



ДОНСКОЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

УПРАВЛЕНИЕ ЦИФРОВЫХ ОБРАЗОВАТЕЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Кафедра "Технология конструкционных материалов"

Практикум
по дисциплине
**«Металлургические
технологии переработки
техногенного и
вторичного сырья»**

Авторы
Бацемакин М. Ю.

Ростов-на-Дону, 2019



Аннотация

Методические указания предназначены для выполнения практических работ по дисциплине "Металлургические технологии переработки техногенного и вторичного сырья" студентами направления 22.03.02 Metallurgy.

Авторы

Доц., к.т.н. Бацемакин М.Ю.





Оглавление

Практическая работа № 1 "Расчёт класса опасности металлургических отходов".....	5
1.1. Цель работы.....	5
1.2. Общие сведения.....	5
1.3. Порядок и пример выполнения работы.....	13
1.4. Варианты заданий.....	19
1.5. Контрольные вопросы.....	23
1.6. Список литературы.....	24
Практическая работа № 2 "Расчёт оптимальной производительности щековой дробилки".....	25
2.1. Цель работы.....	25
2.2. Общие сведения.....	25
2.3. Порядок и пример выполнения работы.....	28
2.4. Варианты заданий.....	30
2.5. Контрольные вопросы.....	31
2.6. Список литературы.....	32
Практическая работа № 3 "Расчёт технологических показателей обогащения".....	33
3.1. Цель работы.....	33
3.2. Общие сведения.....	33
3.3. Порядок и пример выполнения работы.....	35
3.4. Варианты заданий.....	37
3.5. Контрольные вопросы.....	37
3.6. Список литературы.....	38
Практическая работа № 4 "Расчёт выхода концентрата, содержание в нём железа и показателей процесса обогащения".....	39



4.1. Цель работы.....	39
4.2. Общие сведения.....	39
4.3. Порядок и пример выполнения работы.....	41
4.4. Варианты заданий.....	43
4.5. Контрольные вопросы.....	44
4.6. Список литературы.....	44
Практическая работа № 5 "Расчёт извлечения железа из концентрата, коэффициента сокращения и коэффициента обогащения".....	45
5.1. Цель работы.....	45
5.2. Общие сведения.....	45
5.3. Порядок и пример выполнения работы.....	47
5.4. Варианты заданий.....	48
5.5. Контрольные вопросы.....	49
5.6. Список литературы.....	49
Практическая работа № 6 "Расчёт товарного и технологического баланса и определение технологических потерь, и сравнение их с нормативом".....	50
6.1. Цель работы.....	50
6.2. Общие сведения.....	50
6.3. Порядок и пример выполнения работы.....	56
6.4. Варианты заданий.....	62
6.5. Контрольные вопросы.....	69
6.6. Список литературы.....	69
Практическая работа № 7 "Расчёт количества шлакообразующих материалов, требуемых для получения заданной основы шлака".....	70



7.1. Цель работы.....	70
7.2. Общие сведения.....	70
7.3. Порядок и пример выполнения работы.....	76
7.4. Варианты заданий.....	96
7.5. Контрольные вопросы.....	98
7.6. Список литературы.....	99

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1

"РАСЧЁТ КЛАССА ОПАСНОСТИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ОТХОДОВ"

1.1. Цель работы

Цель работы — научиться расчётным путём, определять класс опасности металлургических отходов.

1.2. Общие сведения

Отходы классифицируются на:

- *технологические*, образующиеся при реализации той или иной технологии.

- *эксплуатационные*, образующиеся в ходе эксплуатации промышленной продукции: станков, машин, трубопроводов и т. п.

- *бытовые*, образующиеся в результате использования населением бытовой техники, кухонной утвари, мебели, проведения различных ремонтных работ и др. Бытовыми отходами также являются различные виды упаковок продуктов питания, бытовой техники, посуды и пр.

Единая информационная система по обращению с опасными отходами для окружающей природной среды это Государственный кадастр отходов.

Государственный кадастр отходов включает:

- федеральный классификационный каталог отходов – (ФККО);

- государственный реестр объектов размещения отходов;

- банк данных об отходах;

- банк данных о технологиях использования и обезвреживании отходов.

Федеральный классификационный каталог отходов (далее Каталог отходов) необходим для решения следующих задач:

- организации учета видов отходов;

- формализации видов отходов;

- информационного обеспечения госорганов исполнительной власти, а также формирующегося рынка отходов и вовлечения их в хозяйственный оборот в качестве сырья.

Для выполнения этих задач установлена классификация отходов.

В Каталоге отходов применена кодовая система, позволяющая формализовать любой вид отходов, что представляет удобство для сбора, обработки и передачи информации об отходах. Тринадцатизначный код определяет вид отхода, характеризующий его классификационные признаки.

Первые восемь цифр используются для кодирования происхождения отхода и его качества. Эти цифры относятся к высшему уровню классификации, отражающему признак происхождения отходов, их состав, подготовленность к использованию и др. Первая цифра в коде Каталога отражает происхождение отхода. По этому признаку представлены четыре основных блока:

- отходы органические природного происхождения (животного и растительного):

- отходы минерального происхождения;
- отходы химического происхождения;
- отходы коммунальные.

За каждым из перечисленных блоков закреплены соответственно первые цифры кодов – 1, 3, 5, 9. Первые цифры кода 2, 4, 6, 7 и 8 в Каталоге отходов не используются; они оставлены для резервных блоков.

По коду отхода можно получить развернутую характеристику происхождения отхода. Например, первые восемь цифр кода отхода 35310311 01 01 3 в Каталоге отходов означают "отходы химического происхождения, содержащие медь, несортированные".

Девятая и десятая цифры используются для кодирования агрегатного состояния и физической формы. Каждая из этих цифр обозначает:

00 – данные не установлены; 01 – твердый; 02 – жидкий; 03 – пастообразный; 04 – шлам; 05 – гель; 06 – коллоид; 07 –

суспензия; 08 – сыпучий; 09 – гранулят; 10 – порошкообразный; 11 – пылеобразный; 12 – волокно; 13 – готовое изделие, потерявшее потребительские свойства; 99 – иное. В приведенном выше примере цифры 01 указывают на то, что отходы являются твердыми.

Одиннадцатая и двенадцатая цифры кодируют опасные свойства и их комбинации. Из обращения к вышеприведенному примеру следует, что указанные отходы являются токсичными (код 01). Коды и их наименования приведены в табл. 1.1

Таблица 1.1

Коды наименований опасных отходов и их комбинаций

Коды	Наименования	Коды	Наименования
00	Данные не установлены	11	в + и
01	Токсичность (т)	12	п + р
02	Взрывоопасность (в)	13	п + и
03	Пожароопасность (п)	14	р + и
04	Высокая реакционная способность (р)	15	т + в + п
		16	т + в + р
05	Содержание возбудителей инфекционных болезней (и)	17	т + п + р
		18	в + п + р
		19	в + п + и
06	т + в	20	п + р + и
07	т + п	21	т + в + п + р
08	т + р	22	в + п + р + и
09	в + п	99	Опасные свойства
10	в + р		отсутствуют

Последняя тринадцатая цифра кода отхода используется для кодирования класса опасности отхода для окружающей природной среды. Она указывает уровень экологической опасности отхода в соответствии с установленным классом опасности. Цифрой 1 обозначены отходы I класса опасности, цифрой 2 – II класса опасности, цифрами 3, 4 и 5 соответственно обозначаются III, IV и V классы опасности отходов. Если класс опасности не установлен, то в этом случае

коду присваивают цифру – 0. Код того же примера – 3, указывает на III класс опасности отхода.

Отнесение отходов к классу опасности для окружающей природной среды осуществляется расчётным или экспериментальным путем.

Расчетный метод определения класса опасности отхода производится на основании *показателя степени опасности отхода при его воздействии на окружающую природную среду* – К. Этот показатель представляет собой сумму показателей степени опасности различных компонентов отхода – K_i , т. е.

$$K = \sum K_i, \quad (1.1)$$

где i – указывает номер компонента отхода.

В свою очередь показатель степени опасности компонента отхода для окружающей природной среды рассчитывается по формуле:

$$K_i = \frac{C}{W_i}, \quad (1.2)$$

где C – концентрация i – го компонента, опасного отхода для окружающей природной среды, (мг/кг);

W_i - *коэффициент степени опасности* того же i – го компонента в опасном отходе. Этот коэффициент является условным показателем, численно равным количеству компонента отхода, ниже значения которого, компонент не оказывает негативного воздействия на окружающую среду. Размерность этого коэффициента условно принимается такой же, как и для концентрации компонента (мг/кг).

Коэффициент W_i рассчитывается по одной из следующих формул:

$$\lg W_i = \frac{4 - Z_i}{Z_i} \quad \text{для } 1 < Z_i < 2, \quad (1.3)$$

$$\lg W_i = Z_i \quad \text{для } 2 < Z_i < 4, \quad (1.4)$$

$$\lg W_i = \frac{2 + 4}{(6 - Z_i)} \quad \text{для } 4 < Z_i < 5. \quad (1.5)$$

Во всех случаях

$$Z_i = \frac{4}{X_i} - \frac{1}{3}. \quad (1.6)$$

В приведенных формулах величина X_i представляет собой *относительный параметр опасности компонентов отхода для окружающей природной среды*. Для определения этого параметра первоначально необходимо найти степень опасности каждого компонента отхода для окружающей природной среды, причем такого рода определения производятся для различных природных сред. Эта оценка устанавливается в соответствии с данными табл. 1.1, для чего по значениям ПДК или ОДК, ОДУ, ОБУВ и другим для данного компонента отхода определяется не только степень опасности этого компонента – $П_{оп. i}$, но и его класс опасности – $К_{оп. i}$.

Таблица 1.1

Степень опасности компонента отхода для окружающей природной среды по каждому компоненту отходов в различных природных средах

№ п/п	Первичные показатели опасности компонента отхода	Степень опасности компонента отхода по каждому компоненту отхода в различных природных средах			
		1	2	3	4
1	ПДК _п < >, (ОДК < >), мг/кг Класс опасности в почве	< 1	1-10	10,1-100	> 100
		1	2	3	Не установлен
2	ПДК _{вр} , (ОДУ, ОБУВ), мг/л Класс опасности в воде хозяйственно-питьевого использования	<0,01	0,1–0,1	0,11–1,0	> 1,0
		1	2	3	4
3	ПДК _{р.х.} , (ОБУВ), мг/л Класс опасности в воде рыбохозяйственного использования	< 0,001	<0,001–0,1	0,011–0,1	> 0,1
		1	2	3	4
4	ПДК _{сс} (ПДК _{м.д.} , ОБУВ), мг/м ³ Класс опасности в атмосферном воздухе	<0,01	0,01–0,1	0,11–1,0	> 1,0
		1	2	3	4

Примечание: ПДК_п – ПДК вещества в почве; ПДК_в – ПДК вещества в воде водных объектов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования; ПДК_{р.х.}, – ПДК вещества в воде водных объектов рыбохозяйственного назначения; ПДК_{с.с.} – ПДК вещества среднесуточная в атмосферном воздухе населенных мест; ПДК_{м.р.}, – ПДК вещества максимально-разовая в воздухе населенных мест; ОДК – ориентировочно-допустимая концентрация; ОДУ – ориентировочно-допустимый уровень; ОБУВ – ориентировочный безопасный уровень воздействия.

Далее определяется показатель информационного обеспечения – $K_{инф}$, который учитывает недостаток информации по первичным показателям степени опасности компонентов отхода для окружающей природной среды. Для его отыскания следует разделить число установленных показателей – n , на количество наиболее значимых показателей опасности компонента отхода для окружающей природной среды – N , (обычно $N = 12$). Полученное отношение (число) является основанием для определения с помощью данных табл. 1.2 количества баллов – $B_{инф}$, оценивающих показатель информационного обеспечения.

Таблица 1.2

Оценка баллов по величине показателя информационного обеспечения

Диапазон изменения показателя информационного обеспечения	БАЛЛ
$< 0,5$ ($n < 6$)	1
$0,5 - 0,7$ ($n = 6 - 8$)	2
$0,71 - 0,9$ ($n = 9 - 10$)	3

Числа, характеризующие показатель степени опасности – $П_{оп i}$ классы опасности – $K_{оп i}$ и балл показателя информационного обеспечения – $B_{инф}$, по всем параметрам суммируется. Относительный параметр опасности компонента отхода для окружающей природной среды – X_i определяется с помощью выражения:

$$X_i = \frac{(\sum P_{оп i} + \sum K_{оп i} + B_{инф i})}{(n + K_{инф})}, \quad (1.7)$$

в котором $K_{инф}$ выступает как дополнительный параметр.

Компоненты отходов, состоящие из таких химических элементов как кислород, азот, углерод, фосфор, сера, алюминий, железо, натрий, калий, кальций, магний, титан в концентрациях, не превышающих их содержание в основных типах почв, относятся к практически неопасным компонентам со средним относительным параметром опасности компонента отхода для окружающей природной среды $X_i = 4$ и, следовательно, коэффициентом степени опасности для окружающей природной среды тех же компонентов в отходе $W_i = 10^6$.

Компоненты отходов природного органического происхождения, состоящие из таких соединений как углеводы, белки, азотсодержащие органические соединения, т. е. веществ, встречающихся в живой природе, относятся к классу практически неопасных компонентов со средним относительным параметром опасности компонента отхода для окружающей природной среды $X_i = 4$ и, следовательно, коэффициентом степени опасности для окружающей природной среды тех же компонентов в отходе $W_i = 10^6$.

Для остальных компонентов отходов показатель степени опасности для окружающей природной среды рассчитывается следующим образом. Определение начинается с поиска первичных показателей опасности компонентов, с помощью которых определяются степени опасности каждого компонента отхода для окружающей природной среды, по каждому компоненту отхода. Для этого используются сведения, представленные в табл. 1.1. Далее определяют показатель информационного обеспечения и с помощью сведений табл. 1.2. – число баллов. Полученные данные применяют при расчёте параметра опасности компонента отхода для окружающей природной среды – X_i . Далее с помощью формул (1.3) – (1.6), учитывая соответствующие ограничения, рассчитывают коэффициент степени опасности компонента отхода – W_i . Эту величину используют для

отыскания с помощью формулы (1.1) показателя степени опасности компонента отхода – K_i . Заключительным этапом расчёта является определение показателя опасности отхода в целом – K , по величине которого и производится оценка класса опасности отхода (см. табл. 1.3).

Таблица 1.3

Класс опасности отхода в его степени опасности для окружающей природной среды

Класс опасности отхода	Степень опасности отхода для окружающей природной среды (K)
I – ЧРЕЗВЫЧАЙНО ОПАСНЫЕ	$10^6 \geq K > 10^4$
II – ВЫСОКО ОПАСНЫЕ	$10^4 \geq K > 10^3$
III – УМЕРЕННО ОПАСНЫЕ	$10^3 \geq K > 10^2$
IV – МАЛО ОПАСНЫЕ	$10^2 \geq K > 10$
V – ПРАКТИЧЕСКИ НЕОПАСНЫЕ	$K \leq 10$

Некоторые значения коэффициентов для отдельных компонентов опасных отходов представлены в табл. 1.4.

Таблица 1.4

Значения коэффициентов X_i , Z_i , $\lg W_i$, W_i отходов для отдельных компонентов опасных отходов

Наименование компонента	Коэффициенты			
	X_i	Z_i	$\lg W_i$	W_i
1	2	3	4	5
Бенз(а)пирен	1,6	1,8	1,778	59,97
Диоксины	1,4	1,533	1.391	24,6
Кадмий	1,42	1,56	1,43	26,9
Марганец	2,30	2,37	2,73	537,0
Медь	2,17	2,56	2,56	358,9
Мышьяк	1,58	1,77	1,74	55,0
Нафталин	2,285	2,714	2,714	517,9
Никель	1,83	2,11	2,11	128,8
Ртуть	1,25	1,33	1,00	10,0
Стронций	2,86	3,47	3,47	2951,00

Серебро	2,14	2,52	2,52	331,10
Свинец	1,46	1,61	1,52	33,10
1	2	3	4	5
Фенол	2, 00	2,33	2,33	215,44
Фураны	2,166	2,55	2,55	359,00
Хром	1,75	2,00	2,00	100,00
Цинк	2,25	2,67	2,67	463,40

1.3. Порядок и пример выполнения работы

Определить класс опасности золошлаковых отходов, имеющих состав (% мас.): SiO_2 = 55,6; Al_2O_3 = 25,5; FeO = 7,8; CaO = 7,1; MgO = 1,4; K_2O = 1,2; TiO_2 = 0,8; Na_2O = 0,6.

Золошлаковый отход, для которого определяется класс опасности, принадлежит к виду отхода, зарегистрированного в Федеральном классификационном каталоге отходов под кодом 313 002 000 01 00 0 - Золо, шлаки и пыль от топочных установок и от термической обработки отходов.

Определим первичные показатели опасности компонентов отхода.

1. Компонент диоксид кремния – SiO_2 = 55,6% или 556 000 мг/кг.

Сопоставляя концентрацию компонента с данными ПДК для этого компонента в различных средах, можно, используя сведения табл. 1.1, определить значение показателя опасности по данному компоненту отхода, а также класс опасности компонента в той или иной среде - почве, воде, атмосфере. Эти данные представлены в табл.1.5

Таблица 1.5

Степень опасности компонента отхода для окружающей природной среды по каждому компоненту отходов в различных природных средах

№ п/п	Первичные показатели опасности компонента отхода	Степень опасности компонента отхода по каждому компоненту отхода в различных природных средах			
		1	2	3	4
1	2	3	4	5	6

1	ПДК _п <sup>* >, (ОДК<sup>* >), мг/кг	< 1	1-10	10,1-100	> 100
	Класс опасности в почве	1	2	3	Не установлен
1	2	3	4	5	6
2	ПДК _в , (ОДУ, ОБУВ), мг/л	<0,01	0,1-0,1	0,11-1,0	> 1,0
	Класс опасности в воде хозяйственно-питьевого использования	1	2	3	4
3	ПДК _{р.х.} , (ОБУВ), мг/л	< 0,001	<0,001-0,1	0,011-0,1	> 0,1
	Класс опасности в воде рыбохозяйственного использования	1	2	3	4
4	ПДК _{с.с} (ПДК _{м.р} , ОБУВ), мг/м ³	<0,01	0,01-0,1	0,11-1,0	> 1,0
	Класс опасности в атмосферном воздухе	1	2	3	4

При расчёте показателя информационного обеспечения – $P_{инф}$ следует иметь в виду, что число установленных показателей для данного компонента составляет – $n = 4$. Таким образом, величина отношения $(n/N) = (4/12) = 0,3$, что меньше 0,5. По этим данным, используя сведения табл. 1.2, определяют число баллов – $B_{инф}$, которые присваиваются в зависимости от диапазона изменения показателя информационного обеспечения; для указанных данных $B_{инф} = 1$.

Воспользовавшись формулой (1.7) $X_i = \frac{(\sum P_{оп} + \sum K_{оп} + B_{инф})}{(n + K_{инф})}$ и зная значения входящих в нее величин, можно определить величину X_i .

Таблица 1.6

Первичные показатели опасности компонента отхода – диоксида кремния – SiO_2 .

