

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ, НАУКИ И  
ИННОВАЦИЙ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ ИСЛАМА КАРИМОВА**

**Арибжонова Д.Э., Бекназарова Г.Б.**

**РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ**

**МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ**

**Ташкент 2023**

---

УДК 669.075

Методическое пособие к практическим занятиям «Ресурсосберегающие технологии в металлургии». Арибжонова Д.Э., Бекназарова Г.Б., - Ташкент: ТашГТУ, 2023.-74 с.

В методическом пособии на основе теоретических процессов, осуществляемых в черной металлургии, показаны практические занятия, основанные на химических и термохимических закономерностях, встречающихся в этих процессах. Приведены особенности механизма и кинетики металлургических процессов, описаны пути интенсификации процессов.

Работа рекомендуется в качестве методического пособия для студентов металлургических учебных заведений. Она может быть полезна мастерам в данной области, учащимся профессиональных колледжей и инженерно-техническим специалистам, работающим в научно-исследовательских и промышленных предприятиях.

*Печатается по решению научно-методического совета Ташкентского государственного технического университета. Протокол №6 от 30 марта 2023г.*

Рецензенты:

доц.Аминджанова С. – (ТашГТУ)

зав. кафедра: Бердияров Б.Т. – (ТашГТУ)

© Ташкентский государственный технический университет, 2023

## **ВВЕДЕНИЕ**

Цель данного пособия «Ресурсосберегающие технологии в металлургии» – ознакомление студентов с современными достижениями и перспективами развития ресурсосберегающих технологий в производстве цветных, черных, редких и драгоценных металлов, а также формирование навыков анализа актуальных вопросов и нахождение решения металлургических задач на его основе с использованием ресурсосберегающих технических решений. Для достижения этой цели пособие выполняет задачи формирования у студентов теоретических знаний, практических навыков, методического и научного подхода к процессам, а также научного мировоззрения.

В методическом пособии изложены практические занятия по ресурсосберегающим технологиям, встречающимся в этих процессах, с опорой на теоретические основы металлургических процессов. Важные металлургические процессы: расчет рационального состава руд и концентратов, технологические процессы переработки сырья

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 1**  
**РАСЧЕТ РАЦИОНАЛЬНОГО СОСТАВА РУД И**  
**ОБОГАЩЕНИЯ (часть 1).**  
(2 часа)

**Цель работы:** определение как элементы распределяются в минералогическом составе руд при расчете рационального состава руд и обогащения.

Расчет рационального состава ведут, как и другие металлургические расчеты, на 100 кг сухого вещества. Для проведения расчета необходимо знать химический (количественно) и минеральный состав концентрата (качественно). При этом окислы пустой породы, как правило, оставляют в виде простейших соединений ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO}$  и др.). Окислы кальция и магния в некоторых случаях пересчитывают на карбонаты или сульфаты.

***Расчет рационального состава медного халькопирит-пиритного концентрата***

Расчет здесь и в дальнейшем ведется на 100 кг шихты. Химический состав концентрата: 18% Cu, 33% Fe, 37% S, 6% Zn, 4%  $\text{SiO}_2$ , 1%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 1% прочие элементы. Основные минералы: халькопирит, пирит, пирротин, сфалерит, силикаты. Отмечаем, что анализ сделан с большой точностью. Количество прочих элементов всего 1%. В них входят необходимые для образования силикатов натрия, калий или кальций. Часть прочих элементов приходится на кислород магнетита, небольшие количества которого присутствуют в медных и медно-никелевых рудах.

Определим количество серы в сфалерите:  $X_1 = 32,6 : 65 = 2,95$  кг. Следовательно, всего сфалерита будет  $6 + 2,95 = 8,95$  кг. Определим количество железа и серы в халькопирите: количество серы равно количеству меди, т. е. 18 кг, количество железа равно  $X_2 = 56 \cdot 18 : 64 = 15,75$  кг.

Количество халькопирита равно  $18 + 15,75 + 18 = 51,75$  кг.

Определим остатки серы и железа соответственно:  $37 - 18 - 2,95 = 16,05$  кг;

$33 - 15,75 = 17,25$  кг.

