \frac{(100 - 2,9)}{100} \cdot \frac{0,6}{100} = 2,48 \text{ кг.}$$

Коэффициент перехода серы в шлак μ_S зависит от вида чугуна [1, с. 583]. При выплавке передельных чугунов он составляет 0,86-0,88.

Принимаем коэффициент перехода серы в шлак μ_S равным 0,9.

Принимаем η_{Fe} равным 0,9995, т.е. допускаем потерю железа со шлаком в количестве 0,0005 от содержания его в шихте.

Уравнения:

– по железу:

$$\frac{61,39}{100}P + \frac{0,18}{100}И + \frac{0,44}{100}Д + 6,58 = \frac{94,32}{100 \cdot 0,9995} \cdot 1000;$$

– по основности шлака:

$$\frac{1,41P + 53,79И + 38,27Д + 3,32 \cdot 100}{7,84P + 1,69И + 1,06Д + (29,31 - 17,14) \cdot 100} = 1,1;$$

– по содержанию магнезии в шлаке:

$$\frac{1,02P + 0,70И + 14,04Д + 1,11 \cdot 100}{12,20P + 56,69И + 53,81Д + Б \cdot 100} = \frac{8}{100},$$

где $Б = [(50,02 + 0,45 \cdot 0,08) + 0,5 \cdot 2,48 \cdot 0,9 + 12,85 \cdot 94,32 \cdot (0,0005 : 0,9995)] - 17,14] = 34,09$ кг.

Решение системы уравнений дает расход на 1000 кг чугуна рудной смеси 1525,40, известняка 174,95, доломитизированного известняка 79,14 кг.

Проверяем правильность решения системы уравнений подстановкой в них найденных значений P , $И$ и $Д$:

– по железу:

$$\frac{61,39}{100} \cdot 1525,40 + \frac{0,18}{100} \cdot 174,95 + \frac{0,44}{100} \cdot 79,14 + 6,58 = 943,67;$$

– по основности шлака:

$$\frac{1,41 \cdot 1525,40 + 53,79 \cdot 174,95 + 38,27 \cdot 79,14 + 3,32 \cdot 100}{7,84 \cdot 1525,40 + 1,69 \cdot 174,95 + 1,06 \cdot 79,14 + (29,31 - 17,14) \cdot 100} = 1,10;$$

– по содержанию магнезии в шлаке:

$$\frac{1,02 \cdot 1525,40 + 0,70 \cdot 174,95 + 14,04 \cdot 79,14 + 1,11 \cdot 100}{12,20 \cdot 1525,40 + 56,69 \cdot 174,95 + 53,81 \cdot 79,14 + 34,09 \cdot 100} = 0,08.$$

Отклонение полученных величин от принятых допускается в пределах погрешности используемых средств вычисления. На-

пример, при расчетах с использованием ЭВМ (действительные числа с двойной точностью) погрешность не превышает $\pm 10^{-14}$ %.

Таким образом, расход в доменную шихту рудной смеси, известняка и доломитизированного известняка нами определен правильно.

Проверка правильности решения системы уравнений подстановкой в исходные уравнения найденных значений P , M , I , и D является обязательной операцией.

Отрицательные значения расходов известняка, доломитизированного известняка и марганцевой руды могут получаться вследствие ошибок при расчетах или же тогда, когда без использования в шихте этих материалов обеспечиваются принятые условия.

На ошибки при расчетах укажет невыполнение принятых условий при подстановке в исходные уравнения найденных расходов материалов.

Во втором случае проверка подтвердит правильность расчетов, и в зависимости от конкретных обстоятельств необходимо или отказаться от использования в шихте того или другого материала, или же задаться в пределах нормы большим содержанием марганца в чугуне, более высокой основностью шлака, большим содержанием в нем магнезии.

2.4. Расчет агломерационной шихты, определение состава агломерата

Современная практика производства чугуна идет в направлении уменьшения числа компонентов доменной шихты, что обеспечивается широким развитием агломерации железорудных концентратов и различного рода добавок, используемых в доменной плавке.

Мы предполагаем доменную плавку на шихте только из агломерата и кокса, а поэтому всю рудную смесь, известняк и доломитизированный известняк подвергаем агломерации.

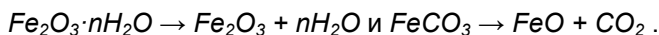
Кроме этих материалов, в агломерационную шихту войдут коксик, как основной источник тепла в агломерационном процессе, вода, как средство окомкования шихты и получения хорошей ее газопроницаемости, и небольшое дополнительное количество флюса для ошлакования золы коксика. Содержанием в аглошихте углерода и ее влажностью задаемся исходя из практических данных в зависимости от минералогического типа спекаемых руд. Уг-

лерода в сухой шихте содержится при спекании магнетитовых руд 3,5–4,5%, гематитовых – 4,5–5,0%, бурых железняков – 6,0–8,0%.

Магнетитовые руды агломерируются при меньшем расходе твердого топлива, так как при их спекании выделяется дополнительное тепло за счет окисления серы и повышения степени окисленности железа. Увеличение содержания серы в шихте на 1 кг в виде FeS_2 эквивалентно по количеству выделяющегося тепла 0,37 кг углерода.

Окисление Fe_3O_4 до Fe_2O_3 сопровождается выделением 733,11 кДж тепла на 1 кг железа, заключенного в окисле.

Высокие расходы топлива при спекании бурых железняков и сидеритов объясняются большими затратами тепла на их разложение по реакциям соответственно:



На выделение и испарение 1 кг воды гидратов окислов железа затрачивается 4961,36 кДж тепла.

На 1 кг CO_2 , выделяющегося при разложении $FeCO_3$, расходуется 1992,92 кДж тепла.

Оптимальная влажность шихты составляет при спекании магнетитовых руд 6–8%, гематитовых 8–10%, бурых железняков 14–18%.

2.4.1. Определение расхода коксика

Вследствие того, что в нашем случае спекаются магнетитовые концентраты, принимаем содержание коксика в сухой шихте 3,5%, влажность шихты 7,5%.

Ранее определен расход известняка (174,95 кг) и доломитизированного известняка (79,14 кг) на ошлакование пустой породы рудной смеси и золы кокса доменной шихты. Принимаем, что в таком же соотношении эти флюсы будут расходоваться и на ошлакование золы коксика в агломерационном процессе, т.е. во флюсе будет содержаться:

$$\text{— известняка} \quad \frac{174,95}{174,95 + 79,14} \cdot 100 = 68,85\%;$$

$$\text{— доломитизированного известняка} \quad \frac{79,14}{174,95 + 79,14} \cdot 100 = 31,15\%.$$

Строго говоря, принятое нами соотношение во флюсе, идущем на ошлакование золы коксика, известняка и доломитизиро-

ванного известняка должно быть другим, так как отношение шлакообразующих окислов в смеси руд и золы кокса доменной плавки отличается от золы коксика. Но принятое нами допущение не может повлиять в большой степени на точность расчетов потому, что коксиком в агломерационном процессе вносится незначительное количество золы.

Для упрощения расчетов определяем средневзвешенный состав флюса, который представлен ниже, %:

W^*	Fe	Mn	P	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
1,82	0,26	0,02	0,01	0,02	1,50	0,48	48,95	4,85
FeO	Fe ₂ O ₃	SO ₃	FeS ₂	MnO	P ₂ O ₅	п.п.п.	C	Сумма
0,00	0,37	0,04	0,00	0,03	0,02	43,76	0,00	100,00

Состав золы коксика принимаем таким же, как кокса доменной шихты (см. табл. 1). Содержание золы в коксике на 1-2% больше содержания ее в металлургическом коксе.

Количество углерода в коксике уменьшается в соответствии с увеличением в нем золы.

Принимаем содержание золы в коксике 13,5%. Отсюда нелегучего углерода в коксике будет $83,23 - (13,5 - 12,6) = 82,33\%$.

Влажность коксика составляет 10-25%. Она приближается к нижнему пределу при увеличении в дробимом топливе доли кокса из-под грохотов доменного цеха и стремится к верхнему пределу при возрастании доли шлама из отстойников коксохимического цеха. Принимаем содержание влаги в коксике 18%.

Расчет агломерационной шихты без влаги и возврата ведем исходя из 100 кг сухой рудной смеси.

На 1525,40 кг рудной смеси в доменной плавке расходуется, как было определено ранее, 254,09 кг флюса. Отсюда в аглошихте на 100 кг рудной смеси расход флюса составит

$$\frac{254,09}{1525,40} \cdot 100 = 16,66 \text{ кг.}$$

Для офлюсования золы коксика требуется ввести дополнительное количество флюса.

Флюсующую способность флюса Φ , %, определяем по уравнению

$$\Phi_{\phi} = CaO_{\phi} - B SiO_{2\phi}, \quad (6)$$

где CaO_{ϕ} и $SiO_{2\phi}$ – содержание соответственно CaO и SiO₂ во флюсе, %;

B – основность шлака CaO/SiO₂, доли ед.

Подставим в уравнение (6) соответствующие значения величин, получим $\Phi_{\phi} = 48,95 - 1,1 \cdot 1,50 = 47,31\%$.

Количество флюса Φ_k , кг, потребное на офлюсование золы 1 кг коксика, рассчитываем по уравнению

$$\Phi_k = \frac{A}{100} \cdot \frac{SiO_2 B - CaO}{\Phi_{\phi}}, \quad (7)$$

где A – содержание золы в коксике, %;

SiO_2, CaO – содержание соответственно SiO_2 и CaO в золе коксика, %;

B – основность шлака, доли ед.;

Φ_{ϕ} – флюсующая способность флюса, %.

На офлюсование золы 1 кг коксика требуется флюса:

$$\Phi_k = \frac{13,5}{100} \cdot \frac{55,54 \cdot 1,1 - 6,38}{47,31} = 0,156 \text{ кг.}$$

Расход коксика K , кг, определяем по уравнению

$$K = \frac{C_{\omega}(P + \Phi) - C_P P}{C_K - C_{\omega}(1 + \Phi_K)}, \quad (8)$$

где C_K, C_{ω} и C_P – содержание углерода соответственно в коксике, аглошихте и рудной смеси (за счет колошниковой пыли), %;

Φ_K – количество флюса, потребное на ошлакование золы 1 кг коксика, кг;

P, Φ – расход в шихту соответственно рудной смеси и флюса, кг;

Подставив в уравнение значения соответствующих величин, получим

$$K = \frac{3,5(100 + 16,66) - 0,54 \cdot 100}{82,33 - 3,5(1 + 0,156)} = 4,53 \text{ кг.}$$

На офлюсование золы коксика потребуется дополнительное количество флюса $\Phi_k \cdot K = 0,156 \cdot 4,53 = 0,71$ кг. Общий расход флюса на офлюсование пустой породы рудной смеси и золы коксика составит $16,66 + 0,71 = 17,36$ кг.

На основе результатов расчета определяем состав сухой шихты (табл. 4).

Правильность расчета коксика в шихту проверяем по процентному содержанию углерода в шихте, которое должно соответствовать принятому (3,5%).

Содержание углерода в сухой шихте C_{ω} , %, определяем по уравнению

$$C_{ш} = \frac{P_{ш}C_p + K_{ш}C_k}{100}, \quad (9)$$

где $P_{ш}$ и $K_{ш}$ – содержание в сухой шихте (см. табл. 4) соответственно рудной смеси и коксика, %.

Таблица 2.4

Состав сухой шихты

Компоненты	Содержание	
	кг	%
Рудная смесь	100,00	82,04
Флюс	17,36	14,25
Коксик	4,53	3,71
Итого	121,89	100,00

Содержание углерода в шихте

$$C_{ш} = \frac{82,04 \cdot 0,54 + 3,71 \cdot 82,33}{100} = 3,5\%.$$

Отсюда следует, что расход коксика в шихту определен правильно.

2.4.2. Определение состава агломерата

Для определения химического состава агломерата составим балансовую табл. 5 на 100 кг сухой шихты.

При составлении табл. 5 необходимо иметь в виду, что сумма всех компонентов химического состава материала должна быть равна его сухой массе (отклонения допускаются в пределах $\pm 0,1\%$).