№ п/п	Наименование первичного показателя опасности компонента отхода	Значение показателя опасности по данному компоненту отхода	Балл
1	2	3	4
1	ПДК _п (ОДК), мг/кг	-	-
2	Класс опасности в почве	-	-
3	ПДК в (ОДУ, ОБУВ), мг/л	100,00000	4

4	Класс опасности в воде хозяйственно-питьевого использования	2	2
5	ПДКр.х. (ОБУВ), мг/л	-	-
1	2	3	4
6	Класс опасности в воде рыбохозяйственного использования	-	-
7	ПДКс.с. (ПДКм.р., ОБУВ), мг/м ³	0,100000	2
8	Класс опасности в атмосферном воздухе	3	3
9	ПДКпп (МДУ, МДС), мг/кг	-	-
10	Lg (S, мг/л/ПДКв, мг.л)	-	-
11	Lg (C _{нас} , мг/м ³ /ПДКр.э)	-	-
12	Lg (C _{нас} , мг/м ³ /ПДКс.с. или ПДКм.р.)	-	-
13	Ig K _{ов} (октанол/вода)	-	-
14	LD ₅₀ , мг/кг	-	-
15	LC ₅₀ , мг/м ³	-	-
16	LC ₅₀ ^{водн} , мг/л/96ч	-	-
17	БД=БПК ₅ /ХПК 100%	-	-
18	Персистентность (трансформация в окружающей природной среде)	-	-
19	Биоаккумуляция (поведение в пищевой цепочке)	-	-
20	Информационное обеспечение K _{инф}	0,3	1

$$X_i = \frac{(4 + 2) + (2 + 3) + 1}{(4 + 1)} = 2,400\ 000.$$

Далее, используя выражение (1.6), определяют Z_i и по этой величине выбирают одну из формул (1.3), (1.4) или (1.5) для расчёта IgW_i . Переходя от логарифма к абсолютной величине W_i получают возможность определения показателя степени опасности компонента отхода для окружающей природной среды – K_i (формула (1.2)). Для этого следует разделить концентрацию компонента отхода C_i на величину W_i . В итоге величина K_i , для SiO_2 равна 735,642.

2. Для компонента отхода оксида алюминия - Al_2O_3 – 25,5 %, алгоритм расчёта показателя степени опасности компонента отхода для окружающей природной среды – K_i подобен изложенному выше.

Результаты расчёта приведены в табл. 1.7. Конечный результат, который не представлен в таблице, относится к показателю степени опасности компонента отхода для окружающей природной среды – K_i для оксида алюминия. Для этого случая $K_i = 204,787$.

Таблица 1.7

Первичные показатели опасности компонента отхода – оксида алюминия – Al_2O_3 .

№ п/п	Наименование первичного показателя опасности компонента отхода	Значение показателя опасности по данному компоненту отхода	Балл
1	2	3	4
1	ПДКп (ОДК), мг/кг	-	-
2	Класс опасности в почве	-	-
3	ПДК в (ОДУ, ОБУВ), мг/л	0,500000	3
4	Класс опасности в воде хозяйственно-питьевого использования	2	2
5	ПДКр.х. (ОБУВ), мг/л	0,04000	3
6	Класс опасности в воде рыбохозяйственного использования	3	3
7	ПДКс.с. (ПДКм.р., ОБУВ), мг/м ³	0,010000	2
8	Класс опасности в атмосферном воздухе	2	2
9	ПДКпп (МДУ, МДС), мг/кг	-	-
10	Lg (S, мг/л/ПДКв, мг.л)	-	-
11	Lg (C _{нас} , мг/м ³ /ПДКр.з)	-	-
12	Lg (C _{нас} , мг/м ³ /ПДКс.с. или ПДКм.р.)	-	-
13	Ig K _{ow} (октанол/вода)	-	-
14	LD ₅₀ , мг/кг	-	-
15	LC ₅₀ , мг/м ³	-	-
16	LC ₅₀ ^{ВОДН} , мг/л/96ч	-	-

17	БД=БПК ₅ /ХПК 100%	-	-
18	Персистентность (трансформация в окружающей природной среде)	-	-
1	2	3	4
19	Биоаккумуляция (поведение в пищевой цепочке)	-	-
20	Информационное обеспечение К _{инф}	0,5	2

3. Для компонента отхода оксида титана – $TiO_2 = 0,8 \%$, методика расчёта показателя степени опасности данного компонента отхода для окружающей природной среды – К, сохраняется.

Результаты расчёта сосредоточены в табл. 1.8. Конечный результат, который не представлен в таблице, относится к показателю степени опасности компонента отхода для окружающей природной среды – K_i для оксида титана. Для этого случая $K_i = 4,796$.

Таблица 1.8

Первичные показатели опасности компонента отхода – оксида титана – TiO_2 .

№ п/п	Наименование первичного показателя опасности компонента отхода	Значение показателя опасности по данному компоненту отхода	Балл
1	2	3	4
1	ПДКп (ОДК), мг/кг	-	-
2	Класс опасности в почве	-	-
3	ПДК в (ОДУ, ОБУВ), мг/л	0,100000	2
4	Класс опасности в воде хозяйственно-питьевого использования	3	3
5	ПДКр.х. (ОБУВ), мг/л	0,06000	3
6	Класс опасности в воде рыбохозяйственного использования	4	4
7	ПДКс.с. (ПДКм.р., ОБУВ), мг/м ³	0,500000	3
8	Класс опасности в атмосферном воздухе	-	-
9	ПДКпп (МДУ, МДС), мг/кг	-	-

10	Lg (S, мг/л/ПДКв, мг.л)	-	-
11	Lg (С _{нас} , мг/м ³ /ПДКр.з)	-	-
12	Lg (С _{нас} , мг/м ³ /ПДКс.с. или ПДКм.р.)	-	-
1	2	3	4
13	lg K _{ow} (октанол/вода)	-	-
14	LD ₅₀ , мг/кг	-	-
15	LC ₅₀ , мг/м ³	-	-
16	LC ₅₀ ^{ВОДН} , мг/л/96ч	-	-
17	БД=БПК ₅ /ХПК 100%	-	-
18	Персистентность (трансформация в окружающей природной среде)	-	-
19	Биоаккумуляция (поведение в пищевой цепочке)	-	-
20	Информационное обеспечение K _{инф}	0,4	1

Выше было отмечено, что компоненты отходов, состоящие из таких химических элементов как кислород, азот, углерод, фосфор, сера, алюминий, железо, натрий, калий, кальций, магний, титан, концентрации которых не превышают их содержание в основных типах почв, относятся к практически неопасным компонентам со средним относительным параметром опасности компонента отхода для окружающей природной среды $X_i = 4$ и, следовательно, коэффициентом степени опасности для окружающей природной среды тех же компонентов в отходе $W_i = 10^6$. С учётом этого замечания результаты расчётов по всем компонентам сведены в табл. 1.9.

Таблица 1.9

Результаты расчёта по компонентам отхода

Компо- нент	C, %	C _i , мг/кг	n	X _i	Z _i	W _i , мг/кг	K _i
SiO ₂	55,6	556 000	4	2,400000	2,866667	735,642	755,802
Al ₂ O ₃	25,5	225 000	6	2,57429	3,095238	1245,197	204,787
TiO ₂	0,80	8 000	5	2,666667	3,222222	1668,101	4,796
FeO	7,8	78 000	7	4,000000	6,000000	1000000	0,078

CaO	7,1	71 000	-	4,000000	6,000000	1000000	0,071
MgO	1,4	14 000	4	4,000000	6,000000	1000000	0,014
K ₂ O	1,2	12 000	-	4,000000	6,000000	1000000	0,012
Na ₂ O	0,60	6 000	6	4,000000	6,000000	1000000	0,006

Показатель степени опасности отхода для окружающей природной среды определяют как сумму показателей степени опасности отдельных компонентов опасного отхода для окружающей природной среды:

$$K = \sum K_i = 755,802 + 204,787 + 4,796 + 0,078 + 0,071 + 0,014 + 0,012 + 0,006 = 965,566.$$

Полученное значение показателя степени опасности отхода для окружающей природной среды лежит в пределах $10^3 \leq K \leq 10^2$, что в соответствии с табл. 1.3 указывает на принадлежность данного вида отхода к III классу опасности, который соответствует умеренно опасным отходам.

После расчёта класса опасности золошлакового отхода указанного состава этому отходу может быть присвоен конкретный код. Определенная в тринадцатизначном коде ФККО последняя цифра – 3 характеризует конкретный вид отхода в блоке отходов под названием – "Золошлаковый отход". Этот отход, по составу которого рассчитан класс опасности, может быть внесен после оформления и утверждения соответствующих документов в Федеральный классификационный каталог отходов под кодом 313 002 000 01 00 3.

1.4. Варианты заданий

Вариант 1

КОД	НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА
351 203 02 01 99 5	ЛОМ ЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ В КУСКОВОЙ ФОРМЕ
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА	
Наименование компонента	Массовая доля %
Железо (Fe)	86,557
Сера природная (S)	0,008
Марганец (Mn)	0,50
Фосфор (P)	0,035

Кремний (Si)	1,0
Углерод (C)	0,95
Мышьяк (As)	0,05
Вольфрам (W)	9,0
Никель (Ni)	1,9

Вариант 2

КОД		НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА										
311 000 00 00 00 0		ПЕЧНОЙ БОЙ, МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ И ЛИТЕЙНЫЙ ЦЕБЕНЬ (БРАК)										
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА												
Фракция, мм	Массовая доля %											
	Fe	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	MnO	TiO ₂	V ₂ O ₅	S	Cr	
	Гранулированный шлак											
	0,25	-	35,5	36,8	10,8	11,7	0,3	1,13	-	-	-	
	Доменный шлак											
10	-	1,54	36,58	38,14	6,86	11,78	0,16	1,14	0,2	0,506	0,015	

Вариант 3

КОД		НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА							
314 002 00 08 00 4		ОТХОДЫ ПЕСКА ОЧИСТНЫХ И ПЕСКОСТРУЙНЫХ УСТРОЙСТВ (В МЕТАЛЛУРГИИ)							
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА									
Наименование отхода		Массовая доля %							
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	CaO	MgO	Cu ²⁺	Zn ²⁺
Отход работы пескоструйных устройств		35,05	4,0	30,00	25,10	2,00	3,00	0,50	0,35

Вариант 4

КОД		НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА								
312 031 00 11 01 3		ПЫЛЬ ЭЛЕКТРОФИЛЬТРОВ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА								
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА										
Наименование отходов		Массовая доля %								
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	SO ₄ ²⁻	F ⁻	п.п.п.
Хвосты флотации угольной пены		0,13	6,2	0,06	-	-	12,44	0,1	12,14	68,93
Шламы газоочистки		0,24	18,54	3,7	0,79	0,32	23,02	3,13	26,1	24,25
Пыль электрофильтров		0,46	18,4	2,51	0,16	0,75	15,04	1	17	44,59
Смывные воды		2,49	18,56	4,75	0,03	0,8	23,3	1,11	30,14	18,77

зумпфов									
Смешанные отходы шламового поля	0,68	12,53	1,13	0,73	0,6	15,89	0,64	16,38	51,42
Отработанная шамотная футеровка электролизеров	65,64	20,85	2,75	0,9	0,86	4,21	0,23	2,53	2,09

Вариант 5

КОД	НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА
31300000 00 00 0	ЗОЛЫ, ШЛАКИ И ПЫЛЬ ОТ ТОПОЧНЫХ УСТАНОВОК И ОТ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ ОТХОДОВ
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА	
Наименование компонента	Массовая доля %
V ₂ O ₅	27,1
Ni ₂ O ₃	5,7
MnO ₂	0,6
PbO ₂	0,3
Cr ₂ O ₃	0,3
ZnO	0,3
Al ₂ O ₃	6,3
Fe ₂ O ₃	4,4
MgO	1,3
SiO ₂	6,3
Углерод (C)	31,4
Водород (H)	4,4
Азот (N)	0,4
Прочие	0,74

Вариант 6

КОД	НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА
314 003 00 11 00 4	АБРАЗИВНАЯ ПЫЛЬ И ПОРОШОК ОТ ШЛИФОВАНИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ (С СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАЛЛА МЕНЕЕ 50 %)
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА	
Наименование компонента	Массовая доля %
Железо (Fe)	29,5548
Фосфор (P)	0,0075
Мышьяк (As)	0,000003
Сера природная (S)	0,009
Медь (Cu)	0,045
Кремний (Si)	0,009
Марганец (Mn)	0,135

Никель (Ni)	0,03
Хром (Cr)	0,03
Ржавчина	0,15
Алюминий оксид-глинозём	48,99969
Углерод (C)	0,03
Железо оксид (FeO)	21,0001

Вариант 7

КОД	НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА								
<i>312 029 00 01 01 4</i>	<i>ШЛАК ПЕЧЕЙ ПЕРЕПЛАВА АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА</i>								
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА									
Шлак отхода при производстве	Массовая доля %								
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	CaO	MgO	TiO ₂	Cr ₂ O ₃	V ₂ O ₃	
Ферротитана	0,5-1,5	69-74	0,5-1	8-12	1-4	9-15	-	-	
Металлургического хрома	0,9-1,5	70-78	0,1-0,5	8-10	1-2	-	7-9	-	
Ферробора	2-3	60-64	2-5	15-20	7-9	-	-	3-9	

Вариант 8

КОД	НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА
<i>351 101 02 01 99 5</i>	<i>ЛОМ ЧУГУННЫЙ В КУСКОВОЙ ФОРМЕ</i>
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА	
Наименование компонента	Массовая доля %
FeO	93
H ₂ O ₅	0,02
S	0,08
C	4,5
SiO ₂	1,4
Mn	1

Вариант 9

КОД	НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА
<i>313 002 00 01 00 0</i>	<i>ЗОЛОШЛАКИ ОТ СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ</i>
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА	
Наименование компонента	Массовая доля %
Диоксид кремния (SiO ₂)	60,2
Оксид алюминия (Al ₂ O ₃)	2,1
Триоксид железа (Fe ₂ O ₃)	8,3
Оксид железа (FeO)	1,1
Оксид кальция (CaO)	3,3
Оксид магния (MgO)	1,5

Диоксид титана (TiO ₂)	0,8
Оксид натрия (Na ₂ O)	0,8
Оксид калия (K ₂ O)	2,1
Серный ангидрид (SO ₃)	0,2
Оксид фосфора (P ₂ O ₃)	0,4
Оксид марганца (MnO)	0,3

Вариант 10

КОД		НАИМЕНОВАНИЕ ОТХОДА					
312 000 00 00 00 0		МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ШЛАКИ. СЪЕМЫ И ПЫЛЬ					
НАИМЕНОВАНИЕ И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ОТХОДА							
Наименование компонента	Шлам мокрых газоочисток, %	Шлак окислительный, %	Шлак восстановленный, %	Окалина прокатного производства, %	Шлам-кек, %	Пыль печи-ковша, %	Пыль газоочистки неорганизованных выбросов (шлак сухой газоочистки), %
	Массовая доля %						
SiO ₂	7,79	21,3	23,0	11,5	0,8	11,9	7,76
MnO	4,37	7,9	1,13	1,89	-	5,92	2,29
MgO	8,63	14,9	18,1	2,8	1,0	14,3	24,5
Al ₂ O ₃	1,06	4,0	7,7	-	-	-	0,93
Fe общ.	0,046	14,9	3,1	46,77	-	17,24	-
Ca	5,77	29,4	42,6	3,5	36*	-	21,3
C	-	-	-	0,13	-	-	-
Cr общ.	1,5	0,66	0,07	0,7	0,2	0,7	1,0
TiO ₂	0,122	0,41	-	3,47	-	-	0,099
FeO	4,77	16,3	2,69	25,5	0,9	-	3,91
Fe ₂ O ₃	56-61,7	-	-	-	2,66	-	32,02
CaF ₂	4,54	2,6	4,9	3,7	-	-	5,26
P	-	0,151	0,019	0,04	-	-	0,04
H ₂ O	-	-	-	-	Остальное	-	-
S	-	0,09	0,24	-	-	15,384	-
Фториды	-	-	-	-	-	12,3	-

Примечание:* при плавлении CaO-86,8%

1.5. Контрольные вопросы

1. Для чего необходим контроль деятельности в области обращения с отходами?
2. Какие виды отходов включает их общая классификация?
3. Для чего создан Государственный кадастр отходов и составляющие его документы?
4. С какой целью создаются банки данных об отходах?
5. Какая роль предназначена банку данных о технологиях использования и обезвреживания отходов?
6. Как классифицируется степень (класс) опасности отходов для окружающей природной среды?
7. Как классифицируются вторичные энергетические ресурсы металлургических предприятий?
8. Как классифицируются вторичные материальные ресурсы металлургических предприятий?
9. Какова роль вторичных топливных энергетических ресурсов в топливном балансе металлургического предприятия?
10. Какова роль вторичных тепловых энергетических ресурсов в топливном балансе металлургического предприятия?

1.6. Список литературы

1. Ярошенко Ю.Г., Гордан Я.М., Ходоровская И.Ю. Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии черной металлургии: Учебное пособие / Ю.Г. Ярошенко, Я.М. Гордан, И.Ю. Ходоровская – Екатеринбург: ООО "УИПЦ" 2012. – 670 с.
2. ГН 2.1.5.689-98. ПДК химических веществ в воде водных объектов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования, М.: 1998 г.
3. ГН 2.1.6.689-98. ПДК загрязняющих веществ в атмосферном воздухе населенных мест. М.: 1998 г.
4. Перечень рыбохозяйственных нормативов: ПДК и ОБУВ вредных веществ для воды водных объектов, имеющих рыбохозяйственное значение, ВНИРО, М., 1999 г.
5. ГН 2.1.6.689-98. ОБУВ загрязняющих веществ в атмосферном воздухе населенных мест. М., 1998 г.



ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2

"РАСЧЁТ ОПТИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЩЕКОВОЙ ДРОБИЛКИ"

2.1. Цель работы

Цель работы. Научить студентов проводить расчёт оптимальной производительности щёковой дробилки.

2.2. Общие сведения

Щёковые дробилки применяются для крупного и реже – для среднего дробления шлакового материала, руд, известняков и других материалов. В щёковых дробилках материал раздавливается между двумя плитами (щеками), одна из которых неподвижная, а вторая подвижная (качающаяся). Подвижная щека получает движения от коленчатого (эксцентрикового) вала.

Основными параметрами щёковых дробилок являются размеры приёмного отверстия, угол захвата и ширина выходной щели. Ширина приёмного отверстия определяет крупность загружаемого материала. Угол захвата (угол между дробящими плитами) выбирается таким, чтобы материал, попадая в камеру дробления, не выталкивался вверх, а разрушался. Ширина выходной щели определяет размер готового продукта. Главными параметрами щековой дробилки, определяющими её типоразмер, являются размер приёмного отверстия и размер выходной щели ($B \times L \times b$), где B – ширина приёмного отверстия, L – длина приемного отверстия, b – ширина выходной щели.

Ширина приёмного отверстия должна обеспечить свободный приём кусков максимальной крупности:

$$B = \frac{D_{\max}}{0,85}, \quad (1.1)$$

где D_{\max} – максимальный размер исходного материала. Длина камеры дробления L находится в зависимости от B как:

$$L = (1,2...2,3) \cdot B = 1,25 \cdot 1420 = 1775 \text{ мм.}$$

Ширина b выходной щели при использовании стандартных дробящих плит связана с максимальной крупностью кусков в готовом продукте определяется зависимостью:

$$b = \frac{d_{\max}}{K_{\text{ок}}}, \quad (1.2)$$

где $K_{\text{ок}}$ – коэффициент относительной крупности продукта дробления в щековых дробилках, $K_{\text{ок}} = 1,2...1,9$.

Размер выходной щели составляет 40... 120 мм – для среднего дробления и 100...250 мм – для крупного.