Примем, что количество железа в пирите  $X_3$  кг и в пирротине по разности  $17,25 - X_3$  кг. Количество серы, связанное в пирите, равно  $X_3 \cdot 56 : 56$ , а в пирротине  $(17,25 - X_3) \cdot (32 \cdot 8) : (56 \cdot 7)$  кг (здесь принято, что пирротин присутствует в моноклинной форме, т. е. имеет состав  $\text{Fe}_7\text{S}_8$ ).

Их сумма равна всему остатку серы:  $X_{364} : 56 + (17,25 - X_3) (32*8) : (56*7) = 16,05$  кг.

Решая это уравнение, находим  $X_3 = 9,77$  кг. Отсюда количество пирита равно 20,93 кг, а пирротина 12,37 кг. Результаты расчета сводим в табл.1.1.

**Таблица 1.1.**

**Рациональный состав медного концентрата, %**

Наименование минералов	Си	Fe	S	Zn	Порода	Всего
Халькопирит	18	15,75	18,0	-	-	51,75
Пирит	-	9,77	11,16	-	-	20,93
Пирротин	-	7,48	4,89	-	-	12,37
Сфалерит	-	-	2,95	6,0	-	8,95
Порода	-	-	-	-	6,0	6,0
Итого	18	33	37	6	6	100

**Контрольные вопросы**

1. Что называется рудой?
2. На что обращать внимание при поиске рационального контента?
3. Что такое обогащение?

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 2**

**РАСЧЕТ РАЦИОНАЛЬНОГО СОСТАВА РУД И КОНЦЕНТРАТОВ (часть 2).**

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков как элементы распределены в Минералогическом составе богатых медных концентратов при расчете рационального состава руд и концентратов.

Химический состав концентрата: 38% Cu, 7% Fe, 12% S, 43% силикаты и кварц. Основные минералы: борнит и халькозин; отмечаются халькопирит, сфалерит и галенит. Предположим, что в борните связано  $X$  кг меди и, следовательно, в халькозине  $38 - X$  кг. В соответствии с составом минералов в борните содержится серы  $X/128 : 320 = 0,4 X$ , в халькозине  $(38 - X) 32 : 128 = (38 - X) 1/4$  кг. В сумме эти количества равны 12 кг.

Составляем уравнение

$$0,4X + (38 - X) \cdot \frac{1}{4} = 12; \quad X = 16,67 \text{ кг.}$$

Меди в халькозине  $38 - 16,67 = 21,33$  кг. Отсюда по формуле борнита и халькозина получаем их массы: для борнита  $16,67$  (меди) +  $2,92$  (железа) +  $6,67$  (серы) =  $26,26$  (всего), кг, для халькозина  $21,33 + 5,33 = 26,66$  кг.

Остаток железа  $7,0 - 2,92 = 4,08$  кг находится в виде окислов и силикатов. Результаты расчета сводим в табл. 2.2.

**Таблица 2.2.**

***Рациональный состав богатого медного концентрата, %***

Наименование минералов	Cu	Fe	S	порода	всего
Борнит	16,67	2,92	6,67	-	26,26
Халькозин	21,33	-	5,33	-	26,66
Окислы железа	-	4,08	-	-	4,08
Порода	-	-	-	43,00	43,00
Итого	38,0	7,0	12,00	43,0	100,00

***Расчет рационального состава цинкового концентрата***

Химический состав концентрата: 52% Zn, 33% S, 2% Cu, 2% Pb, 8% Fe, 3% прочие.

Основные минералы: сфалерит железистый (марматит), халькопирит, галенит, пирит, кварц. Имеющиеся в концентрате кадмий, кобальт, индий, ртуть, селен, серебро, фтор, хлор, мышьяк и др. при расчете рационального состава не учитываем. Отметим, что в железистой разновидности сфалерита железо находится в виде FeS. Таким образом, в данном случае железо входит в состав трех минералов: халькопирита, пирита и сфалерита. Определим количество серы и железа в халькопирите. Судя по химической формуле халькопирита ( $CuFeS_2$ ), количество серы в нем равно количеству меди и в данном случае равно 2 кг.