Графа таблицы «Переходит в агломерат, кг» заполняется на основе данных графы «Всего шихтой вносится, кг». При этом учитываем некоторые практические данные производства агломерата.

Работа агломерационных фабрик показывает, что в агломерат переходит 2-5% углерода и 3-10% (при спекании сернистых магнетитовых руд) и 30-50% (при спекании малосернистых руд) серы от их количества в шихте.

Мышьяк при спекании агломератов с основностью выше 0,75 при использовании в качестве топлива коксика практически полностью переходит в агломерат. При спекании неофлюсованного агломерата степень удаления мышьяка составляет 20-25%.

Цинк и свинец в обычных условиях агломерации с нормальным расходом топлива усваиваются агломератом. Фосфор из шихты также полностью переходит в агломерат.

Принимаем для нашего случая количество углерода, переходящее в агломерат, 3% и серы 10%.

В агломерат перейдет:

– углерода

$$3,500 \cdot \frac{3}{100} = 0,105 \text{ кг};$$

– серы

$$0,255 \cdot \frac{10}{100} = 0,026 \text{ кг}.$$

Условно полагаем, что вся сера в офлюсованном агломерате связана в серный ангидрит SO_3 и находится в агломерате в виде $CaSO_4$. Фактически же в агломератах, кроме сульфатной серы, присутствуют небольшие количества сульфитной серы, представленные CaS и FeS .

$$\text{В агломерате содержится } SO_3 \quad 0,026 \cdot \frac{80}{32} = 0,064 \text{ кг}.$$

Количество FeO и Fe_2O_3 в агломерате не сохраняется таким, каким оно было в рудах до спекания. Агломерат из магнетитовых руд, например, имеет меньшее содержание FeO по сравнению с рудной, из гематитовых – большее.

Степень окисления агломерата применительно к выполняемым расчетам удобно характеризовать отношением $Fe_{общ} : Fe^{++}$, которое для агломерата из магнетитовых руд находится в пределах 4,0–6,0; гематитовых – 5,0–8,0; бурых железняков – 3,0–4,0. Это отношение не остается постоянным, а изменяется в зависимости от содержания углерода в шихте, богатства агломерата, скорости спекания и т.д.

Содержание закиси железа в агломерате из магнетитовых руд составляет 12–18%, гематитовых – 8–12%, бурых железняков – 17–22%.

В нашем случае спекаются магнетитовые руды, поэтому принимаем отношение $Fe_{общ} : Fe^{++}$ равным 5,0.

Содержание в агломерате железа составит:

– двухвалентного Fe^{++}

$$\frac{50,42}{5} = 10,08 \text{ кг};$$

– трехвалентного Fe^{+++} $50,42 - 10,08 = 40,34 \text{ кг}.$

В агломерате содержится:

$$FeO \quad 10,08 \cdot \frac{72}{56} = 12,97 \text{ кг};$$

$$Fe_2O_3 \quad 40,34 \cdot \frac{160}{112} = 57,62 \text{ кг}.$$

Таблица 2.5

Количество твердых материалов, поступающих на спекание, компонентов, переходящих в агломерат, и продуктов горения, кг

Ком- понен- ты	Рудная смесь		Флюс		Зола коксика		Коксик		Всего шихтой вносит- ся	Пере- ходит в агло- мерат	Состав агло- мерата, %	Пере- ходит в газ
	Расход сухого											
	82,04		14,25		0,50		3,71					
	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг				
Fe	61,39	50,36*	0,26	0,04*	3,94	0,02	-	-	50,42	50,42	56,36*	-
Mn	0,327	0,269*	0,023	0,003*	0,083	следы	-	-	0,272	0,27	0,304*	-
P	0,038	0,031*	0,007	0,001*	0,260	0,001*	-	-	0,033	0,03	0,037*	-
S	0,281	0,231*	0,015	0,002*	-	-	0,600	0,022	0,255	0,026	0,029*	0,230
C	0,54	0,44	-	-	-	-	82,33	3,06	3,500	0,105	0,12	3,395
SiO ₂	7,84	6,43	1,50	0,21	55,54	0,28	-	-	6,93	6,93	7,74	-
Al ₂ O ₃	1,74	1,43	0,48	0,07	31,31	0,16	-	-	1,65	1,65	1,85	-
CaO	1,41	1,15	48,95	6,97	6,38	0,03	-	-	8,16	8,16	9,12	-
MgO	1,02	0,83	4,85	0,69	2,13	0,01	-	-	1,54	1,54	1,72	-
FeO	25,08	20,57	-	-	-	-	-	-	20,57	12,97	14,49	-
Fe ₂ O ₃	59,50	48,81	0,37	0,05	-	-	-	-	48,87	57,62	64,41	-
SO ₃	0,035	0,029	0,039	0,006	-	-	-	-	0,034	0,064	0,071	-
FeS ₂	0,501	0,411	-	-	-	-	-	-	0,411	-	-	-
MnO	0,42	0,35	0,029	0,004	0,11	следы	-	-	0,352	0,352	0,393	-
P ₂ O ₅	0,087	0,071	0,016	0,002	0,595	0,003	-	-	0,076	0,076	0,085	-
п.п.п.	1,83	1,50	43,76	6,23	-	-	2,8**	0,10	7,84	-	-	7,84
Итого	-	82,04	-	14,25		0,50		3,18	99,97	89,46	100,00	11,46

* При подсчете «Итого» исключается из числа слагаемых, так как учитывается в виде соединений.

** Сумма содержаний в коксе.

После заполнения балансовой табл. 5 необходимо проверить правильность расчета шихты по содержанию в ней углерода и соответствие полученного в агломерате содержания FeO типу спекаемой руды.

В шихте содержится углерода $3,500 \cdot 100/100 = 3,500\%$, что соответствует принятому в расчете.

В агломерате содержится $14,49\%$ FeO , что согласуется с практическими данными при спекании магнетитовых руд.

Если содержание FeO в агломерате будет больше или меньше указанных ранее пределов, то необходимо откорректировать состав агломерата, приняв в нем допустимое содержание закиси железа.

Рассмотрим корректировку состава на следующем примере.

Допустим, что нас по некоторым причинам не удовлетворяет полученное содержание FeO в агломерате, равное $14,49\%$, а лучше подходит $17,0\%$.

Количество железа, связанное при этом в FeO , определяем по уравнению

$$Fe'' = \frac{Fe' \cdot FeO''}{FeO'} , \quad (10)$$

где Fe' и Fe'' – количество железа, связанного в FeO , соответственно полученное и желательное, кг;

FeO' и FeO'' – содержание FeO в агломерате соответственно полученное и желательное, %.

Подставив в уравнение (10) значения соответствующих величин, получим:

$$Fe' = \frac{10,08 \cdot 17,0}{14,49} = 11,83 \text{ кг.}$$

В Fe_2O_3 связано железа $50,42 - 11,83 = 38,59$ кг.

В агломерате будет находиться:

$$FeO \quad \frac{72}{56} \quad 11,83 = 15,21 \text{ кг;}$$

$$Fe_2O_3 \quad \frac{160}{112} \quad 38,59 = 55,13 \text{ кг.}$$

Масса агломерата составит $18,87 + 15,21 + 54,98 = 89,06$ кг,

где $18,87$ – масса составляющих агломерата, кроме окислов железа, кг.

После этого надо пересчитать состав агломерата исходя из его массы $89,06$ кг.

$$\text{В агломерате будет содержаться } FeO \quad \frac{15,21}{89,06} \cdot 100 = 17,08\%.$$

Необходимость получения в агломерате содержания закиси железа в пределах, отвечающих спекаемому типу руды, объясняется тем, что она (закись железа) является показателем температурно-теплого уровня процесса агломерации, от которого зависит качество агломерата (прочность, восстановимость, содержание серы).

Агломерат, содержащий FeO выше нормы, имеет худшую восстановимость, увеличенное содержание серы и повышенную прочность.

Наличие в агломерате FeO ниже нормы свидетельствует о неполноте физико-химических превращений в процессе агломерации, следствием чего является понижение прочности агломерата, уменьшение выхода годного и возможно повышение восстановимости агломерата и снижение содержания в нем серы.

2.4.3. Определение направленности процесса агломерации

Процесс агломерации в конечном итоге по отношению к железу может быть восстановительным и окислительным. В результате окислительного процесса количество кислорода, связанного в окислы железа, повышается, а восстановительного – понижается.

При окислительном процессе появляется дополнительный источник тепла – повышение степени окисленности железа, при восстановительном – дополнительный потребитель тепла – диссоциация окислов железа.

С целью определения направленности процесса агломерации составляем баланс по железу и кислороду окислов железа, представленный в табл. 6. Баланс составляется на основании данных табл. 5.

При составлении табл. 6 необходимо иметь в виду, что количество железа в шихте и агломерате должно быть одинаковым, так как в процессе агломерации железо полностью переходит в агломерат, и соответствовать данным табл. 5. Невязка баланса железа допускаяется не более $\pm 0,1$ кг.

Причиной большей невязки может быть несоответствие по табл. 5 количества элементарного железа его количеству, заключенному в соединениях, вследствие неправильного определения средневзвешенного состава рудной смеси (см. п. 2.2).

Содержание кислорода в окислах железа повысилось на $20,17 - 19,23 = 0,94$ кг.

Отсюда следует, что по отношению к железу процесс является окислительным, следовательно, при спекании будет выделяться дополнительное тепло.

Участвует железа в образовании Fe_2O_3 $40,34 - 34,21 = 6,13$ кг;

Из них:

– по реакции $4\text{FeO} + \text{O}_2 = 2\text{Fe}_2\text{O}_3$ $16,00 - 10,08 = 5,92$ кг;

– по реакции $4\text{Fe} + 3\text{O}_2 = 2\text{Fe}_2\text{O}_3$ $6,13 - 5,92 = 0,21$ кг;

Таблица 6

Баланс по железу и кислороду окислов железа, кг

Соединение железа	Содержится в шихте			Содержится в агломерате		
	Соединения	Fe	O ₂	Соединения	Fe	O ₂
FeO	20,57	16,00	4,57	12,97	10,08	2,88
Fe ₂ O ₃	48,87	34,21	14,66	57,62	40,34	17,29
FeS ₂	0,41	0,19	-	-	-	-
Fe*	0,02	0,02	-	-	-	-
Итого	-	50,42	19,23	-	50,42	20,17

* Из золы коксика.

2.4.4. Определение состава увлажненной шихты с возвратом на 100 кг сухой шихты без возврата

Возврат является обратным продуктом агломерационного производства и представляет собой мелкий плохо спеченный агломерат, непригодный для проплавки в доменной печи. Количество возврата зависит от организации как процесса агломерации, так и отсева возврата.

Наибольшее количество возврата получают при хорошо налаженной стабилизации, т.е. предварительной механической обработке агломерата перед загрузкой его в доменную печь. Крупность возврата составляет 0-10(20) мм. Чем крупнее ячейки грохота, на котором отсеивается возврат, тем большее количество годного получают. На грохотах с подвижным рабочим органом отсеивают возврата больше, чем на колосниковом стационарном.

Добавка в определенных количествах возврата в агломерационную шихту является желательной, так как, улучшая ее газопроницаемость, он интенсифицирует процесс спекания и способствует повышению качества агломерата.

Присутствие возврата в шихте требует дополнительного расхода коксика на его расплавление и флюса на ошлакование вносимой этим коксиком золы.

Содержание возврата в сухой шихте на агломерационных фабриках в настоящее время составляет 25-35%.

Принимаем содержание возврата в сухой шихте 30,0%.

Потребное количество возврата В, кг, на 100 кг сухой шихты без возврата определяем по уравнению

$$B = \frac{\Pi_e \cdot 100}{100 - \Pi_e [1 + (\Delta K + \Delta \Phi)]}, \quad (11)$$

где Π_e – принятое содержание возврата в сухой шихте, %;

$\Delta K, \Delta \Phi$ – дополнительное количество соответственно коксика и флюса, вводимое в шихту на 1 кг возврата, кг.

Дополнительное количество коксика ΔK , кг, на 1 кг возврата рассчитываем по уравнению

$$\Delta K = \frac{C_w - C_a}{C_k - C_w (1 + \Phi_k)}, \quad (12)$$

где C_k – содержание нелетучего углерода в коксике, %;

C_a – содержание углерода в возврате, %;

C_w – принятое содержание углерода в шихте, %;

Φ_k – расход флюса на ошлакование золы 1 кг коксика, кг.