Определение размеров механизма дробилки

При определении параметров механического режима щековых дробилок рассчитывают: угол захвата, ход подвижной щеки и частоту качания щеки.

Размеры основных элементов механизма щековой дробилки определяются конструктивно.

Высота камеры дробления:

$$H = \frac{B - b}{\text{tg } \alpha}, \quad (1.3)$$

где α – угол захвата, на практике не превышает 24° и выбирается в зависимости от угла трения шлакового материала ($15...24^\circ$);

Определение основных конструктивных и технологических параметров дробилки

Ход подвижной щеки

Оптимальные значения хода сжатия для щековых дробилок с различной кинематикой определены экспериментально.

Для дробилок со сложным движением: ход подвижной щеки вверх:

– ход подвижной щеки вверх:

$$S_B = (0,06 \dots 0,03) \cdot B;$$

– ход подвижной щеки вниз:

$$S_H = 7 + 0,10 \cdot b;$$

– величина среднего хода подвижной щеки дробилки:

$$S_{cp} = \frac{S_B + S_H}{2}. \quad (1.4)$$

Число оборотов эксцентрикового вала дробилки

Число оборотов эксцентрикового вала дробилки определяют по формуле:

$$n = 0,5 \cdot K_d \cdot K_{CT} \cdot \sqrt{\frac{g \cdot \operatorname{tg} \alpha}{2 \cdot S_H}}, \quad (1.5)$$

где K_d – коэффициент динамичности, для щековых дробилок $K_d = (0,8 \dots 0,9)$;

K_{CT} – коэффициент, учитывающий стеснённое падение дробимого материала, определяется из камеры дробилки $K_{CT} = (0,9 \dots 0,95)$;

α – угол захвата, град;

g – ускорение свободного падения, m^2/c

S_H – ход подвижной щеки вниз камеры дробления, м.

Оптимальное число оборотов вала должно соответствовать максимальной производительности дробилки.

Производительность щековой дробилки

Производительность щековых дробилок определяется по формуле:

$$\Pi = \frac{K_k \cdot S_{CP} \cdot L \cdot b \cdot n \cdot (B + b)}{2 \cdot D_{CB} \cdot \operatorname{tg} \alpha}, \quad (1.6)$$

где K_k – коэффициент кинематики, для дробилок со сложным движением $K_k = 1$;

S_{CP} – средний ход подвижной щеки, м;

L – длина приёмного отверстия, м;

b – ширина выходной щеки, м;

n – частота оборотов эксцентрикового вала дробилки, об/с;

B – ширина приёмного отверстия, м;

D_{CB} – средневзвешенный размер кусков в исходном материале, м;

α – угол захвата, град.

Средневзвешенный размер дроблёного продукта равен:

$$d_{CB} = 0,8 \cdot b.$$

2.3. Порядок и пример выполнения работы

Максимальный размер куска, поступающего на дробление 1 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте 250 мм. Определить оптимальную производительность щёковой дробилки, предназначенной для дробления шлакового материала.

1. Ширину приёмного отверстия определяем по формуле:

$$B = \frac{1,0}{0,85} = 1,1765 \text{ м.}$$

Принимаем $B = 1200$ мм.

2. Длину камеры определяем как:

$$L = (1,2 \dots 2,3) \cdot B = 1,3 \cdot 1220 = 1560 \text{ мм.}$$

Принимаем $L = 1600$ мм.

3. Ширина b выходной щели при использовании

стандартных дробящих плит связана с максимальной крупностью кусков в готовом продукте определяется зависимостью:

$$b = \frac{0,25}{1,2} = 0,208 \text{ м.}$$

Принимаем 200 мм.

4. Высоту камеры дробления определяем по формуле:

$$H = \frac{1200 - 200}{\text{tg } 17} = 3273 \text{ мм.}$$

5. Ход подвижной щеки вверху определяем по формуле:

$$S_B = 0,05 \cdot 1200 = 60 \text{ мм.}$$

6. Ход подвижной щеки внизу определяем по формуле:

$$S_H = 7 + 0,10 \cdot 200 = 27 \text{ мм.}$$

7. Величину среднего хода подвижной щеки дробилки определим по формуле:

$$S_{\text{ср}} = \frac{60 \cdot 27}{2} = 43,5 \text{ мм.}$$

8. Определим число оборотов эксцентрикового вала дробилки:

$$n = 0,5 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot \sqrt{\frac{9,81 \cdot \text{tg} 17}{2 \cdot 0,027}} = 2,68 \frac{\text{об}}{\text{с}}.$$

Оптимальное число оборотов вала должно соответствовать максимальной производительности дробилки.

9. Производительность щековой дробилки определяется по формуле:

$$\Pi = \frac{1 \cdot 0,0435 \cdot 1,6 \cdot 0,20 \cdot 2,68 \cdot (1,2 + 0,20)}{2 \cdot 0,31 \cdot 1,2 \cdot \text{tg}17} = 0,230 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

При насыпной плотности кварцитов 3,41 т/м³ производительность дробилки составит 2820 т/час.

10. Средневзвешенный размер дроблёного продукта равен:

$$d_{\text{СВ}} = 0,8 \cdot 200 \cdot 160 \text{ мм.}$$

2.4. Варианты заданий

Вариант 1. Максимальный размер куска, поступающего на дробление – 1,2 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте – 270 мм. Определить оптимальную производительность щековой дробилки, предназначенной для дробления шлакового материала.

Вариант 2. Максимальный размер куска, поступающего на дробление – 300 мм. Максимальная крупность кусков в готовом продукте 90 мм. Определить производительность щековой дробилки среднего дробления, предназначенной для дробления шлакового материала.

Вариант 3. Максимальный размер куска, поступающего на дробление – 1,5 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте – 300 мм. Определить оптимальную производительность щековой дробилки, предназначенной для дробления шлакового материала.

Вариант 4. Максимальный размер куска, поступающего на дробление – 270 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте – 70 мм. Определить производительность щековой дробилки среднего дробления, предназначенной для дробления шлакового материала.

Вариант 5. Максимальный размер куска, поступающего на дробление – 1,3 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте – 280 мм. Определить оптимальную производительность щековой дробилки, предназначенной для дробления шлакового материала.

Вариант 6. Максимальный размер куска, поступающего

на дробление – 250 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте – 60 мм. Определить производительность щековой дробилки среднего дробления, предназначенной для дробления шлакового материала.

Вариант 7. Максимальный размер куска, поступающего на дробление – 1,4 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте – 290 мм. Определить оптимальную производительность щековой дробилки, предназначенной для дробления шлакового материала.

Вариант 8. Максимальный размер куска, поступающего на дробление – 230 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте – 40 мм. Определить производительность щековой дробилки среднего дробления, предназначенной для дробления шлакового материала.

Вариант 9. Максимальный размер куска, поступающего на дробление – 1,1 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте – 260 мм. Определить оптимальную производительность щековой дробилки, предназначенной для дробления шлакового материала.

Вариант 10. Максимальный размер куска, поступающего на дробление – 210 м. Максимальная крупность кусков в готовом продукте – 30 мм. Определить производительность щековой дробилки среднего дробления, предназначенной для дробления шлакового материала.

2.5. Контрольные вопросы

1. Для дробления, каких материалов предназначены щёковые дробилки?

2. Что является основными параметрами щёковых дробилок?

3. Что должна обеспечить ширина приёмного отверстия щековой дробилки?

4. Какой размер выходной щели имеют щёковые дробилки для среднего и крупного дробления?

5. При определении параметров механического режима щековых дробилок что рассчитывают?

6. Что означает коэффициент – K_d ?

7. Что учитывает коэффициент – $K_{ст}$?

8. Чему должно соответствовать оптимальное число оборотов вала?

9. Чему равен коэффициент относительной крупности продукта дробления в щековых дробилках Кок?

10. Как должен выбирается угол захвата (угол между дробящими плитами)?

2.6. Список литературы

1. Юсфин, Ю. С. Metallургия железа [Текст]: учебник для вузов / Ю. С. Юсфин, Н. Ф. Пашков. – М.: ИКЦ "Академкнига", 2007. – 464 с.

2. Шилаев, В. П. Основы обогащения полезных ископаемых [Текст]: учебное пособие / В. П. Шилаев. – М.: Недра, 1986. – 296 с

3. Тимофеева, А. С. Экстракция чёрных металлов из природного и техногенного сырья [Текст] / А. С. Тимофеева, Т. В. Никитченко, Е. С. Тимофеева. – Старый Оскол: ООО "ТНТ", 2017. – 303 с.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3

"РАСЧЁТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ"

3.1. Цель работы

Цель работы. Научить студентов рассчитывать технологические показатели обогащения.

3.2. Общие сведения

Эффективность процесса обогащения оценивается качественно-количественными *технологическими показателями*: выходом продукта (γ), содержанием полезного компонента (β) и извлечением полезного компонента (ε).

Выход продукта – показатель, при помощи которого определяют ту часть массы перерабатываемого полезного ископаемого, которую составляет тот или иной продукт обогащения. Выход любого продукта обогащения обозначают γ и выражают в процентах от количества руды, принятого за 100 %. Суммарный выход всех продуктов обогащения равен 100 %. Уравнение баланса выходов имеет вид:

$$\sum \gamma_i = 100\%. \quad (1.1)$$

При разделении руды на два конечных продукта – концентрат с выходом γ_k и хвосты с выходом γ_x – уравнение баланса принимает вид:

$$\gamma_k + \gamma_x = 100\%. \quad (1.2)$$

Содержание компонента – β – весовая доля того или иного компонента (минерала или химического соединения) в продукте обогащения. Содержание полезного компонента в руде обозначается буквой α .

Суммарное количество любого компонента, содержащегося в конечных продуктах обогащения, соответствует количеству этого компонента в руде. Уравнение

баланса для содержания компонента имеет вид:

$$\Sigma \gamma_i \cdot \beta_i = \gamma_{исх} \cdot \beta_{исх} = 100 \cdot \alpha. \quad (1.3)$$

Если при обогащении получены два конечных продукта – концентрат и хвосты, то уравнение баланса записывается следующим равенством:

$$\gamma_k \cdot \beta_k + \gamma_x \cdot \beta_x = 100 \cdot \alpha, \% \quad (1.4)$$

Извлечение – величина, указывающая на ту часть всего количества того или иного полезного компонента, содержащегося в руде, которая перешла в концентрат или другой продукт обогащения. Вычисляется как отношение массы компонента в данном продукте к его массе в обогащаемой руде и выражается в процентах или долях единицы:

$$\varepsilon = \frac{\gamma_i \cdot \beta_i}{\alpha_i}. \quad (1.5)$$

Суммарное извлечение данного компонента во все полученные конечные продукты обогащения составляет 100 %:

$$\Sigma \varepsilon_i = 100\%. \quad (1.6)$$

Степень сокращения – величина, определяющая то, во сколько раз выход полученного концентрата γ_k меньше количества перерабатываемой руды. Степень сокращения – R выражает количество тонн руды, которое необходимо переработать для получения 1 тонны концентрата, и вычисляется по формуле:

$$R = \frac{100}{\gamma_k}. \quad (1.7)$$

Степень концентрации или степень обогащения – K – величина, показывающая, во сколько раз увеличилось содержание полезного компонента в концентрате по

сравнению с его содержанием в обогащаемой руде:

$$K = \frac{\beta_k}{\alpha}. \quad (1.8)$$

Технологические показатели обогащения характеризуют техническое совершенство процесса обогащения на фабрике. Чем выше содержание полезного компонента в концентрате и выше его извлечение, тем выше эффективность процесса.

Производительность по концентрату определяется по формуле:

$$Q_k = Q_{исх} \cdot \gamma_k \cdot \frac{T}{\text{час}}. \quad (1.9)$$

где $Q_{исх}$ – производительность по руде, т/час.

а количество хвостов определяется по разнице:

$$Q_x = Q_{исх} - Q_k \cdot \frac{T}{\text{час}} \quad (1.10)$$

3.3. Порядок и пример выполнения работы

При обогащении железной руды, содержащей 31 % ($\alpha = 31$ %) железа, получен магнетитовый концентрат, содержащий 68,5 % ($\beta_k = 68,5$ %) железа, а также хвосты с содержанием железа 9,5 % ($\beta_x = 9,5$ %). Производительность по руде – 2100 т/час. Определить технологические показатели обогащения.

1. Определим выход концентрата по формуле:

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \beta_x}{\beta_k - \beta_x} \cdot 100 = \frac{31 - 9,5}{68,5 - 9,5} \cdot 100 = 36,44\%.$$

2. Определим выход хвостов по формуле:

$$\gamma_x = \frac{\beta_k - \alpha}{\beta_k - \beta_x} \cdot 100 = \frac{68,5 - 31}{68,5 - 9,5} \cdot 100 = 63,56\%.$$

3. Сделаем проверку:

$$\gamma_k + \gamma_x = 36,44 + 63,56 = 100\%.$$

4. Рассчитаем извлечение железа в магнетитовый концентрат по формуле:

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta_k}{\alpha} = \frac{36,44 \cdot 68,5}{31} = 80,52\%.$$

6. Рассчитаем извлечение железа в хвосты (потери железа с хвостами):

$$\varepsilon_x = \frac{\gamma_x \cdot \beta_x}{\alpha} = \frac{63,56 \cdot 9,5}{31} = 19,48\%.$$

7. Сделаем проверку:

$$\varepsilon_k + \varepsilon_x = 80,52 + 19,48 = 100\%.$$

8. Определим степень сокращения:

$$R = \frac{100}{\gamma_k} = \frac{100}{36,44} = 2,74.$$

9. Определим степень обогащения:

$$K = \frac{\beta_k}{\alpha} = \frac{68,5}{31} = 2,21.$$

10. Производительность по концентрату рассчитаем по формуле:

$$Q_k = Q_{исх} \times \gamma_k = 2100 \times 0,3644 = 765,24 \frac{\text{т}}{\text{час}}.$$

11. Количество хвостов определяется по разнице:

$$Q_x = Q_{исх} - Q_k = 2100 - 765,24 = 1334,76 \frac{\text{т}}{\text{час}}.$$

3.4. Варианты заданий

Определить технологические показатели обогащения. Исходные данные для расчёта приведены в таблице.

№ Варианта	Содержание полезного компонента в руде α , %	Концентрат β_k , %	Хвосты β_x , %	Производительность по руде $Q_{исх}$, т/час
1	29	70,5	7,5	1600
2	33	65,5	10,5	1900
3	36	63,5	10,5	1800
4	35	64,5	13,5	2400
5	27	68,5	13,5	2300
6	38	61,5	16,5	2200
7	30	69,5	8,5	2500
8	40	59,5	19,5	2000
9	33	66,5	11,5	2100
10	32	67,5	10,5	1700

3.5. Контрольные вопросы

1. Какими показателями оценивается эффективность обогащения?
2. Дайте определение понятию выход продукта?
3. Дайте определение понятию содержание компонента?
4. Дайте определение понятию извлечение?
5. Дайте определение понятию степень сокращения?
6. Что понимается под степенью концентрации или степенью обогащения руды?
7. При получении двух конечных продуктов обогащения, каким уравнением записывается уравнение баланса?
8. Сколько в сумме должно составлять уравнение баланса?
9. Каким символом обозначается содержание полезного компонента в руде?
10. Что характеризуют технологические показатели обогащения?

3.6. Список литературы

1. Юсфин, Ю. С. *Металлургия железа [Текст]: учебник для вузов / Ю. С. Юсфин, Н. Ф. Пашков.* – М.: ИКЦ "Академкнига", 2007. – 464 с.
2. Шилаев, В. П. *Основы обогащения полезных ископаемых [Текст]: учебное пособие / В. П. Шилаев.* – М.: Недра, 1986. – 296 с
3. Тимофеева, А. С. *Экстракция чёрных металлов из природного и техногенного сырья [Текст] / А. С. Тимофеева, Т. В. Никитченко, Е. С. Тимофеева.* – Старый Оскол: ООО "ТНТ", 2017. – 303 с.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4

"РАСЧЁТ ВЫХОДА КОНЦЕНТРАТА, СОДЕРЖАНИЕ В НЁМ ЖЕЛЕЗА И ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ"

4.1. Цель работы

Цель работы. Научить студентов делать расчёт выхода концентрата, содержание в нём железа и показателей процесса обогащения.

4.2. Общие сведения

Эффективность процесса обогащения оценивается качественно-количественными *технологическими показателями*: выходом продукта (γ), содержанием полезного компонента (β) и извлечением полезного компонента (ε).

Выход продукта – показатель, при помощи которого определяют ту часть массы перерабатываемого полезного ископаемого, которую составляет тот или иной продукт обогащения. Выход любого продукта обогащения обозначают γ и выражают в процентах от количества руды, принятого за 100 %. Суммарный выход всех продуктов обогащения равен 100 %. Уравнение баланса выходов имеет вид:

$$\Sigma\gamma_i = 100\%. \quad (1.1)$$

При разделении руды на два конечных продукта – концентрат с выходом γ_k и хвосты с выходом γ_x – уравнение баланса принимает вид:

$$\gamma_k + \gamma_x = 100\%. \quad (1.2)$$

Содержание компонента – β – весовая доля того или иного компонента (минерала или химического соединения) в продукте обогащения. Содержание полезного компонента в руде обозначается буквой α .

Суммарное количество любого компонента,

содержащегося в конечных продуктах обогащения, соответствует количеству этого компонента в руде. Уравнение баланса для содержания компонента имеет вид:

$$\sum \gamma_i \cdot \beta_i = \gamma_{\text{исх}} \cdot \beta_{\text{исх}} = 100 \cdot \alpha. \quad (1.3)$$

Если при обогащении получены два конечных продукта – концентрат и хвосты, то уравнение баланса записывается следующим равенством:

$$\gamma_{\text{к}} \cdot \beta_{\text{к}} + \gamma_{\text{х}} \cdot \beta_{\text{х}} = 100 \cdot \alpha, \%. \quad (1.4)$$

Извлечение – величина, указывающая на ту часть всего количества того или иного полезного компонента, содержащегося в руде, которая перешла в концентрат или другой продукт обогащения. Вычисляется как отношение массы компонента в данном продукте к его массе в обогащаемой руде и выражается в процентах или долях единицы:

$$\varepsilon = \frac{\gamma_i \cdot \beta_i}{\alpha_i}. \quad (1.5)$$

Суммарное извлечение данного компонента во все полученные конечные продукты обогащения составляет 100 %:

$$\sum \varepsilon_i = 100\%. \quad (1.6)$$

Степень сокращения – величина, определяющая то, во сколько раз выход полученного концентрата $\gamma_{\text{к}}$ меньше количества перерабатываемой руды. Степень сокращения – R выражает количество тонн руды, которое необходимо переработать для получения 1 тонны концентрата, и вычисляется по формуле:

$$R = \frac{100}{\gamma_{\text{к}}}. \quad (1.7)$$

Степень концентрации или степень обогащения – K – величина, показывающая, во сколько раз увеличилось содержание полезного компонента в концентрате по сравнению с его содержанием в обогащаемой руде:

$$K = \frac{\beta_k}{\alpha}. \quad (1.8)$$

Технологические показатели обогащения характеризуют техническое совершенство процесса обогащения на фабрике. Чем выше содержание полезного компонента в концентрате и выше его извлечение, тем выше эффективность процесса.

Производительность по концентрату определяется по формуле:

$$Q_k = Q_{исх} \cdot \gamma_k \cdot \frac{T}{\text{час}}. \quad (1.9)$$

где $Q_{исх}$ – производительность по руде, т/час.