Находим массу железа, связанного в халькопирите:

$X - 2 \cdot 56 : 64 = 1,75$  кг. Всего халькопирита имеем  $2,0 + 1,75 + 2,0 = 5,75$  кг. Количество серы в галените равно  $2 \cdot 32 : 207 = 0,31$  кг. Всего галенита  $2,00 + 0,31 = 2,31$  кг.

Аналогично определяем количество серы в сфалерите и его массу:  $52 \cdot 32 : 65 = 25,6$  кг серы и  $52,00 + 25,6 = 77,60$  кг сфалерита.

Определяем остатки серы и железа: серы  $33,00 - 2,0 - 0,31 - 25,6 = 5,09$  кг; железа  $8,00 - 1,75 = 6,25$  кг.

Составляем уравнение, принимая количество железа в простом сульфиде за  $X$ , а в пирите за  $6,25 - X$ :

$$X \cdot 32 : 56 + (6,25 - X) \cdot 64 : 56 = 5,09.$$

Отсюда  $X = 3,59$  кг железа. С ним связано серы  $3,59 \cdot 32 : 56 = 2,05$  кг. Всего сульфида железа имеем  $3,59 + 2,05 = 5,64$  кг. В процентах от массы сфалерита это составляет  $5,64 \cdot 100 : 77,60 = 7,27\%$ , что соответствует данным учебной литературы по минералогии, согласно которой сфалерит содержит до 20% FeS. Количество пирита в концентрате составляет  $6,25 - 3,59 + 5,09 - 2,05 = 5,7$  кг. Данные расчета сводим в табл.2.3.

**Таблица 2.3.**

**Рациональный состав цинкового концентрата, %**

Наименование минералов	Zn	Cu	Pb	S	Fe	порода	Всего
Сфалерит	52,0	-	-	27,65	3,59	-	83,24
Халькопирит	-	2,0	-	2,0	1,75	-	5,75
Галенит	-	-	2,0	0,31	-	-	2,31
Пирит	-	-	-	3,04	2,66	-	5,70
Порода	-	-	-	-	-	3,0	3,00
Итого	52,0	2,0	2,0	33,00	8,00	3,0	100,00

**Расчет рационального состава свинцового концентрата**

Химический состав концентрата: 52,0% Pb, 12,0% Zn, 4,0% Cu, 10,0% Fe, 16,0% S, 6% прочие.

В концентрате содержатся, кроме указанных элементов, еще золото, серебро, мышьяк, сурьма, висмут, селен и теллур, не учитываемые в последующих расчетах. Имеется также и примесь пустой породы. Основные минералы: галенит, сфалерит, халькопирит, пирит. Иногда присутствует арсенопирит.

Определяем количество галенита и серы в нем: галенита  $239 \cdot 52 : 207 = 59,99$  кг; серы  $52 : 207 \cdot 32 = 8,03$  кг.

Количество серы можно было найти просто, вычитая из массы галенита массу свинца:  $59,99 - 52,00 = 7,99$  кг. Расхождение результатов (ошибка на 0,5%) возникло из-за округления атомных масс. При расчете по точным атомным массам получаем массу галенита равной 60,04 кг и серы в нем 8,04 кг.

Определим количество халькопирита: всего  $4 \cdot 184 : 64 = 11,50$  кг; серы в нем, в соответствии с формулой, 4 кг; железа по разности  $11,50 - 8 = 3,5$  кг; по стехиометрии  $4 \cdot 56 : 64 = 3,5$  кг.

Определим количество сфалерита и серы в нем: сфалерита  $12 \cdot 97 : 65 = 17,90$  кг; серы  $12 \cdot 32 : 65 = 5,90$  кг. Остаток железа равен  $10 - 3,5 = 6,5$  кг. Остаток серы  $16 - 8,01 - 5,90 - 4 = -1,91$  кг.

Отрицательное значение, полученное при определении остатка серы, указывает на неточность исходных данных. В этом примере сказалось упомянутое выше контрольное значение расчета рационального состава. Как теперь найти причину ошибки? Установленный нами недостаток серы мог получиться по трем причинам:

- 1) неправильно указан химический состав концентрата (мало серы);
- 2) неправильно указан минералогический состав концентрата, например фактически присутствует малосернистый халькозин, а не высокосернистый халькопирит;
- 3) в концентрате присутствуют окисленные минералы свинца и цинка.