Содержание углерода в возврате с целью упрощения расчета условно принимаем равным его содержанию в агломерате по табл. 5.

Расход флюса на ошлакование золы 1 кг коксика определен ранее по уравнению (7).

Подставив в уравнение (12) значения известных величин, получим

$$\Delta K = \frac{3,5 - 0,12}{82,04 - 3,5(1 + 0,156)} = 0,043 \text{ кг.}$$

Дополнительное количество флюса на 1 кг возврата

$$\Delta \Phi = \Delta K \cdot \Phi_k = 0,043 \cdot 0,156 = 0,007 \text{ кг.}$$

Расход возврата на 100 кг сухой шихты без возврата составит

$$B = \frac{30,0 \cdot 100}{100 - 30,0[1 + (0,043 + 0,007)]} = 43,79 \text{ кг.}$$

Проверку соответствия полученного расхода возврата принятому содержанию его в шихте производим по уравнению

$$П_е = \frac{B}{100 + B(1 + \Delta K + \Delta \Phi)} 100.$$

Содержание возврата в сухой шихте

$$B = \frac{43,79}{100 + 43,79(1 + 0,043 + 0,007)} \cdot 100 = 30 \%,$$

что соответствует принятому.

Дополнительные расходы в связи с введением в шихту возврата составят:

– коксика $B \cdot \Delta K = 43,79 \cdot 0,043 = 1,89$ кг;

– флюса $B \cdot \Delta \Phi = 43,79 \cdot 0,007 = 0,30$ кг.

Содержится в сухой шихте с возвратом:

– коксика $3,71 + 1,89 = 5,61$ кг;

– флюса $14,25 + 0,30 = 14,54$ кг.

Расход влажного материала при известном расходе сухого определяем по уравнению

$$P_{вл} \frac{P_{сух}}{100 - W^p} 100, \quad (13)$$

где $P_{вл}$ и $P_{сух}$ – массы соответственно влажного и сухого материала, кг;

W^p – влажность материала, %.

Расход, например, влажной рудной смеси составляет

$$\frac{82,04}{100 - 3,35} \cdot 100 = 84,89 \text{ кг.}$$

Количество и состав сухой и увлажненной шихты с возвратом представлены в табл. 7, которая составляется по данным табл. 4, с учетом дополнительных расходов коксика и флюса.

Масса увлажненной шихты с возвратом при принятом ранее содержании в ней влаги 7,5% составит

$$\frac{145,98}{100 - 7} \cdot 100 = 157,82 \text{ кг.}$$

В шихте содержится гигроскопической влаги

$$157,82 - 145,98 = 11,84 \text{ кг.}$$

Расход воды на увлажнение шихты определяем по разности между необходимым содержанием влаги в шихте и массой ее, вносимой материалами, $11,84 - 4,64 = 7,20$ кг.

Таблица 7

Количество и состав сухой и увлажненной шихты
с возвратом на 100 кг сухой шихты без возврата

Расход материалов	Материал					
	Рудная смесь	Флюс	Коксик	Возврат	Вода на увлажне- ние	Итого
На 100 кг сухой шихты без возвра- та получается су- хой шихты с воз- вратом: кг	82,04	14,54	5,61	43,79		145,98
%	56,20	9,96	3,84	30,00		100,00
Расход влажных материалов на шихту с возвратом Wp: %	3,35	1,8	2,9	3		
кг	84,89	14,81	5,77	45,15		150,62
Материалы вносят влаги, кг	2,85	0,27	0,17	1,35		4,64
Состав увлажнен- ной шихты с воз- вратом: кг	84,89	14,81	5,77	45,15	7,20	157,82
%	53,79	9,38	3,66	28,61	4,56	100,00

2.4.5. Уточнение состава агломерата

Вследствие дополнительных количеств золы коксика и твердого остатка флюса, вносимых в шихту совместно с возвратом, состав агломерата, спеченного из шихты с возвратом, будет отличаться от состава, полученного в балансовой табл. 5. Поэтому необходимо пересчитать ранее полученный состав агломерата с учетом всех компонентов, вносимых в агломерат дополнительным коксиком и флюсом. Количество компонентов, вносимое в агломерат этими материалами, представлено в табл. 8.

При составлении табл. 8 количества серы и углерода, переходящие в агломерат из дополнительных коксика и флюса, подсчитываются на основании ранее принятого перехода в агломерат серы 10% и углерода 3%.

Таблица 8

Количество компонентов, вносимых в агломерат дополнительным расходом коксика и флюса, кг

Компонент	Флюс		Зола коксика		Коксик		Всего ма- териалами вносится	Переход компонентов	
	Расход сухого							в агломе- рат	в газ
	0,30		0,255		1,89				
	%	кг	%	кг	%	кг			
<i>Fe</i>	0,26	0,001*	3,94	0,010	-	-	0,011*	0,011*	-
<i>Mn</i>	0,023	следы	0,083	следы	-	-	следы	следы	-
<i>P</i>	0,007	следы	0,260	0,001*	-	-	0,001*	0,001*	-
<i>S</i>	0,015	следы	-	-	0,600	0,011	0,011*	0,001*	0,010
<i>C</i>	-	-	-	-	82,33	1,558	1,558	0,047	1,511
<i>SiO₂</i>	1,50	0,004	55,54	0,142	-	-	0,146	0,146	-
<i>Al₂O₃</i>	0,48	0,001	31,31	0,080	-	-	0,081	0,081	-
<i>CaO</i>	48,95	0,145	6,38	0,016	-	-	0,161	0,161	-
<i>MgO</i>	4,85	0,014	2,13	0,005	-	-	0,020	0,020	-
<i>FeO</i>	-	-	-	-	-	-	-	0,003	-
<i>Fe₂O₃</i>	0,37	0,001	-	-	-	-	0,001	0,012	-
<i>SO₃</i>	0,04	следы	-	-	-	-	следы	0,003	-
<i>FeS₂</i>	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<i>MnO</i>	0,03	следы	0,11	следы	-	-	следы	следы	-
<i>P₂O₅</i>	0,02	следы	0,595	0,002	-	-	0,002	0,002	-
<i>П.п.п.</i>	43,76	0,129	-	-	2,80	0,053	0,182	-	0,182
<i>Итого</i>	-	0,30	-	0,26	-	1,62	2,173	0,475	1,704

* При подсчете «Итого» исключается из числа слагаемых, так как учитывается в виде соединений.

При подсчете «Итого» графы «Всего материалами вносятся, кг» *S* и *Fe*, содержащиеся в коксике и его золе, включаются в число слагаемых.

Полагаем, что железо флюса и золы коксика переходит в агломерат в виде окислов, при этом отношение $Fe_{общ} : Fe^{++}$ будет равно ранее принятой величине (5,0), а сера, переходящая в агломерат из этих материалов, образует SO_3 .

Пересчитанный состав агломерата с учетом данных табл. 8 представлен в табл. 9.

При составлении табл. 9 расход сухого (кг) в графе «Агломерат+возврат» подсчитывается суммированием количества агломерата, получающегося из 100 кг сухой шихты без возврата (94,22 кг), см. табл 5) с количеством возврата, вводимого на 100 кг сухой шихты без возврата (43,81 кг), табл. 7). При этом химический состав возврата принимается таким же, как и агломерата, по табл. 5. Фактически химический состав возврата отличается от годного агломерата повышенным содержанием углерода (0,6–1,0%), серы и пониженным содержанием закиси железа.

Таблица 9

Количество компонентов, переходящих в агломерат,
с учетом содержания возврата в шихте

Компонент	Агломерат + возврат		Дополни- тельный коксик и флюс	Всего ма- териалами вносится в агломерат, кг	Состав а- гломерата, отправляе- мого в до- менный цех, %
	Расход сухого, кг				
	133,26		2,19		
	%	кг	кг		
<i>Fe</i>	56,36	75,10	0,011	75,11	56,17
<i>Mn</i>	0,30	0,41	0,000	0,41	0,30
<i>P</i>	0,04	0,05	0,001	0,05	0,038
<i>S</i>	0,03	0,04	0,001	0,04	0,029
<i>C</i>	0,12	0,16	0,047	0,20	0,15
<i>SiO₂</i>	7,74	10,32	0,146	10,46	7,82
<i>Al₂O₃</i>	1,85	2,46	0,081	2,54	1,90
<i>CaO</i>	9,12	12,15	0,161	12,32	9,21
<i>MgO</i>	1,72	2,29	0,020	2,31	1,73
<i>FeO</i>	14,49	19,31	0,003	19,32	14,44
<i>Fe₂O₃</i>	64,41	85,83	0,012	85,85	64,19
<i>MnO</i>	0,39	0,52	0,000	0,52	0,39
<i>P₂O₅</i>	0,09	0,11	0,002	0,12	0,09
<i>SO₃</i>	0,07	0,09	0,003	0,10	0,07
<i>Итого</i>		133,26	0,48	133,73	100,00

* При подсчете «Итого» исключается из числа слагаемых, так как учитывается в виде соединений.

При сопоставлении состава агломерата, отправляемого в доменный цех, с составом, полученным в табл. 5, видно, что в первом содержится железа меньше на $56,36 - 56,17 = 0,19\%$ и отмечается повышенное содержание SiO_2 , Al_2O_3 , CaO и MgO . Объясняется это разубоживанием (обеднением по железу) агломерата пустой породой дополнительно расходуемых с возвратом коксика и флюса, содержащих незначительное количество железа.

Вследствие уменьшения содержания железа в агломерате на $0,19\%$ расход его на выплавку 1000 кг чугуна увеличивается на $0,19 \cdot 100 / 56,36 = 0,34\%$ со всеми нежелательными последствиями (удорожание транспортировки весовой единицы железа, заключенной в агломерате, увеличение выхода шлака в доменных печах, повышение удельного расхода кокса на выплавку чугуна, снижение производительности доменных печей). Отсюда следует, что использование возврата в шихте, а оно является неизбежным, наряду с положительными явлениями (повышением производительности агломерационных машин, улучшением качества агломерата) приводит и к нежелательному разубоживанию агломерата, с которым приходится мириться.

Основность агломерата $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 9,21 : 7,82 = 1,18$.

Согласно табл. 7 и 9 из $145,98 \text{ кг}$ сухой шихты с возвратом получается $133,73 \text{ кг}$ агломерата.

Относительный выход агломерата:

а) из сухой шихты с возвратом

$$\frac{133,73}{145,98} \cdot 100 = 91,61\% \text{ или } 0,916;$$

б) из увлажненной шихты с возвратом

$$\frac{133,73}{157,82} \cdot 100 = 84,74\% \text{ или } 0,847.$$

Относительный выход годного агломерата от массы шихты:

– сухой

$$91,61 \cdot \frac{67,25}{100} = 61,61\% \text{ или } 0,616;$$

– влажной

$$84,74 \cdot \frac{67,25}{100} = 56,99\% \text{ или } 0,570.$$

Расход воды на увлажнение шихты $7,20 / 133,73 = 0,05 \text{ кг/кг}$ агломерата.