а количество хвостов определяется по разнице:

$$Q_x = Q_{исх} - Q_k \cdot \frac{T}{\text{час}} \quad (1.10)$$

4.3. Порядок и пример выполнения работы

На измельчение поступает руда в количестве 1800 т/час с содержанием железа 31,5 %. В процессе измельчения выход хвостов составил 1100 т/час с содержанием железа 9,4 %. Определить выход концентрата, содержание в нём железа и показатели процесса обогащения.

1. Рассчитаем производительность по концентрату Q_k из уравнения:

$$Q_x = Q_{исх} - Q_k$$

откуда:

$$Q_k = Q_{исх} - Q_x = 1800 - 1100 = 700 \frac{T}{\text{час}}$$

2. Тогда выход концентрата γ_k найдём из уравнения:

$$Q_k = Q_{\text{исх}} \cdot \gamma_k,$$

откуда:

$$\gamma_k = \frac{Q_k}{Q_{\text{исх}}} = \frac{700}{1800} = 0,3889 \text{ или } 38,89\%.$$

3. Содержание концентрата β_k в железной руде найдём из уравнения:

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \beta_x}{\beta_k - \beta_x} \cdot 100$$

откуда:

$$\beta_k = \frac{(\alpha - \beta_x) \cdot 100}{\gamma_k} + \beta_x = \frac{(31,5 - 9,4) \cdot 100}{38,89} + 9,4 = 66,23\%.$$

4. Определим выход хвостов по формуле:

$$\gamma_x = \frac{\beta_k - \alpha}{\beta_k - \beta_x} \cdot 100 = \frac{66,23 - 31,5}{66,23 - 9,4} \cdot 100 = 61,11\%.$$

5. Сделаем проверку:

$$\gamma_k + \gamma_x = 38,89 + 61,11 = 100\%.$$

6. Рассчитаем извлечение железа в магнетитовый концентрат по формуле:

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta_k}{\alpha} = \frac{38,89 \cdot 66,23}{31,5} = 81,77\%.$$

7. Рассчитаем извлечение железа в хвосты (потери железа с хвостами):

$$\varepsilon_x = \frac{\gamma_x \cdot \beta_x}{\alpha} = \frac{9,4 \cdot 61,11}{31,5} = 18,23\%.$$

8. Сделаем проверку:

$$\varepsilon_k + \varepsilon_x = 81,77 + 18,23 = 100\%.$$

9. Определим степень сокращения:

$$R = \frac{100}{\gamma_k} = \frac{100}{38,89} = 2,57.$$

10. Определим степень обогащения:

$$K = \frac{\beta_k}{\alpha} = \frac{66,23}{31,5} = 2,10.$$

11. Производительность по концентрату рассчитаем по формуле:

$$Q_k = Q_{исх} \cdot \gamma_k = 1800 \cdot 0,3889 = 700 \frac{\text{т}}{\text{час}}.$$

4.4. Варианты заданий

Определить выход концентрата, содержание в нём железа и показатели процесса обогащения. Исходные данные для расчёта приведены в таблице.

№ Варианта	Содержание полезного компонента в руде α , %	Хвосты β_x , %	Производительность по руде $Q_{исх}$, т/час	Выход хвостов Q_x , т/час
1	31,5	9,4	1800	1100
2	30	10,9	1700	1000
3	33	7,9	1900	1200
4	29	11,9	1600	900
5	27,5	13,4	1500	750
6	32	8,9	1850	1050
7	28	12,9	1600	1000
8	34	5,9	2100	1400
9	28,5	12,4	1700	800
10	33,5	7,4	2000	1300

4.5. Контрольные вопросы

1. Какими показателями оценивается эффективность обогащения?
2. Дайте определение понятию выход продукта?
3. Дайте определение понятию содержание компонента?
4. Дайте определение понятию извлечение?
5. Дайте определение понятию степень сокращения?
6. Что понимается под степенью концентрации или степенью обогащения руды?
7. По какой формуле определяется производительность по концентрату?
8. Сколько в сумме должно составлять уравнение баланса?
9. По какой формуле определяется производительность по руде?
10. Что характеризуют технологические показатели обогащения?

4.6. Список литературы

1. Юсфин, Ю. С. Metallургия железа [Текст]: учебник для вузов / Ю. С. Юсфин, Н. Ф. Пашков. – М.: ИКЦ "Академкнига", 2007. – 464 с.
2. Шилаев, В. П. Основы обогащения полезных ископаемых [Текст]: учебное пособие / В. П. Шилаев. – М.: Недра, 1986. – 296 с.
3. Тимофеева, А. С. Экстракция чёрных металлов из природного и техногенного сырья [Текст] / А. С. Тимофеева, Т. В. Никитченко, Е. С. Тимофеева. – Старый Оскол: ООО "ТНТ", 2017. – 303 с.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5

“РАСЧЁТ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ КОНЦЕНТРАТА, КОЭФФИЦИЕНТА СОКРАЩЕНИЯ И КОЭФФИЦИЕНТА ОБОГАЩЕНИЯ”

5.1. Цель работы

Цель работы. Научить студентов производить расчёт извлечения железа из концентрата, коэффициента сокращения и коэффициента обогащения.

5.2. Общие сведения

Эффективность процесса обогащения оценивается качественно-количественными *технологическими показателями*: выходом продукта (γ), содержанием полезного компонента (β) и извлечением полезного компонента (ε).

Выход продукта – показатель, при помощи которого определяют ту часть массы перерабатываемого полезного ископаемого, которую составляет тот или иной продукт обогащения. Выход любого продукта обогащения обозначают γ и выражают в процентах от количества руды, принятого за 100 %. Суммарный выход всех продуктов обогащения равен 100 %. Уравнение баланса выходов имеет вид:

$$\Sigma \gamma_i = 100\%. \quad (1.1)$$

При разделении руды на два конечных продукта – концентрат с выходом γ_k и хвосты с выходом γ_x – уравнение баланса принимает вид:

$$\gamma_k + \gamma_x = 100\%. \quad (1.2)$$

Содержание компонента – β – весовая доля того или иного компонента (минерала или химического соединения) в продукте обогащения. Содержание полезного компонента в руде обозначается буквой α .

Суммарное количество любого компонента,

содержащегося в конечных продуктах обогащения, соответствует количеству этого компонента в руде. Уравнение баланса для содержания компонента имеет вид:

$$\sum \gamma_i \cdot \beta_i = \gamma_{\text{исх}} \cdot \beta_{\text{исх}} = 100 \cdot \alpha. \quad (1.3)$$

Если при обогащении получены два конечных продукта – концентрат и хвосты, то уравнение баланса записывается следующим равенством:

$$\gamma_{\text{к}} \cdot \beta_{\text{к}} + \gamma_{\text{х}} \cdot \beta_{\text{х}} = 100 \cdot \alpha, \%. \quad (1.4)$$

Извлечение – величина, указывающая на ту часть всего количества того или иного полезного компонента, содержащегося в руде, которая перешла в концентрат или другой продукт обогащения. Вычисляется как отношение массы компонента в данном продукте к его массе в обогащаемой руде и выражается в процентах или долях единицы:

$$\varepsilon = \frac{\gamma_i \cdot \beta_i}{\alpha_i}. \quad (1.5)$$

Суммарное извлечение данного компонента во все полученные конечные продукты обогащения составляет 100 %:

$$\sum \varepsilon_i = 100\%. \quad (1.6)$$

Степень сокращения – величина, определяющая то, во сколько раз выход полученного концентрата $\gamma_{\text{к}}$ меньше количества перерабатываемой руды. Степень сокращения – R выражает количество тонн руды, которое необходимо переработать для получения 1 тонны концентрата, и вычисляется по формуле:

$$R = \frac{100}{\gamma_{\text{к}}}. \quad (1.7)$$

Степень концентрации или степень обогащения – K – величина, показывающая, во сколько раз увеличилось содержание полезного компонента в концентрате по сравнению с его содержанием в обогащаемой руде:

$$K = \frac{\beta_k}{\alpha}. \quad (1.8)$$

Технологические показатели обогащения характеризуют техническое совершенство процесса обогащения на фабрике. Чем выше содержание полезного компонента в концентрате и выше его извлечение, тем выше эффективность процесса.

Производительность по концентрату определяется по формуле:

$$Q_k = Q_{исх} \cdot \gamma_k \cdot \frac{T}{\text{час}}. \quad (1.9)$$

где $Q_{исх}$ – производительность по руде, т/час.

а количество хвостов определяется по разнице:

$$Q_x = Q_{исх} - Q_k \cdot \frac{T}{\text{час}} \quad (1.10)$$

5.3. Порядок и пример выполнения работы

ГОК работает на руде с содержанием железа 32,7% (масс.), производя концентрат с содержанием железа 70% (масс.) и хвосты с содержанием железа 14,7% (масс.). Определите извлечение железа из концентрата, коэффициент сокращения R и коэффициент $K_{об}$.

1. Определим выход концентрата по формуле:

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \beta_x}{\beta_k - \beta_x} \cdot 100 = \frac{32,7 - 14,7}{70 - 14,7} \cdot 100 = 32,55\%.$$

2. Определим выход хвостов по формуле:

$$\gamma_x = \frac{\beta_k - \alpha}{\beta_k - \beta_x} \cdot 100 = \frac{70 - 32,7}{70 - 14,7} \cdot 100 = 67,45\%.$$

3. Сделаем проверку:

$$\gamma_k + \gamma_x = 32,55 + 67,45 = 100\%.$$

4. Рассчитаем извлечение железа в магнетитовый концентрат по формуле:

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta_k}{\alpha} = \frac{32,55 \cdot 70}{32,7} = 69,68\%.$$

5. Рассчитаем извлечение железа в хвосты (потери железа с хвостами):

$$\varepsilon_x = \frac{\gamma_x \cdot \beta_x}{\alpha} = \frac{67,45 \cdot 14,7}{32,7} = 30,32\%.$$

6. Сделаем проверку:

$$\varepsilon_k + \varepsilon_x = 69,68 + 30,32 = 100\%.$$

7. Определим степень сокращения по формуле:

$$R = \frac{100}{\gamma_k} = \frac{100}{32,55} = 3,07.$$

8. Определим степень обогащения по формуле:

$$K = \frac{\beta_k}{\alpha} = \frac{70}{32,7} = 2,14.$$

5.4. Варианты заданий

Определите извлечение железа из концентрата, коэффициент сокращения R и коэффициент обогащения $K_{об}$. Исходные данные для расчёта приведены в таблице.

№ Варианта	Содержание полезного компонента в руде α , %	Концентрат β_k , %	Хвосты β_x , %
1	31,7	71	15,7
2	30,1	65	17,3
3	34	75	13,3
4	29	67	18,4
5	31	68	16,4
6	27,5	65	11,0
7	28,3	69	13,2
8	33,7	63	13,7
9	32,1	68	15
10	29,4	64	12

5.5. Контрольные вопросы

1. Какими показателями оценивается эффективность обогащения?
2. Дайте определение понятию выход продукта?
3. Дайте определение понятию содержание компонента?
4. Дайте определение понятию извлечение?
5. Дайте определение понятию степень сокращения?
6. Что понимается под степенью концентрации или степенью обогащения руды?
7. При получении двух конечных продуктов обогащения, каким уравнением записывается уравнение баланса?
8. Сколько в сумме должно составлять уравнение баланса?
9. Каким символом обозначается содержание полезного компонента в руде?
10. Что характеризуют технологические показатели обогащения?

5.6. Список литературы

1. Юсфин, Ю. С. Metallургия железа [Текст]: учебник для вузов / Ю. С. Юсфин, Н. Ф. Пашков. – М.: ИКЦ "Академкнига", 2007. – 464 с.
2. Шилаев, В. П. Основы обогащения полезных ископаемых [Текст]: учебное пособие / В. П. Шилаев. – М.:



Недра, 1986. – 296 с

3. Тимофеева, А. С. Экстракция чёрных металлов из природного и техногенного сырья [Текст] / А. С. Тимофеева, Т. В. Никитченко, Е. С. Тимофеева. – Старый Оскол: ООО "ТНТ", 2017. – 303 с.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 6

“РАСЧЁТ ТОВАРНОГО И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО БАЛАНСА И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОТЕРЬ, И СРАВНЕНИЕ ИХ С НОРМАТИВОМ”

6.1. Цель работы

Цель работы. Научить студентов делать расчёт товарного и технологического баланса и определять технологические потери и сравнивать их с нормативом.

6.2. Общие сведения

Под товарным балансом технологического процесса понимают баланс продуктов: массы переработанного сырья, отгруженных товарных продуктов с учётом оставшихся в незавершённом производстве, а также отходов и потерь, полученных в процессе переработки. Под технологическим балансом понимают баланс полезных компонентов, поступивших с сырьевыми материалами и перешедшим в готовые продукты, отходы и технологические потери. Этот баланс определяется по данным аналитического контроля, весового учёта и инструментальных замеров. Технологические потери – потери, образующиеся в технологических процессах переработки минерального и железорудного сырья.

Уравнение товарного баланса представляет собой равенство массы перерабатываемого сырья, массы конечного продукта и потерь за определённый промежуток времени и имеет вид:

$$K + C + \Phi + W + Q_o = O + B + \text{Ш} + Q_{\text{обж}} + Q_{\text{техн}} \quad (1.1)$$

где K – масса концентрата по сухому весу, т;

C – масса связующей добавки по сухому весу, т;

Φ – масса флюсоупрочняющей добавки по сухому весу,

т;

W – суммарная масса воды в исходном сырье, т;

Q_o – масса присоединённого кислорода в процессе

обжига, т;

O – масса готовых окатышей, т;

B – масса обожжённого отсева, т;

$Ш$ – масса образовавшегося шлама, т;

$Q_{\text{обж}}$ – потери при обжиге – складываются из массы испарившейся воды и потерь при прокаливании железорудных материалов (ППП), т;

$Q_{\text{техн}}$ – технологические потери, т.

Уравнение технологического баланса составляется аналогично уравнению товарного баланса:

$$Fe_k + Fe_c + Fe_{\phi} = Fe_o + Fe_b + Fe_{\text{ш}} + Fe_{\text{техн}}, \quad (1.2)$$

где Fe_k , Fe_c , Fe_{ϕ} , Fe_o , Fe_b , $Fe_{\text{ш}}$, $Fe_{\text{техн}}$ – масса полезного компонента (железа) в концентрате, связующей и флюсоупрочняющей добавках, окатышах, отсевах, шламах, технологических потерях соответственно, т.

Масса воды во влажном концентрате определяется по формуле:

$$H_2O_k = \frac{W_k \cdot M_k}{100}, \quad (1.3)$$

где H_2O_k – масса воды во влажном концентрате, т;

W_k – массовая доля влаги в концентрате, %;

M_k – масса концентрата по влажному весу, т.

Масса воды в связующей добавке определяется по формуле

$$H_2O_c = \frac{W_c \cdot M_c}{100}, \quad (1.4)$$

где H_2O_c – масса в связующей добавке, т;

W_c – массовая доля в связующей добавке, %;

M_c – масса связующей добавки по влажному весу, т.

Масса воды во флюсоупрочняющей добавке определяется по формуле

$$H_2O_{\phi} = \frac{W_{\phi} \cdot M_{\phi}}{100}, \quad (1.5)$$

где H_2O_{ϕ} – масса воды во флюсоупрочняющей добавке, т;
 W_{ϕ} – массовая доля влаги во флюсоупрочняющей добавке, %;

M_{ϕ} – масса концентрата во флюсоупрочняющей добавке по влажному весу, т.

Суммарное количество воды в исходном сырьё определяется по формуле:

$$W = H_2O_k + H_2O_c + H_2O_{\phi}. \quad (1.6)$$

Масса концентрата по сухому весу определяется по формуле:

$$K = M_k - H_2O_k, \text{ т.} \quad (1.7)$$

Масса связующей добавки по сухому весу определяется по формуле:

$$C = M_c - H_2O_c, \text{ т.} \quad (1.8)$$

Масса флюсоупрочняющей добавки по сухому весу определяется по формуле:

$$\Phi = M_{\phi} - H_2O_{\phi}, \text{ т.} \quad (1.9)$$

Определяем привес окатышей за счёт присоединения кислорода воздуха при окислении закиси железа по формуле:

$$Q_o = \frac{1}{9} \cdot [K \cdot FeO_k + C \cdot FeO_c + \Phi \cdot FeO_{\phi} - (O \cdot FeO_o + B \cdot FeO_b)], \text{ т.} \quad (1.10)$$

где FeO_k , FeO_c , FeO_{ϕ} , FeO_o , FeO_b – массовая доля закиси

железа в концентрате, связующей и флюсующей добавках, окатышах, отсеве соответственно, д.ед.

$1/9$ – это отношение молекулярной массы кислорода, присоединяемого к молекулам FeO с образованием Fe_2O_3 ($2 \cdot \text{FeO} + \frac{1}{2} \cdot \text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3$, т.е. $\frac{16}{144} = \frac{1}{9}$).

Потери при прокаливании определяются по формуле:

$$\text{ППП} = \text{К} \cdot \text{ППП}_\text{к} + \text{С} \cdot \text{ППП}_\text{с} + \text{Ф} \cdot \text{ППП}_\text{ф}, \quad (1.11)$$

где ППП – потери при прокаливании, т;

$\text{ППП}_\text{к}$, $\text{ППП}_\text{с}$, $\text{ППП}_\text{ф}$ – потери при прокаливании концентрата, связующей и флюсоупрочняющей добавок, д. ед, определяются при аналитическом контроле (химическом анализе) всех исходных и конечных продуктов процесса.

В процентном соотношении:

$$\text{ППП}_\% = (\text{ППП} \cdot 100) / (\text{К} + \text{С} + \text{Ф}). \quad (1.12)$$

Так как обжиг окатышей происходит при высоких температурах (1250...1300 °С), то принимается, что вся влага, поступившая с исходным сырьём, полностью испаряется, т.е. потери при обжиге состоят из потерь при испарении, потерь при прокаливании и определяются по формуле:

$$Q_{\text{обж}} = W + \text{ППП}. \quad (1.13)$$

На основании уравнения товарного баланса определяем массу технологических потерь как невязку между приходом и расходом масс:

$$Q_{\text{техн}} = (\text{К} + \text{С} + \text{Ф} + Q_{\text{о}}) - (\text{О} + \text{В} + \text{Ш} + \text{ППП}), \quad (1.14)$$

где К , С , Ф – масса концентрата, связующей и флюсоупрочняющей добавок по сухому весу, т. В процентном соотношении:

$$П_{\text{техн}} = \frac{Q_{\text{техн}}}{(K + C + \Phi)} \cdot 100. \quad (1.15)$$

Масса полезного компонента (железа) в концентрате определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$F_{e_k} = K \cdot K_{Fe}, \quad (1.16)$$

где K_{Fe} – массовая доля железа в концентрате, в долях единицы.

Масса полезного компонента (железа) в связующей определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$F_{e_c} = C \cdot C_{Fe}, \quad (1.17)$$

где C_{Fe} – массовая доля железа связующей добавке, д.ед.

Масса во флюсоупрочняющей добавке определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$F_{e_\phi} = \Phi \cdot \Phi_{Fe}, \quad (1.19)$$

где Φ_{Fe} – массовая доля железа во флюсоупрочняющей добавке, в долях единицы.

Масса в окатышах определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$F_{e_o} = O \cdot O_{Fe}, \quad (1.20)$$

где O_{Fe} – массовая доля железа в готовых окатышах, в долях единицы.

Масса в отсеве определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$Fe_B = B \cdot B_{Fe}, \quad (1.21)$$

где B_{Fe} – массовая доля железа в обожжённом отсеве, в долях единицы.