Легко убедиться в несостоятельности двух последних предположений. Пересчет халькопирита на халькозин освободит одновременно как серу (3 кг), так и железо (3,5 кг), вследствие чего потребуется связать все 10 кг железа при наличии всего 1 кг свободной серы. Пересчет, например, половины сульфида свинца на карбонат, чтобы освободить 4 кг серы, приводит к получению большого количества карбоната, который нельзя не заметить. Остается только первое предположение. Состав концентрата, указанного в нашем задании, сходится с составом проплавления на свинцовых заводах концентратов по всем элементам, кроме серы. В заводских концентратах ее содержится 20—21%. Таким образом, нам следует увеличить содержание серы до 21% и уменьшить содержание железа на 2,0% и прочих на 3,0%. Тогда остатки железа и серы составят: железа  $8 - 3,5 = 4,5$  кг, серы  $21 - 8,01 - 5,90 - 4,00 = 3,09$  кг.

Составим уравнение для определения количеств железа в пирите и простом сульфиде:

$$X64:56 + (4,5 - X) 32 : 56 = 3,09.$$

Отсюда  $X = 0,75$  кг и пирита будет  $0,75 + 64:56 - 0,75 = 1,61$  кг. Простого сульфида железа имеем  $4,5 - 0,75 + 3,09 - 0,86 = 3,75 + 2,23 = 5,98$  кг. Результаты расчета сводим в табл. 2.4.

Таблица 2.4.

**Рациональный состав свинцового концентрата**

Наименование минералов	Pb	Zn	Cu	Fe	S	Прочие	Всего
Галенит	52	-	-	-	8,04	-	60,04
Сфалерит	-	12	-	3,75	8,13	-	23,79
Халькопирит	-	-	4	3,50	4,00	-	11,50
Пирит	-	-	-	0,75	0,86	-	1,61
Прочие	-	-	-	-	-	3,0	3,00
Итого	52,0	12,0	4,0	8,00	21,00	3,0	100,00

**Контрольные вопросы**

1. Какие основные минералы содержатся в богатом обогащении медью?
2. Приведите минералы железа.
3. Расскажите о технологии производства цинка.

**ПРАКТИЧЕСКИЕ ЗАНЯТИЯ № 3-4**  
**РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ**  
**ПЕРЕРАБОТКИ РУДЫ.** (часть 1-2)  
(4 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков, на что обращать внимание при расчете технологических параметров переработки руд.

Минеральный состав сырья оказывает весьма сильное влияние на состав шлака, штейна и газов, получаемых во время плавки, на расход топлива или электроэнергии.

Например, из пирротина, состав которого отвечает химической формуле  $\text{Fe}_{12}\text{S}_{13}$ , во время нагревания (около  $1000^\circ\text{C}$ ) удалится по схеме  $\text{Fe}_{12}\text{S}_{13} \rightarrow 12\text{FeS} + \text{S}$  только 1/13 часть серы, или около 8%. В случае нагревания пирита ( $\text{FeS}_2$ ) при температуре около  $1000^\circ\text{C}$  удалится серы около 50%;  $\text{FeS}_2 \rightarrow \text{FeS} + \text{S}$ .

Аналогично некоторые медные минералы теряют во время плавки только 10—12% S, тогда как из других отгоняется (диссоциирует) до 25% S.

Пары серы реагируют с высшими окислами железа по следующей схеме:

$2\text{Fe}_2\text{O}_3 + 1/2 \text{S}_2 = 4\text{FeO} + \text{SO}_2$ , если мы рассчитывали получить шлак, богатый

FeO, вследствие протекания реакции  $2\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeS} = 5\text{FeO} + \text{SO}_2$ , то содержание FeO в нем будет заметно ниже рассчитанного (в примере на 20%). По этой же причине будет получен обедненный штейн (осталось FeS). Результаты плавки в целом оказываются значительно худшими, чем ожидаемые: про-

изводительность по проплаву шихты с получением маложелезистого тугоплавкого шлака уменьшится, штейн получится беднее запланированного, что затруднит его переработку.