Таблица 10

Баланс по количеству компонентов, вносимых в доменную печь твердыми материалами, и получаемых из них продуктов плавки, кг

Компо- нент	Агломерат		Металлодо- бавки		Зола кокса		Кокс		Всего мате- риалы вносят	Пере- ходит в чугун	Состав чугуна, %	Пере- ходит в шлак	Состав шлака, %	Пере- ходит в газ
	Расход сухого													
	1668,36		5		52,00		424,03							
	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг						
Fe	56,17	937,09	90,60	4,530	3,94	2,05	-	-	943,67	943,20	94,32	0,47	0,12	
Mn	0,30	5,06	0,44	0,022	0,08	0,04	-	-	5,13	2,82	0,28	2,31	0,60	
P	0,04	0,628	0,030	0,001	0,26	0,135	-	-	0,76	0,76	0,076	0,00	0,000	
S	0,029	0,488	0,030	0,001	-	-	0,6	2,54	3,03	0,2	0,020	2,59	0,677	0,24
C	0,15	2,53	0,20	0,010	-	-	83,45	353,85	356,40	45	4,50	-	-	311,40
Si	-	-	-	-	-	-	-	-	0,00	8	0,80	-	-	
SiO ₂	7,82	130,52	8,71	0,435	55,54	28,88	-	-	159,83	-	-	142,69	37,31	9,14
Al ₂ O ₃	1,90	31,74	-	-	31,31	16,28	-	-	48,03	-	-	48,03	12,56	
CaO	9,21	153,64	-	-	6,38	3,32	-	-	156,95	-	-	156,95	41,04	1,30
MgO	1,73	28,80	-	-	2,13	1,11	-	-	29,91	-	-	29,91	7,82	
FeO	14,44	240,97	-	-	-	-	-	-	240,97	-	-	0,61	0,16	53,41
Fe ₂ O ₃	64,19	1070,96	-	-	-	-	-	-	1070,96	-	-	-	-	321,29
MnO	0,39	6,54	-	-	0,11	0,06	-	-	6,59	-	-	2,98	0,78	0,81
P ₂ O ₅	0,09	1,44	-	-	0,595	0,310	-	-	1,75	-	-	0	0,00	0,98
SO ₃	0,07	1,220	-	-	-	-	-	-	1,220	-	-	-	-	0,73
CaS	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5,83	1,52	
CaO _{св}	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	152,42	39,85	
Итого		1668,36	-	5	-	52,00	-	356,40	-	999,98	100,00	382,46	100,00	699,31

2.5. Определение состава чугуна и шлака

С целью определения состава чугуна, шлака и их количеств, получаемых из агломерата, металлдобавок и кокса, расходуемых на выплавку 1000 кг чугуна, составляем балансовую табл. 10.

Для получения 1000 кг чугуна будет расходоваться агломерата

$$\frac{\left[\frac{94,32}{100} 1000 - 6,58 \right]}{56,17 \cdot 0,9995} = 1668,36 \text{ кг.}$$

При составлении балансовой табл. 10, кроме определения количества тех или иных компонентов, вносимых шихтой в доменную печь, что производится в первую очередь, необходимо сделать расчеты, связанные с распределением в доменном процессе реагирующих веществ между чугуном, шлаком и газом.

Переход серы, углерода и кремния в чугун (кг) принимаем в соответствии с принятым составом чугуна.

Часть серы в доменном процессе улетучивается, т.е. переходит в газ и вместе с ним покидает доменную печь. Количество улетучивающейся серы зависит от вида выплавляемого чугуна.

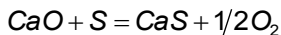
Количество серы, переходящее в шлак, определяется по разности между ее содержанием в шихте и количеством, переходящим в чугун газ.

В рассматриваемом случае выплавляется литейный чугун, поэтому принимаем улетучивание серы равным 8,0%.

$$\begin{aligned} \text{Перейдет серы:} \quad & \text{в газ} \quad 3,03 \cdot \frac{8}{100} = 0,24 \text{ кг;} \\ & \text{в шлак} \quad 3,03 - 0,2 - 0,24 = 2,59 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Принимаем, что вся сера в шлаке связана в CaS, хотя небольшая часть ее находится в шлаке в виде MgS и MnS.

На связывание 2,59 кг серы в шлаке по реакции



$$\text{расходуется CaO} \quad \frac{56}{32} \cdot 2,59 = 4,53 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется CaS} \quad \frac{72}{32} \cdot 2,59 = 5,83 \text{ кг.}$$

В шлаке остается «свободной» извести $\text{CaO}_{\text{св}}$

$$156,95 - 4,53 = 152,42 \text{ кг.}$$

Количество железа, переходящее в шлак, определяется по разности между общим количеством железа, вносимым шихтой, и переходящим в чугун.

В соответствии с ранее принятым коэффициентом перехода железа $\eta_{\text{Fe}} = 0,9995$ перейдет железа:

- в чугун $943,67 \cdot 0,9995 = 943,20$ кг;

- в шлак $943,67 - 943,20 = 0,47$ кг.

Условно полагаем, что все железо в шлаке связано в FeO.

В шлаке будет FeO $\frac{72}{56} \cdot 0,47 = 0,61$ кг.

В соответствии с ранее принятым коэффициентом использования марганца $\eta_{\text{Mn}} = 0,55$ перейдет марганца:

- в чугун $5,13 \cdot 0,55 = 2,82$ кг;

- в шлак $5,13 - 2,82 = 2,31$ кг.

При допущении, что весь марганец в шлаке находится в виде MnO, в шлаке будет MnO $(71/55) \cdot 2,31 = 2,98$ кг.

Фосфор при выплавке малофосфористых чугунов полностью переходит в чугун, и лишь при выплавке томасовского чугуна 5-12% от его содержания в шихте переходит в шлак в виде P_2O_5 .

Как отмечалось выше, количество кремния, переходящее в чугун, принимаем в соответствии с выбранным составом чугуна.

На восстановление этого кремния будет расходоваться кремнезем. Поэтому в шлак перейдет кремнезема меньше его содержания в шихте на количество, затраченное на восстановление кремния.

На восстановление кремния будет израсходовано кремнезема

$$\frac{60}{28} \cdot 8 = 17,14 \text{ кг.}$$

В шлак перейдет кремнезема $159,83 - 17,14 = 142,69$ кг.

Условно полагаем, что вся MgO без каких-либо превращений переходит в шлак и количество ее в шлаке соответствует содержанию в шихте. Глинозем шихты полностью переходит в шлак.

Весь углерод, вносимый шихтой, за исключением переходящего в чугун, газифицируется.

Переходит в газ углерода $356,40 - 45 = 311,40$ кг.

Кроме серы и углерода, в газ также перейдет в результате процессов восстановления часть кислорода, связанного в окислы железа, марганца, кремния, фосфора и серы.

Количество кислорода окислов, переходящее в газ, подсчитываем по разности между массой окисла, вносимого шихтой, и его массой, переходящей в шлак.

Перейдет в газ кислорода, кг:

- закиси железа	$\frac{240,97 - 0,61}{72}$	16 = 53,41;
- окиси железа	$\frac{1070,96 - 0,00}{160}$	48 = 321,29;
- закиси марганца	$\frac{6,59 - 2,98}{71}$	16 = 0,81;
- двуокиси кремния	$\frac{159,83 - 142,69}{60}$	32 = 9,14;
- пятиокиси фосфора	$\frac{1,75 - 0,00}{142}$	80 = 0,98;
- серного ангидрида	$\frac{1,220 - 0,00}{80}$	48 = 0,73.

где числитель – масса восстановленного окисла, кг;
знаменатель – масса килограмм-молекулы окисла, кг;
множитель – масса кислорода в килограмм-молекуле окисла, кг.

После выполнения вышеуказанных расчетов и заполнения балансовой табл. 10 подсчитаем массу чугуна, шлака и газифицирующихся элементов и проверим сводимость баланса.

Сводимость баланса проверяется сопоставлением суммы массы компонентов, вносимых агломератом, металлодобавками, золой кокса, и количества серы и углерода кокса с суммой массы чугуна, шлака и газифицирующихся элементов.

Шихтой вносится в плавку $1668,36 + 5 + 52,00 + 356,40 = 2081,75$ кг.

Переходит в чугун, шлак и газ $999,98 + 382,46 + 699,31 = 2081,75$ кг.

Невязка баланса $\frac{2081,75 - 2081,75}{2081,75} = 0\%$.

С целью удобства проверки правильности расчетов с точки зрения выполнения принятых условий по составу чугуна и шлака составляем табл. 11.

Данные табл. 11 подтверждают правильность расчетов и выполнение принятых условий по составам чугуна и шлака.

Таблица 11

Состав чугуна и шлака, %

Продукт	Условия	Si	Mn	P	S	C	Fe	MgO	FeO	Основность
Чугун	Принято	0,80	0,28	0,080	0,020	4,50	94,32			
	Получено	0,80	0,28	0,076	0,020	4,50	94,32			
Шлак	Принято							8,00	Не более 0,6	1,10
	Получено							7,82	0,16	1,10

2.6. Расчеты горения в агломерационном процессе**2.6.1. Расчеты горения газа для зажигания шихты**

Для зажигания шихты главным образом используют доменный, коксовый и природный газы.

Когда агломерационная фабрика расположена на площадке металлургического завода или вблизи нее, чаще используют смесь доменного и коксового газов.

Соотношение газов в смеси определяется из расчета получения газа с теплотворной способностью 10500-15000 кДж/м³.

Принимаем теплотворную способность газовой смеси 12600 кДж/м³.

Состав предполагаемых к использованию доменного и коксового газов представлен в табл. 12.

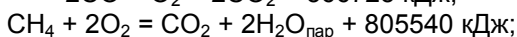
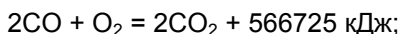
Таблица 12

Составы газов, входящих в смесь, %

Газ	CO ₂	CO	CH ₄	H ₂	O ₂	N ₂	Σ
Доменный	17,76	21,89	0,4	6,93	0	53,02	100
Коксовый	2,46	7,69	23,58	59,41	0,82	6,04	100

А. Определение теплотворной способности газов.

При горении газа тепло выделяется за счет реакций:



Низшая теплотворная способность газов составляет:

$$\text{- доменного } \frac{2189 \cdot 566725 / 2 + 0,4 \cdot 805540 + 6,93 \cdot 484078 / 2}{22,4 \cdot 100} = 36618 \text{ кДж/м}^3;$$

$$\text{- коксового } \frac{7,69 \cdot 566725 / 2 + 23,58 \cdot 805540 + 59,41 \cdot 484078 / 2}{22,4 \cdot 100} = 15872 \text{ кДж/м}^3.$$

Соотношение газов в смеси, идущей на зажигание шихты, определяется решением системы уравнений, составленных:

по условию теплотворной способности смеси

$$\frac{3661,8 \cdot D_{\text{г}} + 15872,0 \cdot K_{\text{г}}}{100} = 12600 \text{ кДж/м}^3;$$

по условию содержания газов в смеси

$$D_{\text{г}} + K_{\text{г}} = 100\%.$$

Решение этой системы дает содержание в газовой смеси доменного газа 26,80% и коксового 73,20%. Принимаем содержание в газовой смеси доменного газа 27% и коксового 73%.

Низшая теплотворная способность газовой смеси будет равна

$$\frac{3661,8 \cdot 27 + 15872,0 \cdot 73}{100} = 12575 \text{ кДж/м}^3.$$

Для упрощения дальнейших расчетов определяем средневзвешенный состав газовой смеси по относительному содержанию в ней доменного и коксового газов аналогично расчету средневзвешенного состава рудной смеси.

Например, содержание в смеси CO_2 составит

$$17,76 \cdot 0,27 + 2,46 \cdot 0,73 = 6,59\%.$$

CO_2	CO	CH_4	H_2	O_2	N_2	Σ
6,59	11,52	17,32	45,24	0,60	18,72	100

Для определения массы газовой смеси по ее объему в последующих расчетах необходимо знание ее плотности, кг/м^3 :

$$\gamma_{\text{см}} = \frac{1}{22,4 \cdot 100} \sum_{i=1}^n K_i M_i, \quad (14)$$

где 22,4 – объем килограмм-молекулы газа, м^3 ;

K_i , M_i – соответственно содержание i -го компонента в смеси (%) и его молекулярная масса, кг.

Плотность газовой смеси

$$\gamma_{\text{см}} = \frac{6,59 \cdot 44 + 11,52 \cdot 28 + 17,32 \cdot 16 + 45,24 \cdot 2 + 0,60 \cdot 32 + 18,72 \cdot 28}{22,4 \cdot 100} = 0,680 \text{ кг/м}^3.$$

Б. Определение расхода газа на зажигание.

Расход газа на зажигание шихты определяется по потребности в тепле на него и теплотворной способности газовой смеси.

Расход тепла на зажигание зависит от минералогического типа спекаемой руды, крупности компонентов шихты, ее влажности, содержания в ней флюса, интенсивности процесса спекания, высоты спекаемого слоя, конструкции зажигательного горна и изменяется в широких пределах от 17000 до 50000 кДж на 100 кг аглоспека. При нормально организованном процессе агломерации увеличению расхода тепла на зажигание способствует повышение его (процесса) интенсивности и ухудшение условий теплообмена в нем, увеличение содержания в шихте флюса и влаги. Резко возрастает расход газа на производство агломерата при оборудовании агломерационной машины многозонным зажигательным горном. Это предоставляет возможность уменьшить расход коксика на спекание агломерата, что является экономически целесообразным.