Масса в шлаках определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$Fe_{Ш} = Ш \cdot Ш_{Fe}, \quad (1.22)$$

где $Ш_{Fe}$ – массовая доля железа в образовавшемся шламе, в долях единицы.

Массу полезного компонента (железа) в технологических потерях определяем из формулы:

$$Fe_{Техн} = Fe_k + Fe_c + Fe_f - (Fe_o + Fe_B + Fe_{Ш}). \quad (1.23)$$

Технологические потери полезного компонента (железа) определяются по формуле:

$$П_{Техн}^{Fe} = \frac{Fe_{Техн}}{Fe_k + Fe_c + Fe_f} \cdot 100, \quad (1.24)$$

$П_{Техн}^{Fe}$ – технологические потери полезного компонента (железа), %.

Определяем массу концентрата на одну тонну готовой продукции:

$$M''_k = \frac{M_k}{O} \cdot 1000, \quad (1.25)$$

где M_k – масса концентрата во влажном виде, т.

6.3. Порядок и пример выполнения работы

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 200 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 65,8 %, FeO – 2,0 %, количество образовавшегося отсева составило 7,5 тыс. тонн с такими же качественными

показателями. Для производства данного объема продукции на фабрику поступило 228,2 тыс. тонн концентрата, 1877 тонн бентонита, 935 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	9,82	68,17	28,76	0,32
Бентонит	15	2,75	0,53	15,73
Флюс	16	3,64	0,35	29,58

Выход шламов составил 2500 т. с содержанием железа общего 64,7 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

1. Масса воды во влажном концентрате определяется по формуле:

$$H_2O_k = \frac{W_k \cdot M_k}{100} = \frac{228200 \cdot 9,82}{100} = 22409,24 \text{ т,}$$

2. Масса воды в связующей добавке определяется по формуле:

$$H_2O_c = \frac{W_c \cdot M_c}{100} = \frac{1877 \cdot 15}{100} = 281,55 \text{ т,}$$

3. Масса воды во флюсоупрочняющей добавке определяется по формуле:

$$H_2O_f = \frac{W_f \cdot M_f}{100} = \frac{935 \cdot 16}{100} = 149,6 \text{ т.}$$

где H_2O_k , H_2O_c , H_2O_f – масса воды во влажном концентрате, связующей и флюсоупрочняющей добавках, т;

W_k, W_c, W_f – массовая доля влаги в концентрате, связующей и флюсоупрочняющей добавках, %;

M_k, M_c, M_f – масса концентрата, связующей и флюсоупрочняющей добавок по влажному весу, т.

4. Определяем суммарное количество воды в исходном сырьё по формуле:

$$W = H_2O_k + H_2O_c + H_2O_f = 22409,24 + 281,55 + 149,6 = 22840,39 \text{ т.}$$

5. Масса концентрата по сухому весу определяется по формуле:

$$K = M_k - H_2O_k = 228200 - 22409,24 = 205790,76 \text{ т.}$$

6. Масса связующей добавки по сухому весу определяется по формуле:

$$C = M_c - H_2O_c = 1877 - 281,55 = 1595,45 \text{ т.}$$

7. Масса флюсоупрочняющей добавки по сухому весу определяется по формуле:

$$F = M_f - H_2O_f = 935 - 149,6 = 785,4 \text{ т.}$$

8. Определяем привес окатышей за счёт присоединения кислорода воздуха при окислении закиси железа по формуле:

$$\begin{aligned} Q_o &= \frac{1}{9} \cdot [K \cdot FeO_k + C \cdot FeO_c + F \cdot FeO_f - (O \cdot FeO_o + B \cdot FeO_b)] = \\ &= \frac{1}{9} \cdot [205790,76 \cdot 0,2876 + 1595,45 \cdot 0,0053 + 785,4 \cdot 0,0035 \\ &\quad - (200000 \cdot 0,02 + 7500 \cdot 0,02)] = 6116,292 \text{ т.} \end{aligned}$$

где $FeO_k, FeO_c, FeO_f, FeO_o, FeO_b$ – массовая доля закиси железа в концентрате, связующей и флюсоупрочняющей добавках, окатышах, отсевах соответственно, д. ед.

$1/9$ – это отношение молекулярной массы кислорода, присоединяемого к молекулам FeO с образованием Fe_2O_3 ($2 \cdot FeO + \frac{1}{2} \cdot O_2 = Fe_2O_3$, т.е. $\frac{16}{144} = \frac{1}{9}$).

9. Составим уравнение товарного баланса:

$$\begin{aligned}
 K + C + \Phi + W + Q_o &= O + B + \text{Ш} + Q_{\text{обж}} + Q_{\text{техн}}, \\
 205790,76 + 1595,45 + 785,4 + 22840,39 + 6116,292 \\
 &= 200000 + 7500 + 2500 + 23982,206 \\
 &+ 3146,08.
 \end{aligned}$$

Результаты расчётов товарного баланса представлены в таблице 1.

Показатель	Количество, т	Показатель	Количество, т
К	205790,76	О	200000
С	1595,45	В	7500
Ф	785,4	Ш	2500
W	22840,39	Q _{обж}	23982,206
О	6116,292	Q _{техн}	3146,08
Итого	237128,29	Итого	237128,29

10. Потери при прокаливании определяются по формуле:

$$\begin{aligned}
 \text{ППП} &= K \cdot \text{ППП}_k + C \cdot \text{ППП}_c + \Phi \cdot \text{ППП}_\phi = \\
 &= 205790,76 \cdot 0,0032 + 1595,45 \cdot 0,1573 + 785,4 \cdot 0,2958 = \\
 &= 1141,816 \text{ т.}
 \end{aligned}$$

где ППП – потери при прокаливании, т;
 ППП_к, ППП_с, ППП_ф – потери при прокаливании концентрата, связующей и флюсоупрочняющей добавок, д. ед, определяются при аналитическом контроле (химическом анализе) всех исходных и конечных продуктов процесса.

11. В процентном соотношении:

$$\text{ППП}_{\%} = \frac{\text{ППП} \cdot 100}{(K + C + \Phi)} = \frac{1141,816 \cdot 100}{(205790,76 + 1595,45 + 785,4)} = 0,548 \%.$$

12. Так как обжиг окатышей происходит при высоких температурах (1250...1300 °С), то принимается, что вся влага, поступившая с исходным сырьём, полностью испаряется, т.е. потери при обжиге состоят из потерь при испарении, потерь при прокаливании и определяются по формуле:

$$Q_{\text{обж}} = W + \text{ППП} = 22840,39 + 1141,816 = 23982,206 \text{ т.}$$

13. На основании уравнения товарного баланса определяем массу технологических потерь как невязку между приходом и расходом масс:

$$\begin{aligned} Q_{\text{техн}} &= (K + C + \Phi + Q_o) - (O + B + \text{Ш} + \text{ППП}) = \\ &= (205790,76 + 1595,45 + 785,4 + 6116,292) - \\ &\quad - (200000 + 7500 + 2500 + 1141,816) = \\ &= 3146,08 \text{ т.} \end{aligned}$$

где K , C , Φ – масса концентрата, связующей и флюсоупрочняющей добавок по сухому весу, т.

14. Технологические потери в процентном соотношении определим по формуле:

$$P_{\text{техн}} = \frac{Q_{\text{техн}}}{(K + C + \Phi)} \cdot 100 = \frac{3146,08}{(205790,76 + 1595,45 + 785,4)} \cdot 100 = 1,5\%.$$

15. Масса полезного компонента (железа) в концентрате определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$F_{e_k} = K \cdot K_{Fe} = 205790,76 \cdot 0,6817 = 140287,56 \text{ т.}$$

где K_{Fe} – массовая доля железа в концентрате, д.ед.

16. Масса полезного компонента (железа) в связующей определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$F_{e_c} = C \cdot C_{Fe} = 1595,45 \cdot 0,0275 = 43,875 \text{ т.}$$

17. Масса во флюсоупрочняющей добавке определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$F_{e_\Phi} = \Phi \cdot \Phi_{Fe} = 785,4 \cdot 0,0364 = 28,589 \text{ т.}$$

18. Масса в окатышах определяется умножением его

сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$Fe_o = O \cdot O_{Fe} = 200000 \cdot 0,658 = 131600 \text{ т.}$$

19. Масса в отсеве определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$Fe_b = B \cdot B_{Fe} = 7500 \cdot 0,658 = 4935 \text{ т.}$$

20. Масса в шламах определяется умножением его сухой массы на массовую долю железа в долях единицы:

$$Fe_{ш} = Ш \cdot Ш_{Fe} = 2500 \cdot 0,647 = 1617,5 \text{ т.}$$

21. Массу полезного компонента (железа) в технологических потерях определяем из формулы:

$$\begin{aligned} Fe_{техн} &= Fe_k + Fe_c + Fe_f - (Fe_o + Fe_b + Fe_{ш}) = \\ &= 140287,56 + 43,875 + 28,589 - (131600 + 4935 + 1617,5) \\ &= 2207,53 \text{ т.} \end{aligned}$$

22. Составим уравнение технологического баланса:

$$\begin{aligned} Fe_k + Fe_c + Fe_f &= Fe_o + Fe_b + Fe_{ш} + Fe_{техн}, \\ 140287,56 + 43,875 + 28,589 &= 131600 + 4935 + 1617,5 + 2207,53. \end{aligned}$$

Результаты расчётов технологического баланса представлены в таблице 1.

Показатель	Количество, т	Показатель	Количество, т
Fe _к	140287,56	Fe _о	131600
Fe _с	43,875	Fe _в	4935
Fe _ф	28,589	Fe _ш	1617,5
		Fe _{техн}	2207,53
Итого	140360,03	Итого	140360,03

23. Технологические потери полезного компонента (железа) определяются по формуле:

$$\begin{aligned}
 P_{\text{техн}}^{\text{Fe}} &= \frac{Fe_{\text{техн}}}{Fe_{\text{к}} + Fe_{\text{с}} + Fe_{\text{ф}}} \cdot 100 \\
 &= \frac{228200}{140287,56 + 43,875 + 28,589} \cdot 100 = 1,5 \%.
 \end{aligned}$$

$P_{\text{техн}}^{\text{Fe}}$ – технологические потери полезного компонента (железа), %.

24. Определяем массу концентрата на одну тонну готовой продукции:

$$M_{\text{к}}'' = \frac{M_{\text{к}}}{O} \cdot 1000 = \frac{228200}{200000} \cdot 1000 = 1141 \text{ т.}$$

где $M_{\text{к}}$ – масса концентрата во влажном виде, т.

Выводы: 1. Технологические потери $P_{\text{техн}}$ составили 1,5%, это меньше норматива 1,5% < 2%, т.е. технологические потери укладываются в норматив (2%).

2. Содержание полезного компонента в технологических потерях $P_{\text{техн}}^{\text{Fe}}$ составило 1,5%, это также меньше 2%.

3. Составлены уравнения товарного и технологического балансов, которые после проверки равны между собой. Это означает, что товарный и технологический балансы составлены правильно.

6.4. Варианты заданий

Вариант 1.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 250 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 68,5 %, FeO – 1,9 %, количество образовавшегося отсева составило 9,5 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объема продукции на фабрику поступило 275,3 тыс. тонн концентрата, 2877 тонн бентонита, 1354 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	8,82	66,17	25,76	0,30
Бентонит	14	2,55	0,43	14,73
Флюс	15	3,44	0,25	28,58

Выход шламов составил 2900 т. с содержанием железа общего 67,3 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

Вариант 2.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 210 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 66,7 %, FeO – 1,8 %, количество образовавшегося отсева составило 8,5 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объёма продукции на фабрику поступило 229,3 тыс. тонн концентрата, 1987 тонн бентонита, 975 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	10,28	69,17	29,67	0,42
Бентонит	16	3,75	0,63	16,73
Флюс	17	4,64	0,45	32,38

Выход шламов составил 2700 т. с содержанием железа общего 65,8 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

Вариант 3.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 190 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 64,7 %, FeO – 1,7 %, количество образовавшегося отсева составило 6,5 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объема продукции на фабрику поступило 218,5 тыс. тонн концентрата, 1757 тонн бентонита, 875 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	9,52	67,71	27,56	0,28
Бентонит	13	2,35	0,47	13,73
Флюс	14	3,64	0,31	26,58

Выход шламов составил 2400 т. с содержанием железа общего 63,5 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

Вариант 4.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 180 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 63,8 %, FeO – 2,0 %, количество образовавшегося отсева составило 6,5 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объема продукции на фабрику поступило 208,2 тыс. тонн концентрата, 1674 тонн бентонита, 751 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	9,15	65,17	28,37	0,42

Бентонит	16	3,53	0,63	16,33
Флюс	17	4,74	0,45	32,58

Выход шламов составил 2200 т. с содержанием железа общего 62,7 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

Вариант 5.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 220 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 66,8 %, FeO – 2,1 %, количество образовавшегося отсева составило 8,5 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объема продукции на фабрику поступило 248,2 тыс. тонн концентрата, 1977 тонн бентонита, 1035 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (И)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	10,82	67,17	29,76	0,42
Бентонит	16	3,57	0,63	16,37
Флюс	17	4,46	0,45	32,85

Выход шламов составил 2700 т. с содержанием железа общего 65,7 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

Вариант 6.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 170 тыс. тонн окатышей с содержанием железа

62,8 %, FeO – 1,7 %, количество образовавшегося отсева составило 5,5 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объема продукции на фабрику поступило 198,2 тыс. тонн концентрата, 1677 тонн бентонита, 735 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	7,82	65,17	25,76	0,32
Бентонит	12	2,55	0,43	12,34
Флюс	13	3,43	0,45	22,55

Выход шламов составил 2200 т. с содержанием железа общего 63,4 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

Вариант 7.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 205 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 66,8 %, FeO – 2,0 %, количество образовавшегося отсева составило 7,7 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объема продукции на фабрику поступило 238,2 тыс. тонн концентрата, 1897 тонн бентонита, 965 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	9,32	69,71	29,76	0,37
Бентонит	16	2,85	0,65	16,93
Флюс	17	3,74	0,46	32,78

Выход шламов составил 2600 т. с содержанием железа общего 67,7 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

Вариант 8.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 170 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 60,5 %, FeO – 1,8 %, количество образовавшегося отсева составило 5,5 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объема продукции на фабрику поступило 198,2 тыс. тонн концентрата, 1577 тонн бентонита, 735 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	8,82	61,17	25,65	0,28
Бентонит	14	2,65	0,43	14,73
Флюс	15	3,54	0,25	28,58

Выход шламов составил 2100 т. с содержанием железа общего 61,4 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

Вариант 9.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 240 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 68,8 %, FeO – 2,0 %, количество образовавшегося отсева составило 9,5 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объема продукции

на фабрику поступило 248,4 тыс. тонн концентрата, 2077 тонн бентонита, 1350 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	9,82	70,21	28,76	0,32
Бентонит	14	2,85	0,57	14,73
Флюс	15	3,74	0,39	28,58

Выход шламов составил 2700 т. с содержанием железа общего 69,9 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

Вариант 10.

По итогам месяца на фабрике окомкования было произведено 180 тыс. тонн окатышей с содержанием железа 67,1 %, FeO – 2,2 %, количество образовавшегося отсева составило 5,5 тыс. тонн с такими же качественными показателями. Для производства данного объема продукции на фабрику поступило 208,2 тыс. тонн концентрата, 1657 тонн бентонита, 757 тонн флюсоупрочняющей добавки. Качественные показатели исходных материалов представлены в таблице:

Наименование материала	Массовая доля, %			
	влаги (<i>W</i>)	Fe _{общ}	FeO	ППП
Концентрат	8,72	68,47	31,76	0,37
Бентонит	14	2,95	0,53	14,33
Флюс	15	3,84	0,35	28,58

Выход шламов составил 2300 т. с содержанием железа общего 66,2 %.

Составить товарный и технологический балансы, определить технологические потери и сравнить их с нормативом (2 %). Определить содержание полезного компонента в технологических потерях и сделать выводы.

6.5. Контрольные вопросы

1. Что понимают под товарным балансом технологического процесса?
2. Что понимают под технологическим балансом?
3. По каким данным определяется технологический баланс?
4. Что понимают под технологическими потерями?
5. Что представляет собой уравнение товарного баланса?
6. Что представляет собой уравнение технологического баланса?
7. Масса технологических потерь определяется на основании, какого уравнения баланса?
8. Для чего определяются технологические потери в процентном соотношении?
9. Для чего нужно определять содержание полезного компонента в технологических потерях?
10. Для чего нужно рассчитывать массу концентрата на одну тонну готовой продукции?

6.6. Список литературы

1. Юсфин, Ю. С. Metallургия железа [Текст]: учебник для вузов / Ю. С. Юсфин, Н. Ф. Пашков. – М.: ИКЦ "Академкнига", 2007. – 464 с.
2. Шилаев, В. П. Основы обогащения полезных ископаемых [Текст]: учебное пособие / В. П. Шилаев. – М.: Недра, 1986. – 296 с.
3. Тимофеева, А. С. Справочник теплофизика-металлурга [Текст]: учебное пособие / А. С. Тимофеева, В. В. Федина. – Старый Оскол: КПЦ "Роса", 2008. – 280 с.
4. Андреев, Е. Е. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст]: учебник / Е. Е. Андреев, О. Н. Тихонов. – Санкт-Петербургский государственный



институт (технический университет). – СПб., 2007. – 439 с.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 7

"РАСЧЁТ КОЛИЧЕСТВА ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ МАТЕРИАЛОВ, ТРЕБУЕМЫХ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЗАДАННОЙ ОСНОВНОСТИ ШЛАКА"

7.1. Цель работы

Цель работы. Научить студентов делать расчёт количества шлакообразующих материалов, требуемых для получения заданной основности шлака.

7.2. Общие сведения

Масса каждого компонента в рудной смеси определяется по выражению:

$$M_{i.p.c.} = \frac{([X]_{агл.1} \cdot \%_{агл.1} + [X]_{агл.2} \cdot \%_{агл.2})}{100}, \text{ (кг)} \quad (1)$$

где $M_{i.p.c.}$ – масса компонента в рудной смеси, кг;
 $[X]_{агл.1}$ – содержание рудного сырья в агglomerате № 1, кг;
 $[X]_{агл.2}$ – содержание рудного сырья в агglomerате № 2, кг;
 $\%_{агл.1}$ – количество агglomerата в шихте № 1, %;
 $\%_{агл.2}$ – количество агglomerата в шихте № 2, %.
Масса железа в чугуна определится из выражения:

$$M_{Fe_{чугуна}} = \frac{M_{чугуна} \cdot [Fe]_{чугуна}}{100}, \text{ (кг)} \quad (2)$$

где $M_{чугуна}$ – масса чугуна, кг;
 $[Fe]_{чугуна}$ – содержание железа в чугуна, %.

Количество железа, которое переходит в шлак, определяется по выражению:

$$M_{Fe_{шлака}} = \frac{M_{Fe_{чугуна}}}{\eta_{Fe}} - M_{Fe_{чугуна}}, \text{ (кг)} \quad (3)$$

где $M_{Fe_{чугуна}}$ – масса железа в чугуна, кг;

η_{Fe} – коэффициент перехода железа в чугун.

Общая масса железа, которая поступает в печь, определяются по выражению:

$$M_{\text{Fe}} = M_{\text{Fe}_{\text{чугуна}}} + M_{\text{Fe}_{\text{шлака}}}, \text{ (кг)} \quad (4)$$

где $M_{\text{Fe}_{\text{чугуна}}}$ – масса железа в чугуне, кг;

$M_{\text{Fe}_{\text{шлака}}}$ – масса железа в шлаке, кг.