Если в концентрате присутствуют карбонаты, то на их разложение требуется значительное количество тепла. Например, при разложении одного из широко применяемых флюсов — известняка — по реакции

$\text{CaCO}_3 = \text{CaO} + \text{CO}_2$  требуются 42 ккал на 100 г.

В расчете на 1 т известняка это эквивалентно 60 кг условного топлива, или 488 кВт·ч электроэнергии. При учете коэффициента полезного использования тепла, например равного 0,33, что характерно для отражательной плавки, эти цифры утроятся. На основании рассмотренных примеров можно сделать следующий общий вывод: металлург должен хорошо знать минеральный состав шихты.

Современная техника научных исследований предоставляет специалистам-производственникам большие возможности для определения минерального состава сырья. В первую очередь следует назвать микроскопию, позволяющую достаточно надежно определять качественный и приблизительный количественный состав сырья. Уточненные сведения о качественном составе сырья может дать рентгенографическое или электронографическое исследование. Различное отношение минералов к растворителям позволяет определить минеральный состав сырья химическими способами. Например, окисленные медные минералы можно растворить в смеси серной и сернистой кислот. При этом сульфидные минералы не растворяются. Таким образом, можно отдельно определить количество меди и в тех, и в других минералах. В свою очередь сульфидные минералы можно, применяя раствор цианидов, разделить на первичные (в основном халькопирит) и вторичные (например, халькозин), которые растворяются в цианидах. Такого рода химические исследования называют фазовым или рациональным анализом.

Все данные, полученные в результате полного химического (по элементам или окислам), микроскопического, рентгеновского и фазового анализа, обобщаются в виде рационального состава сырья. Рациональный состав сырья рассчитывают способами, показанными ниже.

При хороших исходных данных расчет рационального состава удастся сделать с полным связыванием элементов в указанные минералами соединения. Если же химический или минералогический анализ был сделан неточно, то один из элементов связывается не полностью. Следовательно, расчет рационального состава сырья является в известной мере контрольным и приводит, в конечном счете (после повторных анализов), к уточнению состава сырья и более точным расчетам металлургического процесса. До сих пор мы говорили о значении минерального состава сырья для уточнения режимов принятого процесса. В заключение следует сказать, что в некоторых случаях изменение состава сырья может привести к коренным изменениям в процессе.

Например, в медной промышленности известны некоторые случаи, когда вследствие крайне неудовлетворительных результатов обогащения окисленных руд приходилось применять для их переработки гидрометаллургию вместо обычной пирометаллургии. Аналогичный случай имел место и в никелевой промышленности, когда хорошо известные методы переработки сульфидного медно-никелевого сырья оказались неприменимыми для переработки никель-пирротиновых концентратов. Специальная автоклавно-окислительная технология заменила здесь электроплавку. Специальный кивцэт-процесс был разработан для переработки медно-цинковых концентратов. В заключение этого параграфа приводим минералы, наиболее часто встречающиеся в расчетах рационального состава сырья:

*Таблица 3.1.*

Название минерала	Химическая формула	Название минерала	Химическая формула
Пирит:		Сфалерит	ZnS
обычный	FeS <sub>2</sub>	Галенит	PbS
кобальтовый	(Co, Fe)S <sub>2</sub>	Арсенопирит	FeAsS
никелевый (бравоит)	(Ni, Fe)S <sub>2</sub>	Англезит	PbSO <sub>4</sub>
Пирротин:		Магнетит	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>

*Продолжение 3.1.*

гексагональный	$\text{Fe}_{12}\text{S}_{13}$	Ферриты	$\text{MeO}*\text{Fe}_2\text{O}_3$
моноклинный	$\text{Fe}_7\text{S}_8$	Церусит.	$\text{PbCO}_3$
Халькопирит	$\text{CuFeS}_2$	Смитсонит	$\text{ZnCO}_3$
Кубанит	$\text{CuFe}_2\text{S}_3$	Пентландит	$(\text{Ni}, \text{Fe})_9\text{S}_8$ или $(\text{Ni}, \text{Fe})\text{S}_2$
Борнит	$\text{Cu}_5\text{FeS}_4$	Миллерит	$\text{NiS}$
Халькозин	$\text{Cu}_2\text{S}$	Гематит	$\text{Fe}_2\text{O}_3$
Ковеллин	$\text{CuS}$		

**Контрольные вопросы**

1. На какие виды делятся руды?
2. Что такое природные ресурсы?
3. Разработка ресурсосберегающих технологий.