Принимаем расход тепла на зажигание 20876 кДж на 100 кг аглоспека. Расход газа на зажигание при этом составит

$$\frac{20876}{12575} = 1,66 \text{ м}^3/100 \text{ кг аглоспека}$$

или $1,66 \cdot 0,680 = 1,129 \text{ кг}/100 \text{ кг аглоспека}$.

Расход газа на 100 кг сухой шихты с возвратом составит

$$1,66 \cdot 0,916 = 1,52 \text{ м}^3 \text{ или } 1,129 \cdot 0,916 = 1,034 \text{ кг}.$$

При зажигании используется атмосферный воздух естественной влажности, который подается в горелки зажигательного горна специальным вентилятором. Газ в горелки поступает из газопроводной сети.

Принимаем, что в воздухе содержится, %: O_2 – 20,8; $\text{H}_2\text{O}_{\text{пар}}$ – 1 и N_2 – 78,2.

Избыток воздуха при зажигании зависит от теплотворной способности газовой смеси, температуры зажигания и эмпирического пирометрического коэффициента $\eta_{\text{пир}}$ зажигательного горна.

Температура зажигания должна обеспечивать прогрев верхнего слоя шихты до температуры выше температуры воспламенения коксика, равной 700-800°C. Она должна быть оптимальной, т.е. такой, которая создает равномерное зажигание топлива по всей поверхности шихты, не вызывая чрезмерного образования жидких фаз в поверхностном слое. Обильное образование жидких фаз в момент зажигания резко ухудшает газопроницаемость поверхностного слоя, что приводит к повышенной усадке шихты под вакуумом, а отсюда и уплотнение всего спекаемого слоя, сопровож-

дающегося снижением скорости спекания ввиду уменьшения количества воздуха, поступающего в зону горения.

При зажигании необходимо создавать условия для горения топлива шихты за счет окисления его кислородом продуктов горения, образующихся в зажигательном горне. Полагают, что содержание кислорода в продуктах горения, поступающих в слой шихты при ее зажигании, должно быть не менее 6-8%. Количество кислорода в продуктах горения газовой смеси зависит от коэффициента избытка воздуха при зажигании. При постоянной температуре зажигания увеличение теплотворной способности газовой смеси ведет к повышению содержания кислорода в продуктах ее горения. Это благоприятствует более интенсивному горению топлива шихты в момент ее зажигания и сокращению времени спекания.

Режим зажигания шихты определяется условиями работы агломерационной фабрики. Температура зажигания на отечественных агломерационных фабриках составляет 1150-1300°C. В большинстве случаев она выше 1200°C.

Принимаем температуру зажигания t_3 равной 1250 °C.

Пирометрический коэффициент $\eta_{\text{пир}}$ зажигательного горна, очевидно, находится в пределах 0,86-0,92.

Это означает, что фактическая температура в зажигательном горне вследствие отдачи тепла шихте и потерь его во внешнее пространство составляет 86-92% от теоретической температуры горения газовой смеси.

Принимаем пирометрический коэффициент зажигательного горна $\eta_{\text{пир}}$ равным 0,9.

Теоретическую температуру горения газовой смеси определяем из соотношения

$$t_m = \frac{t_3}{\eta_{\text{пир}}} = \frac{1250}{0,9} = 1389 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Принимаем t_m равной 1390 °C.

Материальный баланс горения 100 м³ газовой смеси при зажигании шихты представлен в табл. 13.

Избыточное сверх теоретически необходимого количество воздуха Δv для сжигания газовой смеси, определяем по уравнению

$$\Delta v = \frac{Q_a - t_m [C_{pCO_2}(CO_2) + C_{pN_2}(N_2) + C_{pH_2O}(H_2O)]}{t_m C_{pe}}, \quad (15)$$

где Q_a – теплотворная способность 100 м³ газовой смеси, кДж;

C_{pCO_2} , C_{pN_2} , C_{pH_2O} , $C_{pв}$ – удельная теплоемкость при теоретической температуре горения газовой смеси соответственно CO_2 , N_2 , $H_2O_{пар}$ и воздуха, кДж/(м³·°C);

(CO_2) , (N_2) , (H_2O) – количество в продуктах горения при сжигании 100 м³ газовой смеси с теоретически необходимым расходом воздуха соответственно CO_2 , N_2 , $H_2O_{пар}$, м³

Теплоемкости продуктов горения берем из приложения.

При составлении табл. 13 необходимо иметь в виду следующее. Графа «Количество компонента» заполняется по данным средневзвешенного состава газовой смеси.

Таблица 13

Материальный баланс горения 100 м³ газовой смеси при зажигании шихты, м³

Компонент	Количество компонента	Реакция горения	Требуется кислорода	Переходит в продукты горения				
				CO ₂	H ₂ O _{пар}	O ₂	N ₂	Итого
CO ₂	6,59		-	6,59	-	-	-	6,59
CO	11,52	2CO + O ₂ = 2CO ₂	5,76	11,52	-	-	-	11,52
CH ₄	17,32	CH ₄ + 2O ₂ = CO ₂ + 2H ₂ O	34,64	17,32	34,64	-	-	51,96
H ₂	45,24	2H ₂ + O ₂ = 2H ₂ O	22,62	-	45,24	-	-	45,24
O ₂	0,60		-0,60	-	-	-	-	0,00
N ₂	18,72		-	-	-	-	18,72	18,72
Потребность в O ₂ при α = 1,0			62,43					
Из воздуха (300,13 м ³) при α = 1,0					3,00		234,70	237,70
Избыточным воздухом вносится					2,12	44,16	166,04	212,33
Всего продуктов горения				35,44	85,01	44,16	419,46	584,07
Состав продуктов горения, %				6,07	14,55	7,56	71,82	100,00

В связи с тем, что берется 100 м³ газовой смеси, содержание в ней компонентов в кубических метрах точно соответствует процентному содержанию их в смеси. При подсчете теоретической потребности кислорода на сжигание 100 м³ газовой смеси по данным графы «Требуется кислорода» из количества кислорода, потребного для сгорания CO, H₂, CH₄, содержащихся в 100 м³ газовой смеси, необходимо вычесть количество кислорода, находящегося в ней, так как оно будет участвовать в процессах горения. Объемы азота и водяного пара, переходящие в продукты горения

из воздуха, определяются по его расходу и содержанию в нем этих компонентов. Количество кислорода воздуха, переходящее в продукты горения, определяются по разности между содержанием его в воздухе и потребностью в нем для процессов горения.

Подставив в уравнение (15) известные величины, определим избыточное сверх теоретически необходимого количество воздуха для сжигания 100 м³ газовой смеси:

$$\Delta \text{в} = \frac{12575 \cdot 100 - 1390(2,310 \cdot 35,44 + 1,433 \cdot 253,42 + 1,820 \cdot 82,88)}{1390 \cdot 1,4546} = 212,33 \text{ м}^3.$$

Коэффициент избытка воздуха при горении газовой смеси:

$$\alpha = \frac{300,13 - 212,33}{300,13} = 1,71.$$

Теоретическая потребность в воздухе ($\alpha = 1,0$) на сжигание 100 м³ газовой смеси определена по уравнению

$$\frac{62,43}{20,8} \cdot 100 = 300,13 \text{ м}^3,$$

где 62,43 – теоретическая потребность в кислороде на сжигание 100 м³ газовой смеси, м³;

20,8 – содержание кислорода в воздухе, %.

На зажигание 100 кг сухой шихты с возвратом, как было определено ранее, расходуется 1,66 м³ газовой смеси. При этом образуется в соответствии с табл. 13 продуктов горения

$$\frac{584,07}{100} \cdot 1,66 = 8,88 \text{ м}^3,$$

которые содержат, м³: CO₂ 0,54; H₂O_{пар} 1,29; O₂ 0,67 и N₂ 6,38.

Расходуется воздуха на зажигание 100 кг сухой шихты с возвратом

$$\frac{300,13 + 212,33}{100} \cdot 1,66 = 7,79 \text{ м}^3.$$

В приложении приведены удельные теплоемкости газов при температурах, которые иногда не отвечают получаемой теоретической температуре горения газовой смеси.

Удельные теплоемкости газов при теоретической температуре горения определяем интерполяцией. В качестве примера рассмотрим определение удельной теплоемкости воздуха при температуре 1390°C. Прежде всего необходимо определить

удельные теплоемкости компонентов воздуха: кислорода, азота и водяного пара.

Температура 1390°C находится между 1300 и 1400°C. Удельная теплоемкость, например, кислорода при 1300°C равна 1,5131, а при 1400°C 1,5219 кДж/(м³·°C), т.е. увеличение температуры на 100°C с 1300 до 1400°C приводит к приращению удельной теплоемкости кислорода на 1,5219 - 1,5131 = 0,0088 кДж/(м³·°C).

Температура 1390°C выше температуры 1300°C на 90°C. Отсюда следует, что удельная теплоемкость кислорода при 1390°C будет больше его удельной теплоемкости при 1300°C на (90/100)*0,0088=0,0079 кДж/(м³·°C) и составит 1,5131 + 0,0079 = 1,5210 кДж/(м³·°C).

При температуре 1390°C удельная теплоемкость азота равна 1,4566 и водяного пара 1,8120 кДж/(м³·°C).

Удельную теплоемкость воздуха и газообразных продуктов горения при соответствующих температурах определяем как средневзвешенную величину по удельной теплоемкости компонентов и их содержанию в воздухе или газообразных продуктах горения по уравнению

$$C_p = 0,01 \sum C_{pi} \cdot P_i, \quad (16)$$

где C_{pi} – удельная теплоемкость i -го компонента, кДж/(м³·°C);
 P_i – содержание i -го компонента в воздухе или газообразных продуктах горения, %.

Удельная теплоемкость воздуха в соответствии с уравнением (16) $C_{pв} = 0,01(1,5210 \cdot 20,8 + 1,4566 \cdot 78,2 + 1,8120 \cdot 1,0) = 1,4735$ кДж/(м³·°C).

Согласно данным табл. 13 в продуктах горения газовой смеси содержится 7,56% кислорода, что обеспечит необходимую скорость горения коксика шихты под зажигательным горном.

2.6.2. Расчеты горения углерода и серы на 100 кг сухой шихты с возвратом

Работа агломерационных фабрик показывает, что 75-80% углерода шихты при ее спекании окисляется в CO₂ и 20-25% в CO, а сера сгорает в SO₂. Принимаем, что до CO₂ окисляется 80% и до CO 20% углерода, сгорающего при агломерации.

На 100 кг шихты с возвратом сгорает (см. табл. 5, 8):

$$\begin{aligned} &\text{- углерода } \frac{3,395 + 1,511}{145,98} \cdot 100 = 3,36 \text{ кг;} \\ &\text{- серы } \frac{0,230 + 0,010}{145,98} \cdot 100 = 0,164 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Углерода окисляется: до CO $3,36 \cdot 0,2 = 0,672$ кг;
до CO_2 $3,36 \cdot 0,8 = 2,689$ кг.

Коэффициент избытка воздуха в процессах горения при спекании шихты на агломерационной машине с учетом вредных подсосов, т.е. поступлений воздуха в газовый тракт помимо спекаемого слоя шихты ввиду разного рода неплотностей, составляет 3,0-4,5.

Принимаем коэффициент избытка воздуха $\alpha = 4,0$.

Материальный баланс горения углерода и серы представлен в табл. 2.14.

Теоретическую потребность в кислороде на горение углерода и серы определяем по нижеприведенным соотношениям.

Требуется кислорода на окисление углерода:

$$\text{— до } \text{CO}_2 \quad \frac{22,4}{12} \cdot 2,689 = 5,02 \text{ м}^3;$$

$$\text{— до } \text{CO} \quad \frac{22,4}{2 \cdot 12} \cdot 0,672 = 0,63 \text{ м}^3.$$

$$\text{Требуется кислорода на горение серы } \frac{22,4}{32} \cdot 0,164 = 0,115 \text{ м}^3.$$

Таким образом, теоретическая потребность в кислороде ($\alpha = 1,0$) на горение углерода и серы составит $5,02 + 0,63 + 0,115 = 5,76 \text{ м}^3$.