Массу золы кокса можно определить по выражению:

$$M_{\text{з.к.}} = \frac{M_{\text{кокса}} \cdot [A]_{\text{кокса}}}{100}, \text{ (кг)} \quad (5)$$

где $M_{\text{кокса}}$ – масса кокса, кг;

$[A]_{\text{кокса}}$ – содержание в коксе золы, %.

Масса железа, которая вносится золой кокса, определится по выражению:

$$M_{\text{Fe}_{\text{з.к.}}} = \frac{M_{\text{з.к.}} \cdot [\text{Fe}]_{\text{з.к.}}}{100}, \text{ (кг)} \quad (6)$$

где $M_{\text{з.к.}}$ – масса золы кокса, кг;

$[\text{Fe}]_{\text{з.к.}}$ – содержание железа в золе кокса, %.

Масса железа, которая поступает в печь с рудной смесью, определится по выражению:

$$M_{\text{Fe}_{\text{р.с.}}} = M_{\text{Fe}} - M_{\text{Fe}_{\text{з.к.}}}, \text{ (кг)} \quad (7)$$

где M_{Fe} – масса железа, кг;

$M_{\text{Fe}_{\text{з.к.}}}$ – масса железа в золе кокса, кг.

Расход рудной смеси:

$$M_{\text{р.с.}} = \frac{M_{\text{Fe}_{\text{р.с.}}}}{[\text{Fe}]_{\text{р.с.}}}, \text{ (кг)} \quad (8)$$

где $M_{\text{Fe}_{\text{р.с.}}}$ – масса железа в рудной смеси, кг;

$[\text{Fe}]_{\text{р.с.}}$ – содержание железа в рудной смеси, в долях единицы.

Расчёт количество элементов и соединений, вносимых в

печь с шихтовыми материалами и коксом необходимо производить по следующим формулам:

Масса рудной смеси для каждого компонента определяется по выражению:

$$M_{i_{p.c.}} = M_{p.c.} \cdot [i]_{p.c.}, \text{ (кг)} \quad (9)$$

где $M_{i_{p.c.}}$ – масса рудной смеси компонента;

$M_{p.c.}$ – масса рудной смеси;

$[i]_{p.c.}$ – компонент рудной смеси.

Масса золы кокса каждого компонента вносимого в печь определяется по выражению:

$$M_{i_{з.к.}} = M_{з.к.} \cdot \frac{[i]_{з.к.}}{100}, \text{ (кг)} \quad (10)$$

где $M_{i_{з.к.}}$ – масса золы кокса компонента, кг;

$M_{з.к.}$ – содержание компонента в золе кокса, кг;

$[i]_{з.к.}$ – компонент золы кокса.

Расчёт массы шлакообразующих каждого компонента вносимого в печь определяется по выражению:

$$M_{i_{шлакообр.}} = M_{i_{p.c.}} + M_{i_{з.к.}}, \text{ (кг)} \quad (11)$$

где $M_{i_{p.c.}}$ – масса рудной смеси компонента, кг;

$M_{i_{з.к.}}$ – масса золы кокса компонента, кг.

Расчёт массы каждого компонента в чугуна определяется по выражению:

$$M_{i_{в\ чугуна}} = M_{i_{шлакообр.}} \cdot \eta_{i_{в\ чугуна}}, \text{ (кг)} \quad (12)$$

где $M_{i_{шлакообр.}}$ – масса каждого шлакообразующего компонента, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\eta_{i_{в\ чугуна}}$ – коэффициент перехода элемента в чугун.

Расчёт количества кремнезёма, расходуемого на переход кремния в чугун, отличается от расчёта остальных компонентов. В доменной печи переход кремния в чугун

происходит по реакции $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$ и определяется по выражению:

$$M_{\text{SiO}_2 \text{ чугуна}} = M_{\text{Si чугуна}} \cdot \frac{Mr_{\text{SiO}_2}}{Ar_{\text{Si}}}, (\text{кг}) \quad (13)$$

где $M_{\text{Si чугуна}}$ – масса кремния в чугуне определится по выражению:

$$M_{\text{Si чугуна}} = \frac{M_{\text{чугуна}} \cdot [\text{Si}]_{\text{чугуна}}}{100}, (\text{кг}) \quad (14)$$

$M_{\text{чугуна}}$ – масса чугуна;

$[\text{Si}]_{\text{чугуна}}$ – содержание кремния в чугуне, %;

Mr_{SiO_2} – молекулярная масса SiO_2 ;

Ar_{Si} – атомная масса кремния.

Расчёт массы каждого компонента переходящего в шлак определяется по выражению:

$$M_{i \text{ в шлак}} = M_{i \text{ шлакообр.}} \cdot h_{i \text{ в шлак}}, (\text{кг}) \quad (15)$$

где $M_{i \text{ шлакообр.}}$ – масса каждого шлакообразующего компонента, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$h_{i \text{ в шлак}}$ – коэффициент перехода компонента в шлак.

Для определения массы оксида железа и массы оксида марганца поступающего в доменную печь со всеми материалами воспользуемся выражением:

$$M_{i \text{ шлакообр.}} = M_{i \text{ в шлак}} \cdot \frac{Mr_i}{Ar_i}, (\text{кг}) \quad (16)$$

где $M_{i \text{ шлакообр.}}$ – масса оксида, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$M_{i \text{ в шлак}}$ – масса компонента переходящего в шлак, кг;

Mr_i – молекулярная масса оксида;

Ar_i – атомная масса оксида;

Для определения количество кремнезёма, глинозёма и извести переходящей в шлак воспользуемся выражением:

$$M_{i_{\text{в шлак}}} = M_{i_{\text{шлакообр.}}} - M_{i_{\text{в чугу́н}}}, \text{ (кг)} \quad (17)$$

где $M_{i_{\text{в шлак}}}$ – масса оксида переходящего в шлак;

$M_{i_{\text{шлакообр.}}}$ – масса оксида поступающего в доменную печь

со всеми материалами, кг;

$M_{i_{\text{в чугу́н}}}$ – масса оксида в чугу́не, кг.

Пустая порода руды в основном состоит из следующих компонентов: SiO_2 – кремнезём, Al_2O_3 – глинозём, CaO – известь, MgO – магнезия. В процессе доменной плавки составляющие пустой породы должны расплавиться и образовать шлак. Для её успешного ведения необходимо, чтобы температура плавления и вязкость шлака находились в определенных пределах, а это зависит от соотношения основных (CaO , MgO) и кислых (SiO_2 , Al_2O_3) окислов в шлаке, т.е.

$$B = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}, \quad (18)$$

где B – основность шлака;

(CaO , MgO) – основные окислы в шлаке, кг;

(SiO_2 , Al_2O_3) – кислые окислы в шлаке, кг.

Это отношение называется основностью шлака и является оптимальным при значениях 0,8-1,2.

Требуется основных оксидов ($\text{CaO} + \text{MgO}$) для нейтрализации кислых ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$) и получения шлака заданной основности:

$$M_{\text{CaO+MgO}_{\text{треб.}}} = B \cdot (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3), \text{ (кг)} \quad (19)$$

Имеется ($\text{CaO} + \text{MgO}$):

$$M_{\text{CaO+MgO}_{\text{имеется}}} = M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}}, \text{ (кг)} \quad (20)$$

Недостаток ($\text{CaO} + \text{MgO}$) составляет:

$$M_{\text{CaO+MgO}_{\text{недостаток}}} = M_{\text{CaO+MgO}_{\text{треб.}}} - M_{\text{CaO+MgO}_{\text{имеется}}}, \text{ (кг)} \quad (21)$$

Недостаток восполняется доломитизированным известняком.

В доломитизированном известняке свободных (CaO + MgO) содержится:

$$[CaO + MgO]_{\text{своб.}} = (CaO + MgO) - B \cdot (SiO_2 + Al_2O_3), \text{ (кг)} \quad (22)$$

Потребуется доломитизированного известняка:

$$M_{\text{изв.}} = \frac{M_{CaO+MgO \text{ недост.}}}{[CaO + MgO]_{\text{своб.}}}, \text{ (кг)} \quad (23)$$

Расчёт общей массы шлакообразующих на 1 т. чугуна из рудного сырья и золы кокса определим по формуле:

$$M_{\text{общ. шлакообр.}} = \sum M_i \text{ шлакообр.}, \quad (24)$$

где $M_{\text{общ. шлакообр.}}$ – общая масса всех шлакообразующих на 1 т. чугуна поступающих в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\sum M_i \text{ шлакообр.}$ – сумма масс каждого шлакообразующего компонента поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг.

Массу каждого компонента доломитизированного известняка определим по формуле:

$$M_{i \text{ изв.}} = \frac{[i]}{100} \cdot M_{\text{изв.}}, \text{ (кг)} \quad (25)$$

где $M_{i \text{ изв.}}$ – масса компонентов доломитизированного известняка;

$M_{\text{изв.}}$ – масса извести;

$[i]$ – компонент доломитизированного известняка.

Расчёт общей массы шлакообразующих на 1 т. чугуна из доломитизированного известняка определяется по формуле:

$$M_{\text{общ. изв.}} = \sum M_{i \text{ изв.}}, \text{ (кг)} \quad (26)$$

где $M_{\text{общ. изв.}}$ – общая сумма массы всех шлакообразующих

на 1 т. чугуна из доломитизированного известняка, кг;
 $\Sigma M_{i \text{ изв.}}$ – сумма масс каждого компонента доломитизированного известняка, кг.

Итого общую массу всех шлакообразующих поступающих в печь из рудого сырья и золы и из доломитизированного известняка на 1 т. чугуна определим по формуле:

$$M_{\text{общая}} = \Sigma M_i, (\text{кг}) \quad (27)$$

где $M_{\text{общая}}$ – общая масса всех шлакообразующих на 1 т. чугуна, кг;

ΣM_i – сумма масс всех компонентов шлакообразующих, кг.

Процентное содержание каждого вещества в шлаке определим по формуле:

$$C_m \% = \frac{M_x \cdot 100}{M_{\text{общ.}}} = \frac{M_x \cdot 100}{(M_x + M_y + \dots + M_n)}, \% \quad (28)$$

где $C_m \%$ – процентное содержание вещества;

M_x – масса вещества;

$M_{\text{общ.}}$ – общая масса, которая складывается из масс M_x, M_y, \dots, M_n – составляющих веществ.

Правильность подобранной шихты определим по выражению:

$$\Sigma C_i \% = \Sigma C_m \% \quad (29)$$

где $\Sigma C_i \%$ – суммарное процентное содержание шихты на 1 т. чугуна;

$\Sigma C_m \%$ – суммарное процентное содержание каждого вещества на 1 т. чугуна.

Для выплавки чугуна с использованием сернистого кокса полная основность шлака определяется по выражению:

$$B = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}, \quad (30)$$

7.3. Пример выполнения работы

1. Исходные данные:

Исходные данные для расчёта принимаются в соответствии с заданием по номеру варианта в таблицах 4 - 10.

Основность шлака, $B = 1,1$.

Расход кокса килограмм на одну тонну чугуна, 420 кг/т.

Количество агломерата № 1 в шихте, 50 %.

Количество агломерата № 2 в шихте, 50 %.

Содержание золы в коксе, 10,4 %.

Содержание в чугуне: Fe – 93,5%; Si – 0,8%; S – 0,05%.

Коэффициенты перехода элементов в чугун η : Fe – 0,997; Mn – 0,6;

S – 0,05; Al – 0; Ca – 0; Mg – 0.

Коэффициенты перехода элементов в шлак h : Fe – 0,003; Mn – 0,4; S – 0,85.

Таблица 1.

Химический состав шихтовых материалов

Материал	Содержание, %						
	Fe	Mn	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Агломерат № 1	53,40	1,60	0,06	15,00	1,70	16,50	0,50
Агломерат № 2	50,50	0,20	0,04	15,20	0,80	10,40	0,80
Зола кокса	15,63	-	1,80	43,50	22,30	0,40	0,01
Доломитизированный известняк	-	-	-	1,20	1,10	38,50	12,60

Значения содержания компонентов для агломератов и золы кокса следует выбирать в соответствии с вариантом в приложениях.

2. Масса каждого компонента в рудной смеси определяется по формуле:

$$M_{i \text{ р.с.}} = \frac{([X]_{\text{агл.1}} \cdot \%_{\text{агл.1}} + [X]_{\text{агл.2}} \cdot \%_{\text{агл.2}})}{100},$$

где $M_{i \text{ р.с.}}$ – масса компонента в рудной смеси, кг;

$[X]_{\text{агл.1}}$ – содержание рудного сырья в агломерате № 1, кг;

$[X]_{\text{агл.2}}$ – содержание рудного сырья в агломерате № 2, кг;

$\%_{\text{агл.1}}$ – количество агломерата в шихте № 1, %;

$\%_{\text{агл.2}}$ – количество агломерата в шихте № 2, %.

$$M_{\text{Fe в р.с.}} = \frac{[\text{Fe}]_{\text{агл.1}} \cdot \%_{\text{агл.1}} + [\text{Fe}]_{\text{агл.2}} \cdot \%_{\text{агл.2}}}{100} = \frac{53,40 \cdot 50 + 50,50 \cdot 50}{100} = 51,95 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Fe в р.с.}}$ – масса железа в рудной смеси, кг;

$[\text{Fe}]_{\text{агл.1}}$ – содержание железа в рудном сырье в агломерате № 1;

$[\text{Fe}]_{\text{агл.2}}$ – содержание железа в рудном сырье в агломерате № 2;

$\%_{\text{агл.1}}$ – количество агломерата в шихте № 1;

$\%_{\text{агл.2}}$ – количество агломерата в шихте № 2.

$$M_{\text{Mn в р.с.}} = \frac{[\text{Mn}]_{\text{агл.1}} \cdot \%_{\text{агл.1}} + [\text{Mn}]_{\text{агл.2}} \cdot \%_{\text{агл.2}}}{100} = \frac{1,60 \cdot 50 + 0,2 \cdot 50}{100} = 0,9 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Mn в р.с.}}$ – масса марганца в рудной смеси, кг;

$[\text{Mn}]_{\text{агл.1}}$ – содержание марганца в рудном сырье в агломерате № 1;

$[\text{Mn}]_{\text{агл.2}}$ – содержание марганца в рудном сырье в агломерате № 2;

$\%_{\text{агл.1}}$ – количество агломерата в шихте № 1;

$\%_{\text{агл.2}}$ – количество агломерата в шихте № 2.

$$M_{\text{S в р.с.}} = \frac{[\text{S}]_{\text{агл.1}} \cdot \%_{\text{агл.1}} + [\text{S}]_{\text{агл.2}} \cdot \%_{\text{агл.2}}}{100} = \frac{0,06 \cdot 50 + 0,04 \cdot 50}{100} = 0,5 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{S в р.с.}}$ – масса серы в рудной смеси, кг;

$[\text{S}]_{\text{агл.1}}$ – содержание серы в рудном сырье в агломерате № 1;

$[\text{S}]_{\text{агл.2}}$ – содержание серы в рудном сырье в агломерате № 2;

$\%_{\text{агл.1}}$ – количество агломерата в шихте № 1;

$\%_{\text{агл.2}}$ – количество агломерата в шихте № 2.

$$M_{\text{SiO}_2 \text{ в р.с.}} = \frac{[\text{SiO}_2]_{\text{агл.1}} \cdot \%_{\text{агл.1}} + [\text{SiO}_2]_{\text{агл.2}} \cdot \%_{\text{агл.2}}}{100} = \frac{15,00 \cdot 50 + 15,20 \cdot 50}{100} = 15,1 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{SiO}_2 \text{ в р.с.}}$ – масса кремнезёма в рудной смеси, кг;

$[\text{SiO}_2]_{\text{агл.1}}$ – содержание кремнезёма в рудном сырье в

агломерате № 1;

$[SiO_2]_{агл.2}$ – содержание кремнезёма в рудном сырье в агломерате № 2;

$\%_{агл.1}$ – количество агломерата в шихте № 1;

$\%_{агл.2}$ – количество агломерата в шихте № 2.

$$M_{Al_2O_3_{в.р.с.}} = \frac{[Al_2O_3]_{агл.1} \cdot \%_{агл.1} + [Al_2O_3]_{агл.2} \cdot \%_{агл.2}}{100} = \frac{1,70 \cdot 50 + 0,80 \cdot 50}{100} = 1,25 \text{ кг.}$$

где $M_{Al_2O_3_{в.р.с.}}$ – масса глинозёма в рудной смеси, кг;

$[Al_2O_3]_{агл.1}$ – содержание глинозёма в рудном сырье в агломерате № 1;

$[Al_2O_3]_{агл.2}$ – содержание глинозёма в рудном сырье в агломерате № 2;

$\%_{агл.1}$ – количество агломерата в шихте № 1;

$\%_{агл.2}$ – количество агломерата в шихте № 2.

$$M_{CaO_{в.р.с.}} = \frac{[CaO]_{агл.1} \cdot \%_{агл.1} + [CaO]_{агл.2} \cdot \%_{агл.2}}{100} = \frac{16,50 \cdot 50 + 10,40 \cdot 50}{100} = 13,45 \text{ кг.}$$

где $M_{CaO_{в.р.с.}}$ – масса извести в рудной смеси, кг;

$[CaO]_{агл.1}$ – содержание извести в рудном сырье в агломерате № 1;

$[CaO]_{агл.2}$ – содержание извести в рудном сырье в агломерате № 2;

$\%_{агл.1}$ – количество агломерата в шихте № 1;

$\%_{агл.2}$ – количество агломерата в шихте № 2.

$$M_{MgO_{в.р.с.}} = \frac{[MgO]_{агл.1} \cdot \%_{агл.1} + [MgO]_{агл.2} \cdot \%_{агл.2}}{100} = \frac{0,50 \cdot 50 + 0,80 \cdot 50}{100} = 0,65 \text{ кг.}$$

где $M_{MgO_{в.р.с.}}$ – масса магнезии в рудной смеси, кг;

$[MgO]_{агл.1}$ – содержание магнезии в рудном сырье в агломерате № 1;

$[MgO]_{агл.2}$ – содержание магнезии в рудном сырье в агломерате № 2;

$\%_{агл.1}$ – количество агломерата в шихте № 1;

$\%_{агл.2}$ – количество агломерата в шихте № 2.

3 Расчёт шлака

1. Определим массу железа в чугуна:

$$M_{\text{Fe}_{\text{чугуна}}} = \frac{M_{\text{чугуна}} \cdot [\text{Fe}]_{\text{чугуна}}}{100} = \frac{1000 \cdot 93,5}{100} = 935 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{чугуна}}$ – масса чугуна, кг;
 $[\text{Fe}]_{\text{чугуна}}$ – содержание железа в чугуне, %.

2. Определим количество железа переходящего в шлак:

$$M_{\text{Fe}_{\text{шлака}}} = \frac{M_{\text{Fe}_{\text{чугуна}}}}{\eta_{\text{Fe}}} - M_{\text{Fe}_{\text{чугуна}}} = \frac{935}{0,997} - 935 = 2,8 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Fe}_{\text{чугуна}}}$ – масса железа в чугуне, кг;
 η_{Fe} – коэффициент перехода железа в чугун.

3. Итого масса железа, поступающего в печь:

$$M_{\text{Fe}} = M_{\text{Fe}_{\text{чугуна}}} + M_{\text{Fe}_{\text{шлака}}} = 935 + 2,8 = 937,8 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Fe}_{\text{чугуна}}}$ – масса железа в чугуне, кг;
 $M_{\text{Fe}_{\text{шлака}}}$ – масса железа в шлаке, кг.