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 5**

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ СЛОЖНЫХ СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУД.**

(2 часа)

**Цель работы:** изучение расчета материального баланса процесса плавки сульфидного медного обогащения в отражательной печи.

***Технологические расчёты отражательной плавки сульфидного медного концентрата***

Переработка медных концентратов на штейн методом отражательной плавки занимает ведущее место в производстве меди. Это обстоятельство объясняется простотой процесса и относительно невысокими капитальными вложениями при крупных объемах производства. Основной недостаток отражательной плавки — невозможность регулирования десульфуризации и выделение большого объема отходящих газов, что делает процесс нерентабельным в случае их очистки от вредных веществ, пыли и, в частности, от  $\text{SO}_2$ .

Поскольку в последнее время значительно возросли требования по охране окружающей среды, в особенности чистоты воздушного бассейна, в мировой практике наблюдается замена отражательной плавки электроплавкой, плавкой во взвешенном состоянии и переработкой концентратов в конверторах.

В то же время плавка в отражательных печах пока еще сохраняется, а основные положения ее расчета идентичны расчетам электроплавки и плавки во взвешенном состоянии.

### ***Расчёт десульфуризации и состава штейна***

Необходимо определить десульфуризацию, состав и количество штейна при плавке в печи необоженных концентратов следующего состава: Cu - 20,0%, S - 34,3%, Fe - 29,2%, SiO<sub>2</sub> - 13,8%, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 1,0%, CaO - 0,7%, прочие - 1%. Расчет ведем на 100 кг концентрата по сухой массе.

В данном расчёте даются только характеристики концентрата и результаты расчета рационального состава концентрата.

Медь в концентрате представлена халькопиритом и ковелином в соотношении 9:1, железо- пиритом, CaO — известняком.

***Таблица 5.1.***

#### ***Рациональный состав медного концентрата, %***

Минералы	Cu	S	Fe	Всего
CuFeS <sub>2</sub>	18	18,2	15,8	52,0
CuS	2,0	1,0	-	3,0
FeS <sub>2</sub>	-	15,1	13,4	28,5
SiO <sub>2</sub>	-	-	-	13,8
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	1,0
CaCO <sub>3</sub>	-	-	-	1,25
Прочие	-	-	-	0,45
Итого	20,0	34,3	29,2	100,00

Десульфуризации протекает за счет диссоциации высших сульфидов и окисления сульфидов кислородом твердой шихты и жидких конверторных шлаков, заливаемых в печь.

В нашем случае кислород в твердой шихте отсутствует, и окисление сульфидов будет происходить только за счет кислорода жидких конверторных шлаков.

Определим десульфуризацию и состав штейнов без учета окисления сульфидов кислородом конверторного шлака. На основании рационального состава концентратов определим количество серы, выделившейся при диссоциации (кг):

по реакции  $2\text{CuFeS}_2 \rightarrow \text{Cu}_2\text{S} + 2\text{FeS} + \text{S}$  выделится 25% S, что составит  $18,2 * 0,25 = 4,5$  ;

по реакции  $\text{FeS}_2 + \text{FeS} + \text{S}$  выделится 50% S, что составит  
 $15,1 * 0,5 = 7,6$  ;

по реакции  $2\text{CuS} + \text{Cu}_2\text{S} + \text{S}$  выделится 50% S, что составит  
 $1,0 * 0,5 = 0,5$ .