Воздухом вносится кислорода с учетом избытка ($\alpha = 4,0$) $5,76 \cdot 4,0 = 23,04 \text{ м}^3$. Это количество кислорода поступает с

$$\frac{23,04}{20,8} \cdot 100 = 110,79 \text{ м}^3 \text{ воздуха.}$$

Количество кислорода, расходуемое на окисление железа (не используемое за счет восстановления окислов железа), определяем по данным табл. 6, относя их к 100 кг сухой шихты с возвратом.

$$\frac{0,94}{145,98} \cdot 100 = 0,641 \text{ кг или } \frac{22,4}{32} \cdot 0,641 = 0,45 \text{ м}^3.$$

Количество кислорода, переходящее в продукты горения, определяется по разности между количеством кислорода, вносимым воздухом и расходуемым на горение углерода, серы и окисление железа, если последнее имеет место.

$$\text{В продукты горения перейдет кислорода } 23,04 - (5,76 + 0,45) = 16,83 \text{ м}^3.$$

Если, наоборот, происходило восстановление окислов железа, то количество кислорода, переходящее в продукты горения, увеличивалось на объем, отдаваемый окислами железа.

Таблица 14

Материальный баланс горения углерода и серы на 100 кг сухой шихты с возвратом, м³

Элемент	Количество компонента, кг	Реакция горения элемента	Требуется кислорода	Переходит в продукты горения						
				CO ₂	CO	SO ₂	O ₂	H ₂ O _{пар}	N ₂	Итого
Углерод	2,689	$C + O_2 = CO_2$	5,02	5,02	-	-	-	-	-	5,02
То же	0,672	$2C + O_2 = 2CO$	0,63	-	1,25	-	-	-	-	1,25
Сера	0,164	$S + O_2 = SO_2$	0,12	-	-	0,115	-	-	-	0,115
Потребность в кислороде при $\alpha = 1,0$			5,76	-	-	-	-	-	-	-
Воздух вносит кислорода при $\alpha = 4,0$			23,04	-	-	-	-	-	-	-
Расходуется кислорода на окисление железа			0,45	-	-	-	-	-	-	-
Не используется кислорода за счет восстановления железа*			-	-	-	-	-	-	-	-
Из воздуха			-	-	-	-	16,83	1,11	86,64	104,58
Всего образуется продуктов горения			-	5,02	1,25	0,11	16,83	1,11	86,64	110,97

* Заполняется в случае понижения степени окисленности окислов железа в процессе агломерации.

2.6.3. Состав и количество сухих продуктов горения на 100 кг сухой шихты с возвратом

Состав и количество отсасываемых эксгаустером продуктов горения определяются составом и количеством газа, образующегося при сгорании газовой смеси зажигания, горения углерода и серы, диссоциации карбонатов и не учитываемыми нами летучими коксика.

Вследствие разложения флюса в продукты горения переходит CO_2 за счет реакций:



Согласно табл. 5 и 8 на 100 кг сухой шихты с возвратом флюс вносит:

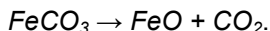
$$\text{CaO} \frac{6,97 + 0,145}{145,98} 100 = 4,876 \text{ кг};$$

$$\text{MgO} \frac{0,69 + 0,014}{145,98} 100 = 0,483 \text{ кг};$$

В продукты горения перейдет CO_2 флюса

$$22,4 \left(\frac{4,876}{56} + \frac{0,483}{40} \right) = 2,22 \text{ м}^3.$$

При наличии в шихте сидеритовых руд продукты горения дополнительно обогащаются углекислотой за счет диссоциации:



Количество и состав продуктов горения, отсасываемых эксгаустером, представлены в табл. 15.

Таблица 15

Количество и состав вносимых продуктов горения, м³

Процесс	CO_2	CO	SO_2	O_2	N_2	Всего
Зажигание шихты	0,54	-	-	0,67	6,38	7,59
Горение С и S	5,02	1,25	0,11	16,83	86,64	109,86
Разложение флюса	2,22	-	-	-	-	2,22
Итого	7,78	1,25	0,11	17,51	93,02	119,67
Состав продуктов горения, %	6,50	1,05	0,10	14,63	77,73	100,00

Плотность сухих продуктов горения согласно уравнению (14).

$$\gamma_{ce} = \frac{6,50 \cdot 44 + 1,05 \cdot 28 + 0,10 \cdot 64 + 14,63 \cdot 16 + 77,73 \cdot 28}{22,4 \cdot 100} = 1,324 \text{ кг/м}^3.$$

Масса сухих продуктов горения на 100 кг сухой шихты с возвратом равна $1,324 \cdot 119,67 = 158,46$ кг.

2.6.4. Количество влаги, переходящей в продукты горения, на 100 кг сухой шихты с возвратом

В продукты горения переходит влаги:

– гидратной из рудной смеси (см. табл. 5, п.п.п)

$$\frac{1,50}{145,98} 100 = 1,03 \text{ кг};$$

– гигроскопической из увлажненной шихты

$$\frac{11,84}{145,98} 100 = 8,11 \text{ кг};$$

– вносимой воздухом и образующейся при зажигании шихты

$$\frac{1,29 + 1,11}{22,4} 18 = 1,929 \text{ кг}.$$

Всего переходит влаги в продукты горения

$$1,03 + 8,11 + 1,929 = 11,07 \text{ кг}.$$

В продуктах горения содержится пара

$$\frac{11,07}{18} 22,4 = 13,77 \text{ м}^3.$$

На спекание 100 кг сухой шихты с возвратом расходуется воздуха при зажигании $7,79 \text{ м}^3$ и на горение углерода и серы $110,79 \text{ м}^3$.

Всего на спекание расходуется воздуха $7,79 + 110,79 = 118,59 \text{ м}^3$

Плотность воздуха согласно уравнению (14) составляет

$$\gamma_{ce} = \frac{20,8 \cdot 32 + 1 \cdot 18 + 78,2 \cdot 28}{22,4 \cdot 100} = 1,283 \text{ кг/м}^3.$$

Масса расходуемого воздуха равна $1,283 \cdot 118,59 = 152,11$ кг.

2.7. Материальный баланс агломерационного процесса

С целью проверки правильности выполненных выше расчетов составляем материальный баланс, который представлен в табл. 16.

Подсчет величин для графы «кг/100 кг агломерата» производится делением величин графы «кг/100 кг шихты» на относительный выход агломерата из сухой шихты с возвратом. Например, гигроскопической влаги на 100 кг агломерата вносится $8,11/0,916 = 8,85$ кг.

Невязка баланса $\frac{261,25 - 261,13}{261,25} \cdot 100 = 0,045\%$, находится в

допустимых пределах и свидетельствует о правильности выполненных расчетов.

Таблица 16

Материальный баланс агломерационного процесса

Приход			Расход		
Статьи	кг/100 кг шихты	кг/100 кг агломерата	Статьи	кг/100 кг шихты	кг/100 кг агломерата
Шихта сухая	100,00	109,16	Агломерат	91,61	100,00
Гигроскопическая влага	8,11	8,85	Сухие продукты горения	158,46	172,98
Газ на зажигание	1,034	1,13	Влага продуктов горения	11,07	12,08
Воздух на зажигание и спекание	152,11	166,04	-	-	-
Итого	261,25	285,18	Итого	261,13	285,06

2.8. Расчет теплового баланса агломерационного процесса

Тепловой баланс рассчитывается с целью установления обеспеченности процесса теплом. Составляется он по начальному и конечному состояниям веществ и базируется на законе Гесса, согласно которому тепловой эффект превращения зависит только от начального и конечного состояния веществ и не зависит от пути процесса, т.е. от промежуточных превращений.

Тепловой баланс состоит из статей прихода и расхода тепла. Сначала рассчитываются статьи прихода тепла, а затем расхода.

Количества сгорающих в процессе углерода и серы берутся

из табл. 14. Количества железа и его окислов, участвующих в процессах окисления (восстановления), берутся по результатам расчетов, выполненных на основании данных табл. 6.

Тепловой баланс рассчитывается на 100 кг агломерата, но так как ранее все необходимые при этом величины определялись на массу шихты без возврата, то, где это нужно, производится делением на относительный выход агломерата из сухой шихты с возвратом (0,916) и на массу сухой шихты с возвратом (145,98 кг).

Тепловые эффекты нижеприведенных реакций относятся к килограмм-молю реагирующих веществ при нормальных условиях.

2.8.1. Приход тепла

1. Теплота загорания шихты 20876 кДж.

2. Горение углерода в CO_2 по реакции $\text{C} + \text{O}_2 = \text{CO}_2 + 400928$ кДж

$$\frac{2,689 \cdot 400928}{0,916 \cdot 12} = 98061 \text{ кДж.}$$

3. Горение углерода в CO по реакции $2\text{C} + \text{O}_2 = 2\text{CO} + 235131$ кДж

$$\frac{0,672 \cdot 235131}{0,916 \cdot 2 \cdot 12} = 7189 \text{ кДж.}$$

4. Горение серы в SO_2 по реакции $\text{S} + \text{O}_2 = \text{SO}_2 + 296886$ кДж

$$\frac{0,164 \cdot 296886}{0,916 \cdot 32} = 1664 \text{ кДж.}$$

5. Теплота образования силикатов $q_{\text{сил}}$, кДж, определяется аналогично теплоте шлакообразования в доменной печи по формуле

$$q_{\text{сил}} = (\text{CaO} + \text{MgO}) \cdot 1130, \quad (17)$$

где CaO и MgO – количества CaO и MgO , вносимые флюсом на 100 кг агломерата, кг;

1130 – теплота шлакообразования на 1 кг оснований, кДж.

Как было определено ранее, флюсом на 100 кг сухой шихты с возвратом вносится 4,876 кг CaO и 0,483 кг MgO .

Теплота образования силикатов равна

$$\frac{4,876 + 0,483}{0,916} \cdot 1130 = 6611 \text{ кДж.}$$

6. Теплота превращения окислов железа.

В процессе агломерации окислы железа, окисляясь, могут

переходить в высшие или, восстанавливаясь, в низшие (табл. 17)

Таблица 17

Тепловой баланс на 100 кг агломерата

Статьи баланса	кДж	% от общего
Приход тепла		
Теплота зажигания шихты	20876	13,57
Горение С в CO ₂	98061	63,76
Горение С в СО	7189	4,67
Горение S в SO ₂	1664	1,08
Теплота образования силикатов	6611	4,30
Теплота превращения окислов железа	12465	8,11
Вносится воздухом и газом	3408	2,22
	1088	0,71
Вносится сухой шихтой за исключением возврата		
Вносится возвратом	1695	1,10
Вносится влагой шихты	741	0,48
Всего	153797	100,00
Расход тепла		
Диссоциация карбонатов	18358	11,94
Диссоциация пирита	439	0,29
Выделение и испарение гидратной и гигроскопической влаги шихты	27620	17,96
Уносится продуктами горения	19570	12,72
Уносится горячим агломератом и возвратом	50060	32,55
Потеря тепла по разности	37751	24,55
Всего	153797	100,00

В первом случае тепло будет выделяться и учитываться в приходной части баланса как теплота окисления окислов железа, во втором – поглощаться и учитываться в расходной части баланса как теплота диссоциации окислов железа.

Теплота окисления FeO по реакции $4FeO + O_2 = 2Fe_2O_3 +$

+ 2543,8 кДж/кг Fe

$$\frac{5,92 \cdot 100}{145,98 \cdot 0,916} 2543,8 = 11258 \text{ кДж.}$$

Теплота окисления Fe по реакции $4\text{Fe} + 3\text{O}_2 = 2\text{Fe}_2\text{O}_3$ +
+ 7360,9 кДж/кг Fe

$$\frac{(0,21+0,008)100}{145,98 \cdot 0,916} 7360,9 = 1207 \text{ кДж,}$$

где 0,008 – из золы коксика и флюса по данным табл. 8.

$$(0,012 - 0,001) \frac{112}{160} = 0,008 \text{ кг Fe.}$$

Теплота окисления Fe по реакции $2\text{Fe} + \text{O}_2 = 2\text{FeO}$ +
+ 4817,1 кДж/кг Fe

$$\frac{0,002 \cdot 100}{145,98 \cdot 0,916} 4817,1 = 0,08 \text{ кДж,}$$

где 0,002 – из золы коксика и флюса по данным табл. 8.

$$(0,003 - 0,000) \frac{56}{72} = 0,002 \text{ кг Fe.}$$

Всего в связи с превращением окислов железа выделяется
тепла $11258 + 1207 + 0,08 = 12465$ кДж.