4. Рассчитаем массу золы кокса:

$$M_{\text{з.к.}} = \frac{M_{\text{кокса}} \cdot [\text{A}]_{\text{кокса}}}{100} = \frac{420 \cdot 10,4}{100} = 43,68 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{кокса}}$ – масса кокса, кг;
 $[\text{A}]_{\text{кокса}}$ – содержание в коксе золы, %.

5. Рассчитаем массу железа вносимого золой кокса:

$$M_{\text{Fe}_{\text{з.к.}}} = \frac{M_{\text{з.к.}} \cdot [\text{Fe}]_{\text{з.к.}}}{100} = \frac{43,68 \cdot 15,63}{100} = 6,83 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{з.к.}}$ – масса золы кокса, кг;
 $[\text{Fe}]_{\text{з.к.}}$ – содержание железа в золе кокса, %.

6. Масса железа, поступающего в печь с рудной смесью:

$$M_{\text{Fe}_{\text{p.c.}}} = M_{\text{Fe}} - M_{\text{Fe}_{\text{з.к.}}} = 937,8 - 6,83 = 930,97 \text{ кг.}$$

где M_{Fe} – масса железа, кг;

$M_{\text{Fe}_{\text{з.к.}}}$ – масса железа в золе кокса, кг.

7. Расход рудной смеси:

$$M_{\text{p.c.}} = \frac{M_{\text{Fe}_{\text{p.c.}}}}{[\text{Fe}]_{\text{p.c.}}} = \frac{930,97}{0,5195} = 1792,05 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Fe}_{\text{p.c.}}}$ – масса железа в рудной смеси, кг;

$[\text{Fe}]_{\text{p.c.}}$ – содержание железа в рудной смеси, в долях единицы.

8. Рассчитаем количество элементов и соединений, вносимых в печь с шихтовыми материалами и коксом:

Рассчитаем массу рудной смеси для каждого компонента по формуле:

$$M_{i_{\text{p.c.}}} = M_{\text{p.c.}} \cdot [i]_{\text{p.c.}}$$

где $M_{i_{\text{p.c.}}}$ – масса рудной смеси компонента;

$M_{\text{p.c.}}$ – масса рудной смеси;

$[i]_{\text{p.c.}}$ – компонент рудной смеси.

$$M_{\text{Fe}_{\text{p.c.}}} = M_{\text{p.c.}} \cdot [\text{Fe}]_{\text{p.c.}} = 1792,05 \cdot 0,5195 = 930,97 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Fe}_{\text{p.c.}}}$ – масса рудной смеси железа, кг;

$[\text{Fe}]_{\text{p.c.}}$ – содержание железа в рудной смеси, в долях единицы.

$$M_{\text{Mn}_{\text{p.c.}}} = M_{\text{p.c.}} \cdot [\text{Mn}]_{\text{p.c.}} = 1792,05 \cdot 0,009 = 16,13 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Mn}_{\text{p.c.}}}$ – масса рудной смеси марганца, кг;

$[\text{Mn}]_{\text{p.c.}}$ – содержание марганца в рудной смеси, кг, % (как и в руде 0,9% в долях единицы).

$$M_{S_{p.c.}} = M_{p.c.} \cdot [S]_{p.c.} = 1792,05 \cdot 0,0005 = 0,89 = 0,9 \text{ кг.}$$

где $M_{S_{p.c.}}$ – масса рудной смеси серы, кг;

$[S]_{p.c.}$ – содержание серы в рудной смеси, кг, % (как и в руде 0,5% в долях единицы).

$$M_{SiO_{2p.c.}} = M_{p.c.} \cdot [SiO_2]_{p.c.} = 1792,05 \cdot 0,151 = 270,6 \text{ кг.}$$

где $M_{SiO_{2p.c.}}$ – масса рудной смеси кремнезёма, кг;

$[SiO_2]_{p.c.}$ – содержание кремнезёма в рудной смеси, кг, % (как и в руде 15,1% в долях единицы).

$$M_{Al_2O_{3p.c.}} = M_{p.c.} \cdot [Al_2O_3]_{p.c.} = 1792,05 \cdot 0,0125 = 22,4 \text{ кг.}$$

где $M_{Al_2O_{3p.c.}}$ – масса рудной смеси глинозёма, кг;

$[Al_2O_3]_{p.c.}$ – содержание глинозёма в рудной смеси, кг, % (как и в руде 1,25% в долях единицы).

$$M_{CaOp.c.} = M_{p.c.} \cdot [CaO]_{p.c.} = 1792,05 \cdot 0,1345 = 241,03 \text{ кг.}$$

где $M_{CaOp.c.}$ – масса рудной смеси извести, кг;

$[CaO]_{p.c.}$ – содержание извести в рудной смеси, кг, % (как и в руде 13,45% в долях единицы).

$$M_{MgOp.c.} = M_{p.c.} \cdot [MgO]_{p.c.} = 1792,05 \cdot 0,0065 = 11,65 \text{ кг.}$$

где $M_{MgOp.c.}$ – масса рудной смеси извести, кг;

$[MgO]_{p.c.}$ – содержание извести в рудной смеси, кг, % (как и в руде 6,5% в долях единицы).

Рассчитаем массу золы кокса каждого компонента вносимого в печь по формуле:

$$M_{i_{з.к.}} = M_{з.к.} \cdot \frac{[i]_{з.к.}}{100},$$

где $M_{i_{з.к.}}$ – масса золы кокса компонента, кг;

$M_{з.к.}$ – содержание компонента в золе кокса, кг;
 $[i]_{з.к.}$ – компонент золы кокса.

Масса марганца вносимого золой кокса в печь:

$$M_{Mn_{з.к.}} = M_{з.к.} \cdot \frac{[Mn]_{з.к.}}{100} = 43,68 \cdot \frac{0}{100} = 0 \text{ кг.}$$

где $M_{Mn_{з.к.}}$ – масса золы кокса марганца, кг;
 $Mn_{з.к.}$ – содержание марганца в золе кокса, %.

Масса серы вносимой золой кокса:

$$M_{S_{з.к.}} = M_{з.к.} \cdot \frac{[S]_{з.к.}}{100} = 43,68 \cdot \frac{1,80}{100} = 0,79 \text{ кг.}$$

где $M_{S_{з.к.}}$ – масса золы марганца, кг;
 $S_{з.к.}$ – содержание марганца в золе кокса, %.

Масса кремнезёма вносимого золой кокса:

$$M_{SiO_2} = M_{з.к.} \cdot \frac{[SiO_2]}{100} = 43,68 \cdot \frac{43,50}{100} = 19,00 \text{ кг.}$$

где M_{SiO_2} – масса золы кремнезёма, кг;
 SiO_2 – содержание кремнезёма в золе кокса, %.

Масса глинозёма вносимого золой кокса:

$$M_{Al_2O_3} = M_{з.к.} \cdot \frac{[Al_2O_3]}{100} = 43,68 \cdot \frac{22,30}{100} = 9,74 \text{ кг.}$$

где $M_{Al_2O_3}$ – масса золы глинозёма, кг;
 Al_2O_3 – содержание глинозёма в золе кокса, %.

Масса извести вносимой золой кокса:

$$M_{CaO} = M_{з.к.} \cdot \frac{[CaO]}{100} = 43,68 \cdot \frac{0,40}{100} = 0,17 \text{ кг.}$$

где M_{CaO} – масса золы извести, кг;

CaO – содержание извести в золе кокса, %.

Масса магнeзии вносимой золой кокса:

$$M_{\text{MgO}} = M_{\text{з.к.}} \cdot \frac{[\text{MgO}]}{100} = 43,68 \cdot \frac{0,01}{100} = 0,00 \text{ кг.}$$

где M_{MgO} – масса золы магнeзии, кг;

MgO – содержание магнeзии в золе кокса, %.

Рассчитаем массу шлакообразующих каждого компонента вносимого в печь по формуле:

$$M_{\text{шлакообр.}} = M_{\text{i р.с.}} + M_{\text{i з.к.}}$$

где $M_{\text{i р.с.}}$ – масса рудной смеси компонента, кг;

$M_{\text{i з.к.}}$ – масса золы кокса компонента, кг.

$$M_{\text{Fe шлакообр.}} = M_{\text{Fe р.с.}} + M_{\text{Fe з.к.}} = 930,97 + 6,83 = 937,8 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Fe р.с.}}$ – масса рудной смеси железа, кг;

$M_{\text{Fe з.к.}}$ – масса золы кокса железа, кг.

$$M_{\text{Mn шлакообр.}} = M_{\text{Mn р.с.}} + M_{\text{Mn з.к.}} = 16,3 + 0 = 16,3 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Mn р.с.}}$ – масса рудной смеси марганца, кг;

$M_{\text{Mn з.к.}}$ – масса золы кокса марганца, кг.

$$M_{\text{S шлакообр.}} = M_{\text{S р.с.}} + M_{\text{S з.к.}} = 0,9 + 0,79 = 1,68 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{S р.с.}}$ – масса рудной смеси серы, кг;

$M_{\text{S з.к.}}$ – масса золы кокса серы, кг.

$$M_{\text{SiO}_2 \text{шлакообр.}} = M_{\text{SiO}_2 \text{р.с.}} + M_{\text{SiO}_2 \text{з.к.}} = 270,6 + 19,0 = 289,6 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{SiO}_2 \text{р.с.}}$ – масса рудной смеси кремнезёма, кг;

$M_{\text{SiO}_2 \text{з.к.}}$ – масса золы кокса кремнезёма, кг.

$$M_{Al_2O_3 \text{шлакообр.}} = M_{Al_2O_3 \text{р.с.}} + M_{Al_2O_3 \text{з.к.}} = 22,4 + 9,74 = 32,14 \text{ кг.}$$

где $M_{Al_2O_3 \text{р.с.}}$ – масса рудной смеси глинозёма, кг;

$M_{Al_2O_3 \text{з.к.}}$ – масса золы кокса глинозёма, кг.

$$M_{CaO \text{шлакообр.}} = M_{CaO \text{р.с.}} + M_{CaO \text{з.к.}} = 241,03 + 0,17 = 241,20 \text{ кг.}$$

где $M_{CaO \text{р.с.}}$ – масса рудной смеси извести, кг;

$M_{CaO \text{з.к.}}$ – масса золы кокса извести, кг.

$$M_{MgO \text{шлакообр.}} = M_{MgO \text{р.с.}} + M_{MgO \text{з.к.}} = 11,65 + 0,00 = 11,65 \text{ кг.}$$

где $M_{MgO \text{р.с.}}$ – масса рудной смеси магнезии, кг;

$M_{MgO \text{з.к.}}$ – масса золы кокса магнезии, кг.

Рассчитаем массу каждого компонента в чугуне по формуле:

$$M_{i \text{в чугуна}} = M_{i \text{шлакообр.}} \cdot \eta_{i \text{в чугуна}}$$

где $M_{i \text{шлакообр.}}$ – масса каждого шлакообразующего компонента, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\eta_{i \text{в чугуна}}$ – коэффициент перехода элемента в чугун.

$$M_{Fe \text{в чугуна}} = M_{Fe \text{шлакообр.}} \cdot \eta_{Fe \text{в чугуна}} = 937,8 \cdot 0,997 = 934,98 \text{ кг.}$$

где $M_{Fe \text{шлакообр.}}$ – масса железа, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\eta_{Fe \text{в чугуна}}$ – коэффициент перехода железа в чугун.

$$M_{Mn \text{в чугуна}} = M_{Mn \text{шлакообр.}} \cdot \eta_{Mn \text{в чугуна}} = 16,13 \cdot 0,6 = 9,68 \text{ кг.}$$

где $M_{Mn \text{шлакообр.}}$ – масса марганца, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\eta_{Mn \text{ в чугу́н}}$ – коэффициент перехода марганца в чугу́н.

$$M_{S_{\text{в чугу́н}}} = M_{S_{\text{шлакообр.}}} \cdot \eta_{S_{\text{в чугу́н}}} = 1,68 \cdot 0,05 = 0,08 \text{ кг.}$$

где $M_{S_{\text{шлакообр.}}}$ – масса серы, поступающей в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\eta_{S_{\text{в чугу́н}}}$ – коэффициент перехода серы в чугу́н.

Расчёт количества кремнезёма, расходуемого на переход кремния в чугу́н, отличается от расчёта остальных компонентов. В доменной печи переход кремния в чугу́н происходит по реакции $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$ и рассчитывается по формуле:

$$M_{\text{SiO}_2 \text{ чугу́на}} = M_{\text{Si} \text{ чугу́на}} \cdot \frac{Mr_{\text{SiO}_2}}{Ar_{\text{Si}}},$$

где $M_{\text{Si} \text{ чугу́на}}$ – масса кремния в чугу́не:

$$(M_{\text{Si} \text{ чугу́на}} = \frac{M_{\text{чугу́на}} \cdot [\text{Si}]_{\text{чугу́на}}}{100});$$

$[\text{Si}]_{\text{чугу́на}}$ – содержание кремния в чугу́не, %;

$M_{\text{чугу́на}}$ – масса чугу́на;

Mr_{SiO_2} – молекулярная масса SiO_2 ;

Ar_{Si} – атомная масса кремния.

$$M_{\text{SiO}_2 \text{ в чугу́н}} = 0,008 \cdot 1000 \cdot \frac{28 + 2 \cdot 16}{28} = 17,14 \text{ кг.}$$

$$M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ в чугу́н}} = M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ шлакообр.}} \cdot \eta_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ в чугу́н}} = 32,14 \cdot 0 = 0 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ шлакообр.}}$ – масса глинозёма, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\eta_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ в чугу́н}}$ – коэффициент перехода глинозёма в чугу́н.

$$M_{\text{CaO} \text{ в чугу́н}} = M_{\text{CaO} \text{ шлакообр.}} \cdot \eta_{\text{CaO} \text{ в чугу́н}} = 241,2 \cdot 0 = 0 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{CaO}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса извести, поступающей в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\eta_{\text{CaO}_{\text{в чугун}}}$ – коэффициент перехода извести в чугун.

$$M_{\text{MgO}_{\text{в чугун}}} = M_{\text{MgO}_{\text{шлакообр.}}} \cdot \eta_{\text{MgO}_{\text{в чугун}}} = 11,65 \cdot 0 = 0 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{MgO}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса магнезии, поступающей в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\eta_{\text{MgO}_{\text{в чугун}}}$ – коэффициент перехода магнезии в чугун.

Рассчитаем массу каждого компонента переходящего в шлак по формуле:

$$M_{i_{\text{в шлак}}} = M_{i_{\text{шлакообр.}}} \cdot h_{i_{\text{в шлак}}},$$

где $M_{i_{\text{шлакообр.}}}$ – масса каждого шлакообразующего компонента, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$h_{i_{\text{в шлак}}}$ – коэффициент перехода компонента в шлак.

$$M_{\text{Fe}_{\text{в шлак}}} = M_{\text{Fe}_{\text{шлакообр.}}} \cdot h_{\text{Fe}_{\text{в шлак}}} = 937,8 \cdot 0,003 = 2,81 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Fe}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса железа, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$h_{\text{Fe}_{\text{в шлак}}}$ – коэффициент перехода железа в шлак.

$$M_{\text{FeO}_{\text{шлакообр.}}} = M_{\text{Fe}_{\text{в шлак}}} \cdot \frac{Mr_{\text{FeO}}}{Ar_{\text{Fe}}} = 2,81 \cdot \frac{56 + 16}{56} = 3,61 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Fe}_{\text{в шлак}}}$ – масса железа переходящего в шлак, кг;

Mr_{FeO} – молекулярная масса FeO;

Ar_{Fe} – атомная масса железа.

$$M_{\text{Mn}_{\text{в шлак}}} = M_{\text{Mn}_{\text{шлакообр.}}} \cdot h_{\text{Mn}_{\text{в шлак}}} = 16,13 \cdot 0,4 = 6,45 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Mn}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса марганца, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$h_{\text{Mn}_{\text{в шлак}}}$ – коэффициент перехода марганца в шлак.

$$M_{\text{MnO}_{\text{шлакообр.}}} = M_{\text{Mn}_{\text{в шлак}}} \cdot \frac{Mr_{\text{MnO}}}{Ar_{\text{Mn}}} = 6,45 \cdot \frac{55 + 16}{55} = 8,33 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Mn}_{\text{в шлак}}}$ – масса марганца переходящего в шлак, кг;
 Mr_{MnO} – молекулярная масса MnO;
 Ar_{Mn} – атомная масса марганца.

$$M_{\text{S}_{\text{в шлак}}} = M_{\text{S}_{\text{шлакообр.}}} \cdot h_{\text{S}_{\text{в шлак}}} = 1,68 \cdot 0,85 = 1,43 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{S}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса серы, поступающей в доменную печь со всеми материалами, кг;
 $h_{\text{S}_{\text{в шлак}}}$ – коэффициент перехода серы в шлак.

Количество кремнезёма, переходящего в шлак:

$$M_{\text{SiO}_2 \text{ в шлак}} = M_{\text{SiO}_2 \text{ шлакообр.}} - M_{\text{SiO}_2 \text{ в чугу}} = 289,60 - 17,14 = 272,46 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{SiO}_2 \text{ шлакообр.}}$ – масса кремнезёма, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;
 $M_{\text{SiO}_2 \text{ в чугу}}$ – масса кремнезёма в чугуне, кг.

$$M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ в шлак}} = M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ шлакообр.}} - M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ в чугу}} = 32,14 - 0 = 32,14 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ шлакообр.}}$ – масса глинозёма, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;
 $M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ в чугу}}$ – масса глинозёма в чугуне, кг.

$$M_{\text{CaO}_{\text{в шлак}}} = M_{\text{CaO}_{\text{шлакообр.}}} - M_{\text{CaO}_{\text{в чугу}}} = 241,20 - 0 = 241,20 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{CaO}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса извести, поступающей в доменную печь со всеми материалами, кг;
 $M_{\text{CaO}_{\text{в чугу}}}$ – масса извести в чугуне, кг.

$$M_{\text{MgO}_{\text{в шлак}}} = M_{\text{MgO}_{\text{шлакообр.}}} - M_{\text{MgO}_{\text{в чугу}}} = 11,65 - 0 = 11,65 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{MgO}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса магнезии, поступающей в

доменную печь со всеми материалами, кг;

$M_{\text{MgO в чугу́н}}$ – масса магнезии в чугу́не, кг.

Таблица 2

Расчёт количества элементов и соединений, вносимых в печь с шихтовыми материалами и коксом.

Материал	Содержание						
	Fe	Mn	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Рудная смесь, %	51,95	0,90	0,05	15,10	1,25	13,45	0,65
Рудная смесь, кг	930,97	16,13	0,90	270,60	22,40	241,03	11,65
Зола кокса, %	15,63	-	1,80	43,50	22,30	0,40	0,01
Зола кокса, кг	6,83	0,00	0,79	19,00	9,74	0,17	0,00
Итого	937,80	16,13	1,68	289,60	32,14	241,20	11,65
Переходит в чугу́н	934,98	9,68	0,08	17,14	0,00	0,00	0,00
Переходит в шлак	2,81	6,45	1,43	272,46	32,14	241,20	11,65

9. Основность шлака составит:

$$B = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{241,20 + 11,65}{272,46 + 32,14} = 0,83.$$

10. Требуется основных оксидов (CaO + MgO) для нейтрализации кислых (SiO₂ + Al₂O₃) и получения шлака заданной основности:

$$M_{\text{CaO}+\text{MgO}_{\text{треб.}}} = B \cdot (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3).$$

$$M_{\text{CaO}+\text{MgO}_{\text{треб.}}} = 1,1 \cdot (272,46 + 32,14) = 335,06 \text{ кг.}$$

11. Имеется (CaO + MgO) (согласно таблице 2):

$$M_{\text{CaO}+\text{MgO}_{\text{имеется}}} = M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}} = 241,20 + 11,65 = 252,85 \text{ кг.}$$

12. Недостаток (CaO + MgO) составляет:

$$M_{\text{CaO}+\text{MgO}_{\text{недостаток}}} = M_{\text{CaO}+\text{MgO}_{\text{треб.}}} - M_{\text{CaO}+\text{MgO}_{\text{имеется}}}.$$

$$M_{\text{CaO}+\text{MgO}_{\text{недостаток}}} = 335,06 - 252,85 = 82,21 \text{ кг.}$$

Недостаток восполняется доломитизированным известняком, состав которого представлен в таблице 1.

13. В доломитизированном известняке свободных (CaO + MgO) содержится:

$$[\text{CaO} + \text{MgO}]_{\text{своб.}} = (\text{CaO} + \text{MgO}) - B \cdot (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3),$$

$$[\text{CaO} + \text{MgO}]_{\text{своб.}} = (38,5 + 12,6) - 1,1 \cdot (1,2 + 1,1) = 48,57\%.$$

14. Потребуется доломитизированного известняка:

$$M_{\text{изв.}} = \frac{M_{\text{CaO}+\text{MgO}_{\text{недост.}}}}{[\text{CaO} + \text{MgO}]_{\text{своб.}}} = \frac{82,21}{0,4857} = 169,26 \text{ кг.}$$

15. Расчёт количества шлакообразующих на 1 т. чугуна, кг.

Расчёт общей массы шлакообразующих на 1 т. чугуна из рудного сырья и золы кокса определим по формуле:

$$M_{\text{общ. шлакообр.}} = \sum M_{i \text{шлакообр.}}$$

где $M_{\text{общ. шлакообр.}}$ – общая масса всех шлакообразующих на 1 т. чугуна поступающих в доменную печь со всеми материалами, кг;

$\sum M_{i \text{шлакообр.}}$ – сумма масс каждого шлакообразующего компонента поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг.

$$M_{\text{общ. шлакообр.}} = M_{\text{FeO}_{\text{шлакообр.}}} + M_{\text{MnO}_{\text{шлакообр.}}} + M_{\text{S}_{\text{шлакообр.}}} + \\ + M_{\text{SiO}_2 \text{вшлак}} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{шлакообр.}} + M_{\text{CaO}_{\text{шлакообр.}}}$$

$$M_{\text{общ. шлакообр.}} = 3,61 + 8,33 + 1,43 + 272,46 + 32,14 + \\ + 241,20 + 11,65 = 570,82 \text{ кг.}$$

Масса каждого компонента доломитизированного известняка рассчитывается по формуле:

$$M_{i \text{ изв.}} = \frac{[i]}{100} \cdot M_{\text{изв.}}$$

где $M_{i \text{ изв.}}$ – масса компонентов доломитизированного известняка;

$M_{\text{изв.}}$ – масса извести;

$[i]$ – компонент доломитизированного известняка.

$$M_{\text{SiO}_2 \text{ изв.}} = \frac{[\text{SiO}_2]}{100} \cdot M_{\text{изв.}} = \frac{1,2}{100} \cdot 169,26 = 2,03 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{SiO}_2 \text{ изв.}}$ – масса кремнезёма доломитизированного известняка;

$M_{\text{изв.}}$ – масса извести;

$[\text{SiO}_2]$ – содержание кремнезёма в доломитизированном известняке.

$$M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ изв.}} = \frac{[\text{Al}_2\text{O}_3]}{100} \cdot M_{\text{изв.}} = \frac{1,1}{100} \cdot 169,26 = 1,86 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ изв.}}$ – масса глинозёма доломитизированного известняка;

$M_{\text{изв.}}$ – масса извести;

$[\text{Al}_2\text{O}_3]$ – содержание глинозёма в доломитизированном известняке.

$$M_{\text{CaO изв.}} = \frac{[\text{CaO}]}{100} \cdot M_{\text{изв.}} = \frac{38,5}{100} \cdot 169,26 = 65,16 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{CaO изв.}}$ – масса извести доломитизированного известняка;

$M_{\text{изв.}}$ – масса извести;

$[\text{CaO}]$ – содержание извести в доломитизированном известняке.

$$M_{\text{MgO изв.}} = \frac{[\text{MgO}]}{100} \cdot M_{\text{изв.}} = \frac{12,6}{100} \cdot 169,26 = 21,33 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{MgO изв.}}$ – масса магнезии доломитизированного известняка;

$M_{\text{изв.}}$ – масса извести;
 $[MgO]$ – содержание магнeзии в доломитизированном известняке.

Расчёт общей массы шлакообразующих на 1 т. чугуна из доломитизированного известняка рассчитывается по формуле:

$$M_{\text{общ. изв.}} = \sum M_{i \text{ изв.}},$$

где $M_{\text{общ. изв.}}$ – общая сумма массы всех шлакообразующих на 1 т. чугуна из доломитизированного известняка, кг;

$\sum M_{i \text{ изв.}}$ – сумма масс каждого компонента доломитизированного известняка, кг.

$$M_{\text{общ. изв.}} = M_{\text{MnO}_{\text{изв.}}} + M_{\text{SiO}_{2\text{изв.}}} + M_{\text{Al}_2\text{O}_{3\text{изв.}}} + M_{\text{CaO}_{\text{изв.}}}$$

$$M_{\text{общ. изв.}} = 2,03 + 1,86 + 65,16 + 21,33 = 90,38 \text{ кг.}$$

Итого общая масса оксида железа поступающего в печь из рудого сырья и золы и из доломитизированного известняка на 1 т. чугуна:

$$M_{\text{FeO}} = M_{\text{FeO}_{\text{шлакообр.}}} + M_{\text{Fe}_{\text{изв.}}} = 3,61 + 0 = 3,61 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{FeO}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса оксида железа, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$M_{\text{Fe}_{\text{изв.}}}$ – масса оксида железа в извести, кг.

Итого общая масса оксида марганца поступающего в печь из рудого сырья и золы и из доломитизированного известняка на 1 т. чугуна:

$$M_{\text{MnO}} = M_{\text{MnO}_{\text{шлакообр.}}} + M_{\text{MnO}_{\text{изв.}}} = 8,33 + 0 = 8,33 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{MnO}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса оксида марганца, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$M_{\text{MnO}_{\text{изв.}}}$ – масса оксида марганца в извести, кг.

Итого общая масса серы поступающей в печь из рудого сырья и золы и из доломитизированного известняка на 1 т. чугуна:

$$M_S = M_{S_{\text{шлакообр.}}} + M_{S_{\text{изв.}}} = 1,43 + 0 = 1,43 \text{ кг.}$$

где $M_{S_{\text{шлакообр.}}}$ – масса серы, поступающей в доменную печь со всеми материалами, кг;

$M_{S_{\text{изв.}}}$ – масса серы в извести, кг.

Итого общая масса кремнезёма поступающего в печь из рудого сырья и золы и из доломитизированного известняка на 1 т. чугуна:

$$M_{\text{SiO}_2} = M_{\text{SiO}_2_{\text{шлакообр.}}} + M_{\text{SiO}_2_{\text{изв.}}} = 272,46 + 2,03 = 274,49 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{SiO}_2_{\text{шлакообр.}}}$ – масса кремнезёма, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$M_{\text{SiO}_2_{\text{изв.}}}$ – масса кремнезёма в извести, кг.

Итого общая масса глинозёма поступающего в печь из рудого сырья и золы и из доломитизированного известняка на 1 т. чугуна:

$$M_{\text{Al}_2\text{O}_3} = M_{\text{Al}_2\text{O}_3_{\text{шлакообр.}}} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3_{\text{изв.}}} = 32,14 + 1,86 = 34,00 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{Al}_2\text{O}_3_{\text{шлакообр.}}}$ – масса глинозёма, поступающего в доменную печь со всеми материалами, кг;

$M_{\text{Al}_2\text{O}_3_{\text{изв.}}}$ – масса глинозёма в извести, кг.

Итого общая масса извести поступающей в печь из рудого сырья и золы и из доломитизированного известняка на 1 т. чугуна:

$$M_{\text{CaO}} = M_{\text{CaO}_{\text{шлакообр.}}} + M_{\text{CaO}_{\text{изв.}}} = 241,20 + 65,16 = 306,36 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{CaO}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса извести, поступающей в доменную печь со всеми материалами, кг;

$M_{\text{CaO}_{\text{изв.}}}$ – масса извести, кг.

Итого общая масса магнезии поступающего в печь из рудого сырья и золы и из доломитизированного известняка на 1 т. чугуна:

$$M_{\text{MgO}} = M_{\text{MgO}_{\text{шлакообр.}}} + M_{\text{MgO}_{\text{изв.}}} = 11,65 + 21,33 = 32,98 \text{ кг.}$$

где $M_{\text{MgO}_{\text{шлакообр.}}}$ – масса магнезии, поступающей в доменную печь со всеми материалами, кг;

$M_{\text{MgO}_{\text{изв.}}}$ – масса магнезии в извести, кг.

Итого общую массу всех шлакообразующих поступающих в печь из рудого сырья и золы и из доломитизированного известняка на 1 т. чугуна рассчитаем по формуле:

$$M_{\text{общая}} = \sum M_i,$$

где $M_{\text{общая}}$ – общая масса всех шлакообразующих на 1 т. чугуна, кг;

$\sum M_i$ – сумма масс всех компонентов шлакообразующих, кг.

$$M_{\text{общая}} = M_{\text{FeO}} + M_{\text{MnO}} + M_{\text{S}} + M_{\text{SiO}_2} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3} + M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}}.$$

$$M_{\text{общая}} = 3,61 + 8,33 + 1,43 + 274,49 + 34,00 + 306,36 + 32,98 = 661,2 \text{ кг.}$$

Процентное содержание каждого вещества в шлаке рассчитывается по формуле:

$$C_m \% = \frac{M_x \cdot 100}{M_{\text{общ.}}} = \frac{M_x \cdot 100}{(M_x + M_y + \dots + M_n)}, \%$$

где $C_m\%$ – процентное содержание вещества;

M_x – масса вещества;

$M_{\text{общ.}}$ – общая масса, которая складывается из масс

$M_x, M_y, \dots M_n$ – составляющих веществ.

$$C_{\text{FeO}}\% = \frac{M_{\text{FeO}} \cdot 100}{(M_{\text{FeO}} + M_{\text{MnO}} + M_{\text{S}} + M_{\text{SiO}_2} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3} + M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}})}, \%$$

$$C_{\text{FeO}}\% = \frac{3,61 \cdot 100}{(3,61 + 8,33 + 1,43 + 274,49 + 34,00 + 306,36 + 32,98)} = 0,55 \%$$

$$C_{\text{MnO}}\% = \frac{M_{\text{MnO}} \cdot 100}{(M_{\text{FeO}} + M_{\text{MnO}} + M_{\text{S}} + M_{\text{SiO}_2} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3} + M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}})}, \%$$

$$C_{\text{MnO}}\% = \frac{8,33 \cdot 100}{(3,61 + 8,33 + 1,43 + 274,49 + 34,00 + 306,36 + 32,98)} = 1,26 \%$$

$$C_{\text{S}}\% = \frac{M_{\text{S}} \cdot 100}{(M_{\text{FeO}} + M_{\text{MnO}} + M_{\text{S}} + M_{\text{SiO}_2} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3} + M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}})}, \%$$

$$C_{\text{S}}\% = \frac{1,43 \cdot 100}{(3,61 + 8,33 + 1,43 + 274,49 + 34,00 + 306,36 + 32,98)} = 0,22 \%$$

$$C_{\text{SiO}_2}\% = \frac{M_{\text{SiO}_2} \cdot 100}{(M_{\text{FeO}} + M_{\text{MnO}} + M_{\text{S}} + M_{\text{SiO}_2} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3} + M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}})}, \%$$

$$C_{\text{SiO}_2}\% = \frac{274,49 \cdot 100}{(3,61 + 8,33 + 1,43 + 274,49 + 34,00 + 306,36 + 32,98)} = 41,51 \%$$

$$C_{\text{Al}_2\text{O}_3}\% = \frac{M_{\text{Al}_2\text{O}_3} \cdot 100}{(M_{\text{FeO}} + M_{\text{MnO}} + M_{\text{S}} + M_{\text{SiO}_2} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3} + M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}})}, \%$$

$$C_{\text{Al}_2\text{O}_3}\% = \frac{34,00 \cdot 100}{(3,61 + 8,33 + 1,43 + 274,49 + 34,00 + 306,36 + 32,98)} = 5,14 \%$$

$$C_{\text{CaO}}\% = \frac{M_{\text{CaO}} \cdot 100}{(M_{\text{FeO}} + M_{\text{MnO}} + M_{\text{S}} + M_{\text{SiO}_2} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3} + M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}})}, \%$$

$$C_{\text{CaO}}\% = \frac{306,36 \cdot 100}{(3,61 + 8,33 + 1,43 + 274,49 + 34,00 + 306,36 + 32,98)} = 46,33 \%$$

$$C_{\text{MgO}}\% = \frac{M_{\text{MgO}} \cdot 100}{(M_{\text{FeO}} + M_{\text{MnO}} + M_{\text{S}} + M_{\text{SiO}_2} + M_{\text{Al}_2\text{O}_3} + M_{\text{CaO}} + M_{\text{MgO}})}, \%$$

$$C_{\text{MgO}}\% = \frac{32,98 \cdot 100}{(3,61 + 8,33 + 1,43 + 274,49 + 34,00 + 306,36 + 32,98)} = 4,99 \%$$

16. Проверим правильность подобранной шихты:

$$\Sigma C_i \% = \Sigma C_m \%,$$

где $\Sigma C_i \%$ – суммарное процентное содержание шихты на 1 т. чугуна;

$\Sigma C_m \%$ – суммарное процентное содержание каждого вещества на 1 т. чугуна.

$$\Sigma C_{\text{шихты}} \% = C_{\text{FeO}} \% + C_{\text{MnO}} \% + C_{\text{S}} \% + C_{\text{SiO}_2} \% + C_{\text{Al}_2\text{O}_3} \% + C_{\text{CaO}} \% + C_{\text{MgO}} \%,$$

$$\Sigma C_{\text{шихты}} \% = 0,55\% + 1,26\% + 0,22\% + 41,51\% + 5,14\% + 46,33\% + 4,99\% = 100\%.$$

Таблица 3.

Расчёт количества шлакообразующих на 1 т. чугуна, кг.

Материал	Содержание, кг							Итого
	FeO	MnO	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	
Из рудого сырья и золы	3,61	8,33	1,43	272,46	32,14	241,20	11,65	570,82
Из доломитизированного известняка	-	-	-	2,03	1,86	65,16	21,33	90,38
Итого, кг	3,61	8,33	1,43	274,49	34,00	306,36	32,98	661,20
Итого, %	0,55	1,26	0,22	41,51	5,14	46,33	4,99	100,00

17. Для выплавки чугуна с использованием сернистого кокса полная основность шлака определяется по выражению:

$$B = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{46,33 + 4,99}{41,51 + 5,14} = 1,1.$$

7.4. Варианты заданий

Таблица 4.

№ варианта	Количество агломерата № 1 в шихте, %	Количество агломерата № 2 в шихте, %	Основность шлака	Расход кокса, кг
1	2	3	4	5

1	2	3	4	5
1	60	40	1,1	380
2	55	45	1,15	385
3	50	50	1,2	390
4	40	60	1,25	400
5	30	70	1,3	410
6	20	80	1,12	420
7	10	90	1,16	430
8	0	100	1,24	440
9	100	0	1,3	450
10	90	10	1,14	380

Таблица 5.

Химический состав рудного сырья.

Агломерат	Fe	Mn	S	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃
№ 1	53,20	1,40	0,040	12,86	0,40	15,25	1,30
№ 2	57,04	0,33	0,050	8,40	2,75	8,86	2,42

Таблица 6.

№ варианта	Состав чугуна, %			Содержание золы в коксе, %	№ золы кокса	№ флюса
	Si	S	Fe			
1	0,6	0,04	94,50	10,4	1	1
2	0,7	0,04	93,20	9,8	2	2
3	0,8	0,05	93,60	11,5	1	3
4	0,9	0,04	93,40	12,4	2	1
5	0,7	0,04	93,40	9,6	1	2
6	0,5	0,05	94,20	8,9	2	3
7	0,5	0,05	94,60	11,2	1	1
8	0,6	0,05	92,90	10,8	2	2
9	0,8	0,04	93,80	11	1	3
10	0,6	0,04	94,50	10,2	2	1

Таблица 7.

Химический состав золы кокса %.

№	Fe	Mn	S	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃
1	5,60	0,54	1,280	3,20	2,00	49,20	26,90
2	3,80	0,62	1,820	2,80	2,16	42,80	22,40

Таблица 8.

Состав флюса.

№	Наименование месторождения	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃
1	Аккермановский известняк	54,00	0,70	1,70	0,50
2	Еленовский известняк	53,50	0,85	1,75	0,80
3	Барсуковский известняк	54,50	0,78	0,79	0,12

Таблица 9.

Коэффициент перехода элемента в чугун и шлак

Элемент	Коэффициент	
	перехода в чугун	перехода в шлак
Fe	0,997	0,003
Mn	0,6	0,4
S	0,05	0,85
Al	0	
Ca	0	
Mg	0	

Таблица 10.

Молярная и атомная масса элементов

Элемент	Молекулярная масса элемента $M_{r_{ij}}$	Атомная масса элемента, A_{r_i}
Fe		55,847 (56)
O		15,9994 (16)
Mn		54,9380 (55)
Si		28,086 (28)
FeO	$55,847 (56) + 15,9994 (16) = 71,8464 (72)$	
MnO	$54,9380 (55) + 15,9994 (16) = 70,9374 (71)$	
SiO ₂	$28,086 (28) + 2 \cdot 15,9994 = 60,0848 (60)$	

7.5. Контрольные вопросы

1. Каким выражением определяется масса каждого компонента в рудной смеси?
2. По какой реакции происходит переход кремния в чугун?
3. Что означает коэффициент η_i ?
4. Что означает коэффициент h_i ?
5. Что означает $M_{r_{ij}}$?

6. Что означает Ag_i ?
7. При каких значениях основность шлака является оптимальным?
8. Каким компонентом восполняется недостаток основных оксидов?
9. Какое значение в сумме должна иметь правильно подобранная шихта после проверки?
10. Каким выражением определяется полная основность шлака?

7.6. Список литературы

1. Metallurgiya chuguna: uchebnik / E.F. Vegman, B.N. Zherebin, A.K. Poxvisnev i dr. – M.: Akademkniga, 2004. – 774 s.
2. Vegman E.F. Kratkiy spravochnik domenщика. – M.: Metallurgiya, 1981. – 238 s.
3. Poltavec V.V. Domennoye proizvodstvo. – M.: Metallurgiya, 1981. – 414 s.
4. Zheliezorudnaya baza chernoy metallurgii SSSR. / Pod red. I.P. Bardina. – M.: Izd. AN SSSR, 1957. – 566 s.
5. Harlamovich G.D., Kauffman A.A. Tekhnologiya koksohimicheskogo proizvodstva. – M.: Metallurgiya, 1995. – 384 s.