7. Вносится воздухом

$$\frac{118,59}{0,916} 1,299 \cdot 20 = 3363 \text{ кДж,}$$

где 118,59 – расход воздуха на зажигание и спекание 100 кг сухой шихты с возвратом, м³;

1,299 – удельная теплоемкость воздуха при температуре 20°C, кДж/(м³·°C);

20 – температура воздуха, °C.

8. Вносится газом при зажигании шихты $1,66 \cdot 1,3565 \cdot 20 = 45$ кДж,

где 1,66 – расход газа на зажигание для спекания 100 кг агломерата, м³;

1,3565 – удельная теплоемкость газовой смеси при температуре 20°C, кДж/(м³·°C);

20 – температура газа, °C.

Всего воздухом и газом вносится $3363 + 45 = 3408$ кДж.

9. Вносится сухой шихтой за исключением теплоты возврата

$$\frac{70,00}{0,916} 0,7117 \cdot 20 = 1088 \text{ кДж},$$

где 70,00 – содержится в 100 кг сухой шихты с возвратом рудной смеси, флюса, коксика (см. табл. 7), кг;

0,7117 – средневзвешенная удельная теплоемкость при 20°С смеси компонентов сухой шихты за исключением возврата, кДж/(кг·°С);

20 – температура смеси, °С.

10. Вносится возвратом 1695 кДж.

Эта статья прихода тепла рассчитывается позднее (см. расчет статьи 6 расхода тепла).

11. Вносится гигроскопической влагой шихты при температуре 20 °С $8,85 \cdot 4,1868 \cdot 20 = 741$ кДж,

где 7,95 – содержание гигроскопической влаги в шихте (см. табл. 16), кг.

Таковы приходные статьи теплового баланса при отсутствии комбинированного нагрева шихты.

При комбинированном нагреве шихты, когда часть тепла в слой вводится с горячим воздухом или продуктами горения топлива, содержащим большое количество кислорода, за пределами зажигательного горна появляется дополнительная статья прихода тепла «Теплота горячего воздуха» Q_g , кДж.

Она определяется по уравнению

$$Q_g = V \cdot C_p \cdot t, \quad (2.18)$$

где V – расход горячего воздуха на спекание 100 кг агломерата, м³;

C_p – удельная теплоемкость горячего воздуха при его температуре, кДж/(м³·°С);

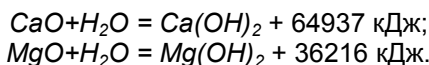
t – температура горячего воздуха, °С.

Расход горячего воздуха, как показали исследования, не должен превышать 30-35% общей потребности воздуха на процесс.

Использование горячего воздуха в агломерационном процессе позволяет улучшить качество агломерата (повышается его прочность, восстановимость, снижается содержание серы), уменьшить расход твердого топлива в шихту и увеличить производительность агломерационных машин в связи с повышением выхода годного агломерата.

С целью интенсификации процесса спекания в агломерационную шихту в определенных количествах вводят обожженный

флюс, в котором часть CaO и MgO находится в свободном, не связанном с CO_2 состоянии. При контакте такого флюса с влагой шихты происходит гидратация CaO и MgO с выделением тепла по реакциям:

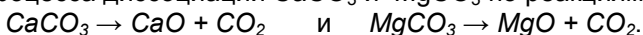


В процессе спекания происходит дегидратация образовавшихся в шихте Ca(OH)_2 и Mg(OH)_2 с поглощением такого же количества тепла.

Поэтому, если обожженный флюс подается в шихту в шихтовом отделении фабрики и тепло гидратации его повышает температуру шихты, поступающее под зажигательный горн, это тепло не учитывается в приходной части теплового баланса, как и не учитывается расход тепла на дегидратацию флюса в расходной части баланса.

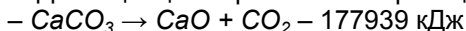
Если же обожженный флюс подается в концентрат при формировании штабеля на усреднительном складе, то тепло гидратации флюса не учитывается в приходной части баланса, так как оно выделяется задолго до процесса спекания, но в этом случае необходимо в расходной части баланса обязательно учесть расход тепла на дегидратацию флюса.

В агломерационном производстве используют обожженный флюс со степенью обжига 60-80%. Это означает, что 60-80% оснований в нем находится в свободном, не связанном с CO_2 состоянии, так как часть ее удалилась из флюса при его обжиге вследствие процесса диссоциации CaCO_3 и MgCO_3 по реакциям:

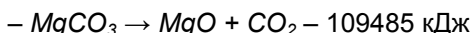


2.8.2. Расход тепла

1. Диссоциация карбонатов по реакциям:



$$\frac{4,876 \cdot 177939}{0,916 \cdot 56} = 16914 \text{ кДж;}$$



$$\frac{0,483 \cdot 109485}{0,916 \cdot 40} = 1444 \text{ кДж,}$$

где 4,876 и 0,483 – количества соответственно CaO и MgO , вносимые флюсом, кг.

Всего на диссоциацию карбонатов расходуется тепла

$$16914 + 1444 = 18358 \text{ кДж.}$$

При спекании сидеритов необходимо учитывать расход тепла на диссоциацию FeCO_3 по реакции



2. Диссоциация пирита по реакции $\text{FeS}_2 \rightarrow \text{Fe} + 2\text{S} - 171533 \text{ кДж}$

$$\frac{0,41 \cdot 100 \cdot 171533}{145,98 \cdot 0,916 \cdot 120} = 439 \text{ кДж,}$$

где 0,41 – количество FeS_2 , вносимое рудной смесью (см. табл. 5), кг.

3. Испарение гигроскопической влаги шихты

$$2491,1 \cdot 8,85 = 22049 \text{ кДж,}$$

где 2491,1 – количество тепла, расходуемое на испарение 1 кг гигроскопической влаги, кДж;

8,85 – количество гигроскопической влаги, содержащееся в шихте (см. табл. 16) кг.

4. Выделение и испарение гидратной влаги шихты

$$\frac{4961,3 \cdot 1,03 \cdot 100}{145,98 \cdot 0,916} = 5572 \text{ кДж,}$$

где 4961,3 – количество тепла, затрачиваемое на выделение и испарение 1 кг гидратной влаги, кДж;

1,03 – количество гидратной влаги, вносимое рудной смесью (см. табл. 5), кг.

Напоминаем, что за гидратную влагу принимаем потери при прокаливании руд (за исключением сидеритов).

Всего на выделение и испарение гидратной и гигроскопической влаги шихты расходуется тепла $22049 + 5572 = 27620 \text{ кДж}$.

5. Уносится продуктами горения.

Количество тепла, уносимое сухими продуктами горения, $Q_{п.г}$ (кДж) определяем по уравнению

$$Q_{п.г} = \frac{V_{п.г}}{A \cdot C_{п.г} \cdot t_3}, \quad (2.21)$$

где $V_{п.г}$ – объем сухих продуктов горения на 100 кг сухой шихты с возвратом (см. табл. 15), м^3 ;

$C_{п.г}$ – средневзвешенная удельная теплоемкость продуктов горения при температуре их у эксгаустера, $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C})$;

t_3 – температура продуктов горения у эксгаустера, $^\circ\text{C}$;

А – относительный выход агломерата из сухой шихты с возвратом, доли ед.

Продукты горения у эксгаустера имеют температуру 70-120°C. Принимаем t_g равной 100°C.

Средневзвешенная удельная теплоемкость продуктов горения, состав которых представлен в табл. 15, при температуре 100°C согласно уравнению (16)

$$C_{\text{П.г}} = 0,01 \cdot (1,3326 \cdot 15,08 + 1,3050 \cdot 79,9 + 1,7053 \cdot 5,015) = 1,329 \text{ кДж}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}),$$

где 79,9 и 5,015 – сумма содержаний в продуктах горения соответственно $\text{CO} + \text{N}_2$, $\text{CO}_2 + \text{SO}_2$, %.

Удельная теплоемкость SO_2 на 7-8% больше удельной теплоемкости CO_2 , но, имея в виду незначительное содержание в продуктах горения SO_2 и в связи с этим малое его влияние на удельную теплоемкость продуктов горения, принимаем удельную теплоемкость SO_2 равной удельной теплоемкости CO_2 .

Сухими продуктами горения уносится тепла

$$\frac{119,67}{0,916} \cdot 1,3249 = 17309 \text{ кДж.}$$

Водяные пары уносят тепла

$$\frac{13,77}{0,916} \cdot 1,504 = 2261 \text{ кДж.}$$

Всего продуктами горения уносится тепла $17309 + 2261 = 19570$ кДж.

6. Уносится годным агломератом и возвратом.

Количество тепла, уносимое агломератом, определяется его температурой и теплоемкостью.

Средневзвешенная температура агломерата, падающего в агломерационные машины, зависит от многих факторов, главным из которых являются расход топлива в шихту и уровень законченности процесса спекания. Увеличение расхода топлива, завершение процесса спекания на последней вакуум-камере способствует повышению температуры агломерата, сбрасываемого с агломерационной машины. Уменьшение расхода топлива и окончание процесса на предпоследней вакуум-камере благоприятствуют снижению температуры агломерата. Средневзвешенная температура агломерата в зависимости от температурно-теплого уровня процесса спекания и степени его завершенности находится в пределах 600-800°C.

Принимаем температуру агломерата 600°C.

Зависимость удельной теплоемкости агломерата C_a , [кДж/(кг·°C)], от температуры в интервале 200-800°C выражается уравнением

$$C_a = 0,7955 + 1,1179 \cdot 10^{-4} \cdot t, \quad (20)$$

где t – температура агломерата, °C.

Удельная теплоемкость агломерата при температуре 600 °C

$$C_a = 0,7955 + 1,1179 \cdot 10^{-4} \cdot 600 = 0,8626 \text{ кДж/(кг} \cdot \text{°C)}.$$

Из 100 кг аглоспека получается:

– годного агломерата 67,25 кг.

– возврата 32,75 кг.

Уносится тепла годным агломератом $0,8626 \cdot 600 \cdot 67,25 = 34806$ кДж.

Температура возврата, используемого в шихте после его охлаждения, составляет 50-70°C. Поэтому принимаем, что из общего тепла, уносимого возвратом, теряется 90%, а 10% возвращается в процесс.

При охлаждении возврата теряется тепла

$$0,8626 \cdot 600 \cdot 32,75 \cdot 0,9 = 15254 \text{ кДж.}$$

Всего годным агломератом и возвратом уносится тепла

$$34806 + 15254 = 50060 \text{ кДж.}$$

С возвратом возвращается тепла в процесс

$$0,8626 \cdot 600 \cdot 32,75 \cdot 0,1 = 1695 \text{ кДж.}$$

Подогрев шихты производится с целью устранения образования зоны переувлажнения и в связи с этим улучшения газопроницаемости спекаемого слоя и увеличения скорости спекания.

7. Потери тепла во внешнее пространство определяются по разности между общим приходом тепла и суммой расхода тепла по известным статьям расходной части теплового баланса.

2.8.3. Тепловой баланс агломерационного процесса

Тепловой баланс, как отмечалось выше, рассчитывается с целью установления обеспеченности процесса агломерации теплом, или правильности принимаемого содержания углерода в шихте.

Об обеспеченности процесса теплом судим по относительным потерям тепла. При нормальной обеспеченности процесса теплом они находятся в пределах 10-15%.

Согласно табл. 17 потери тепла составляют 24,55%. Отсюда следует, что шихта содержит избыточное количество коксика для проведения агломерационного процесса. При этом агломерат будет оплавленным, прочным, но плохо восстанавливаемым.

Если потери тепла меньше 10%, то это означает, что в шихте занижен расход коксика и будет получен плохо спеченный непрочный агломерат.

Если общие потери тепла больше 15%, то это является показателем завышенного расхода коксика.

В случае выхода потерь тепла за допустимые пределы необходимо сделать корректировку расхода коксика.

Допустим, что мы хотим иметь содержание в шихте коксика, которое обеспечило бы потери тепла не 24,55, а 12,0%.

Для определения количества избыточного тепла ΔQ составим уравнение

$$\frac{41337,3 - \Delta Q}{146009,4 - \Delta Q} 100 = 12,0. \quad (21)$$

Решение этого уравнения дает $\Delta Q = 21926$ кДж.

При горении 1 кг углерода по реакции $C + O_2 = CO_2 + 400928$ кДж выделяется тепла 28686 кДж.

При горении 1 кг углерода по реакции $2C + O_2 = 2CO + 234879$ кДж выделяется тепла 234879/2,12=9787 кДж.

1 кг углерода, сгорая в процессе агломерации, выделяет тепла

$$33411 \cdot 0,8 + 9787 \cdot 0,2 = 28686 \text{ кДж},$$

где 0,8 и 0,2 – относительные количества углерода, сгорающего в CO_2 (80%) и CO (20%).

Для уменьшения тепла до 12% необходимо из аглошихты с возвратом на 100 кг агломерата вывести коксика в количестве

$$28400/28686 \cdot 0,821 = 0,93 \text{ кг},$$

где 0,821 – относительное содержание углерода в коксике.

На 100 кг сухой шихты с возвратом $1,21 \cdot 0,948 = 0,85$ кг.

После заполнения таблицы теплового баланса и корректировки расхода коксика определим коэффициент полезного действия тепла K_t .

Коэффициент полезного действия тепла равен с корректировкой расхода кокса:

Коэффициент полезного действия тепла, полученный после корректировки расхода коксика, фактически будет иметь большее значение, так как со снижением расхода топлива уменьшается объем продуктов горения и количество тепла, уносимое ими.

Коэффициент полезного действия тепла на агломашинах составляет 70-80%.

3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДА МАТЕРИАЛОВ НА 100 кг ГОДНОГО АГЛОМЕРАТА

Из 145,98 кг шихты с возвратом получается годного агломерата 89,94 кг.

На 100 кг годного агломерата будет расходоваться

рудной смеси 91,22 кг

флюса 16,17 кг

коксика 5,38 кг

Расход материалов представлен в табл. 18.

Таблица 18

Расход сухих и влажных материалов
на 100 кг годного агломерата, кг

Материал	Расход сухого	Расход влажного	
		Влажность, %	Масса
Железная руда	18,24	2,3	18,67
Концентрат I	36,49	4,6	38,25
Концентрат II	29,65	1,9	30,22
Колошниковая пыль	4,56	7,2	4,91
Окалина	2,28	3	2,35
Ивестняк	11,13	2,1	11,37
Доломитизированный известняк	5,04	1,2	5,10
Коксик	5,38	18	6,57

4. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ АГЛОМЕРАЦИОННОЙ МАШИНЫ И СУТОЧНАЯ ПОТРЕБНОСТЬ В СЫРЫХ МАТЕРИАЛАХ

Производительность агломерационной машины определяется ее рабочей площадью, т.е. площадью, занятой под спекание, и может изменяться в широких пределах в зависимости от скорости спекания, выхода годного агломерата и насыпной массы шихты. Она подсчитывается по формуле

$$Q_g = 60 \cdot S \cdot C \cdot \gamma \cdot K, \quad (22)$$

где Q_g – производительность агломашины по годному агломерату, т/ч;

S – рабочая площадь ленты, м²;

C – вертикальная скорость спекания, м/мин;

γ – насыпная масса шихты, т/м³;

K – относительный выход годного агломерата из влажной шихты, доли ед.

Вертикальная скорость спекания зависит главным образом от газопроницаемости шихты, мощности эксгаустера (эксгаустеров) и наличия вредных прососов, обусловленных недостаточной герметичностью агломерационной машины.

Улучшение газопроницаемости шихты при оптимальном времени пребывания ее в смесителе, увеличение мощности эксгаустера (эксгаустеров) благоприятствуют повышению производительности агломерационной машины.

Наличие вредных прососов (подсоса воздуха в газоотводящий тракт помимо воздуха, просасываемого через спекаемый слой) приводит к снижению производительности агломерационной машины.

В зависимости от вышеотмеченных факторов вертикальная скорость спекания изменяется от 10 до 40 мм/мин.

Насыпная масса агломерационной шихты определяется преимущественно минералогическим типом спекаемой руды. При спекании магнетитовых руд она составляет 1,75–2,0, гематитовых – 1,48–1,53, бурых железняков – 0,55–0,6 т/м³.

В рассматриваемом случае в основном спекаются магнетитовые концентраты, поэтому принимаем насыпную массу шихты равной 1,77 т/м³, а скорость спекания 25 мм/мин или 0,025 м/мин.

Относительный выход годного агломерата из увлажненной шихты подсчитан ранее (см. п. 2.4.5) и составляет 0,603.

Исходя из этих условий, определим, например, часовую про-

изводительность агломерационной машины с площадью спекания 250 м^2 .

$$Q_r = 60 \cdot 250 \cdot 0,025 \cdot 1,77 \cdot 0,603 = 400,24 \text{ т.}$$

В сутки агломерационная машина будет производить годного агломерата $Q_{\text{сут}} = 400,24 \cdot 24 = 9605,8 \text{ т}$. Удельная производительность ее составит $9605,8/250 = 38,42 \text{ т}/(\text{м}^2 \cdot \text{сут})$ или $400,24/250 = 1,6 \text{ т}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$.

Суточная потребность во влажных материалах для производства такого количества агломерата, а также объем отсасываемых эксгаустерами газов представлены в табл. 19.

Таблица 19

Расход сырых материалов на одну агломерационную машину

Материал	Расход	
	На 100 кг годного агломерата, кг	в сутки, т
Железная руда	18,67	1694
Концентрат I	38,25	3470
Концентрат II	30,22	2742
Колошниковая пыль	4,91	446
Окалина	2,35	213
Ивестняк	11,37	1032
Доломитизированный известняк	5,10	462
Коксик	6,57	596
Вода на увлажнение	8,00	726
Количество возврата	48,70	4418
Расход воздуха на зажигание, м^3	12,65	1148
Расход газа на зажигание, м^3	2,47	224
Количество влажных газов, отсасываемых эксгаустерами, м^3	216,61	19650

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Доменное производство: справочник. В 2 т. / Ф.М. Базанов, Г.И. Бельченко, К.П. Бунич и др. М.: Metallurgizdat, 1963. Т.1. 648 с.
2. Metallургия чугуна: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. /Е.Ф. Вегман, Б.Н. Жеребин, А.Н. Похвистнев и др.; под ред. Ю.С. Юсфина. М., 2004. 774 с.
3. Павлов М.А. Metallургия чугуна. М.: Metallurgizdat, 1944. 207 с.
4. Остроухов М.Я., Шпарбер Л.Я. Справочник мастера-доменщика. М.: Metallургия, 1977. 304 с.
5. Рязанцев А.П., Антошечкин М.П. Нагрев агломерационной шихты. М.: Metallургия, 1968. 167 с.
6. Сигов А.А., Шурхал В.А. Агломерационный процесс. Киев: Техника, 1969. 232 с.
7. Якубцинер Н.М., Свинцов Ю.П., Смирнов Ю.П. Теплоемкость и теплопроводность агломератов / Metallургия чугуна. М.; Л., 1964. С. 178-186.
8. Павлов М. А. Metallургия чугуна. М.: Metallurgizdat, 1949. Ч. 2. Доменный процесс, 628 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ

Удельная теплоемкость газов C_p , кДж/(м ³ ·°C)							
Температура, °C	O ₂	N ₂	H ₂	CO	CO ₂	H ₂ O _{пар}	CH ₄
0	1,305	1,294	1,276	1,298	1,599	1,493	1,549
100	1,317	1,295	1,29	1,301	1,699	1,504	1,641
200	1,334	1,299	1,296	1,306	1,786	1,522	1,758
300	1,355	1,306	1,298	1,316	1,861	1,541	1,885
400	1,376	1,315	1,301	1,328	1,928	1,564	2,014
500	1,397	1,327	1,304	1,342	1,987	1,589	2,139
600	1,416	1,339	1,307	1,356	2,04	1,613	2,259
700	1,433	1,353	1,311	1,371	2,087	1,64	2,375
800	1,449	1,366	1,316	1,385	2,13	1,667	2,492
900	1,463	1,379	1,322	1,398	2,168	1,694	2,601
1000	1,476	1,391	1,328	1,412	2,202	1,722	2,697
1100	1,488	1,402	1,335	1,424	2,233	1,749	2,784
1200	1,499	1,413	1,342	1,435	2,262	1,776	2,861
1300	1,509	1,424	1,35	1,445	2,288	1,802	
1400	1,519	1,434	1,358	1,456	2,312	1,822	
1500	1,528	1,443	1,366	1,465	2,334	1,851	
1600	1,537	1,452	1,374	1,474	2,354	1,875	
1700	1,545	1,46	1,382	1,481	2,373	1,898	
1800	1,553	1,468	1,391	1,489	2,39	1,92	
1900	1,561	1,475	1,399	1,496	2,406	1,941	
2000	1,568	1,481	1,407	1,503	2,42	1,961	
2100	1,575	1,488	1,414	1,509	2,434	1,981	
2200	1,582	1,494	1,422	1,515	2,447	1,999	
2300	1,589	1,5	1,429	1,52	2,459	2,017	
2400	1,595	1,505	1,436	1,526	2,469	2,035	
2500	1,602	1,51	1,444	1,531	2,479	2,031	

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	3
1. Сущность процесса агломерации	3
2. Пример расчета шихты, материального и теплового балансов агломерационного процесса.....	6
2.1. Приведение суммы компонентов химического состава сырых материалов к 100%.....	8
2.2. Оценка сырых материалов, выбор марки и состава чугуна ..	11
2.3. Определение расхода материалов на выплавку 1000 кг чугуна	14
2.4. Расчет агломерационной шихты, определение состава агломерата	18
2.4.1. Определение расхода коксика	19
2.4.2. Определение состава агломерата.....	22
2.4.3. Определение направленности процесса агломерации.....	26
2.4.4. Определение состава увлажненной шихты с возвратом на 100 кг сухой шихты без возврата.....	27
2.4.5. Уточнение состава агломерата	30
2.5. Определение состава чугуна и шлака.....	35
2.6. Расчеты горения в агломерационном процессе	38
2.6.1. Расчеты горения газа для зажигания шихты	38
2.6.2. Расчеты горения углерода и серы на 100 кг сухой шихты с возвратом	44
2.6.3. Состав и количество сухих продуктов горения на 100 кг сухой шихты с возвратом	47
2.6.4. Количество влаги, переходящей в продукты горения, на 100 кг сухой шихты с возвратом	48
2.7. Материальный баланс агломерационного процесса.....	49
2.8. Расчет теплового баланса агломерационного процесса	49
2.8.1. Приход тепла	50
2.8.2. Расход тепла.....	54
2.8.3. Тепловой баланс агломерационного процесса	58
3. Определение расхода материалов на 100 кг годного агломерата	59
4. Производительность агломерационной машины и суточная потребность в сырых материалах	60
Библиографический список	62
Приложение	63

Учебное издание

Александр Гаврилович Неясов
Алексей Викторович Иванов
Ирина Владимировна Макарова

РАСЧЕТЫ ШИХТЫ, МАТЕРИАЛЬНОГО И ТЕПЛОВОГО БАЛАНСОВ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОЦЕССА

Учебное пособие

Редактор Н.П. Боярова
Компьютерная верстка И.В. Ключниковой

Подписано в печать 18.06.2014. Рег. № 2-15. Формат 60х84/16. Бумага тип. № 1.
Плоская печать. Усл.печ.л. 4,00. Тираж ____ экз. Заказ ____.



Издательский центр ФГБОУ ВПО «МГТУ»
455000, Магнитогорск, пр. Ленина, 38
Полиграфический участок ФГБОУ ВПО «МГТУ»