Всего выделится таким образом серы  $4,5 + 7,6 + 0,5 = 12,6$  кг.  
В штейн перейдет серы  $34,3 - 12,6 = 21,7$  кг, а десульфуризация составит:

$$12,6 : 34,3 = 36,7\%.$$

По данным практики, извлечение меди в штейн при плавке сырых концентратов составляет 96-98%. Для определения состава штейна в нашем примере примем, что извлечение составляет 98%. В штейн перейдет меди из концентратов:

$$20 * 0,98 = 19,6 \text{ кг.}$$

С этим количеством меди свяжется серы:

$$19,6 * 32 : 127,0 = 4,94 \text{ кг.}$$

Остальная сера в количестве  $21,7 - 4,94 = 16,76$  кг свяжет железа:

$$16,76 * 55,85 : 32 = 29,2 \text{ кг,}$$

т. е. все железо концентратов в этом случае перейдет в штейн.

В заводских штейнах содержание серы колеблется в пределах 23 – 27%. Для нашего примера примем его равным 25% (правило В. Я. Мостовича). Выход штейна будет равен:

$$21,7 : 0,25 = 86,8 \text{ кг ,}$$

а содержание меди в штейне составит:

$$19,6 : 86,8 * 100 = 22,6\%.$$

По данным Б. П. Недведецкого, в штейне с таким содержанием меди присутствует кислорода 5,2%, связанного с железом, которое перешло в штейн из конверторных шлаков в виде  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ .

На основании этих данных получаем следующий предварительный состав штейна:

	%	кг		%	кг
Cu.....	22,6	19,6	O <sub>2</sub> .....	5,2	4,5
S.....	25,0	21,7	Fe.....	47,2	41,0

В штейн из конверторного шлака, возвращаемого в отражательную плавку, переходит железа в количестве

$$41 - 29,2 = 11,8 \text{ кг.}$$

Для определения кислорода, связанного с магнетитом конверторного шлака, примем, что все железо штейна переходит в конверторный шлак состава:  $\text{Cu}$  -3%,  $\text{SiO}_2$  - 23%,  $\text{Fe}$  - 48%,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  - 6,1%,  $\text{O}_2$  - 15,2%,  $\text{S}$  - 1,4%, прочие - 3,3%. Количество конверторного шлака составляет:

$$41 : 0,48 = 85,4 \text{ кг.}$$

Определим количество магнетита в конверторном шлаке по отношению кислорода к железу.

$$\text{В } \text{FeO} \quad \text{O}_2 : \text{Fe} = 16 : 55,85 = 0,286 \text{ кг;}$$

$$\text{в } \text{Fe}_3\text{O}_4 \quad \text{O}_2 : \text{Fe} = 64 : 167,55 = 0,382 \text{ кг;}$$

$$\text{в нашем шлаке } \text{O}_2 : \text{Fe} = 15,2 : 48 = 0,323 \text{ кг.}$$

Из полученных соотношений составляем уравнение

$$15,2 = 0,268X + (48 - X) 0,382$$

где  $X$  — количество железа, связанного в виде  $\text{FeO}$ , а  $(48 - X)$  — количество железа, связанного в виде  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ .

Решая уравнение, находим  $X = 32,8$ . С этим железом связано кислорода

$$32,80 * 16 : 55,85 = 9,40 \text{ кг.}$$

В  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  количество железа равно

$$48 - 32,8 = 15,20 \text{ кг}$$

количество кислорода

$$15,20 * 64 : 167,55 = 5,80 \text{ кг.}$$

Итого в конверторном шлаке содержится магнетита:

$$15,20 + 5,80 = 21,0 \text{ кг, или } 21,0\%.$$

С конверторным шлаком поступит магнетита:

$$41,0 : 0,48 * 0,21 = 17,90 \text{ кг.}$$

Практически он весь переходит в штейн. Небольшое количество серы окисляется воздухом, поступившим через неплотности в кладке печи. Всего с учетом диссоциации в газы перейдет серы:

$$0,80 + 12,6 = 13,40 \text{ кг,}$$

а десульфуризация при плавке составит

$$13,40 : 34,3 - 100 = 39,1\%,$$

в том числе 0,8 кг, или около 2,5%, за счет окисления сульфидов.

По данным практики примем, что извлечение меди из конверторного шлака в отражательной печи составляет 85%. В штейн из конверторного шлака перейдет меди:

$$85,4 * 0,03 * 0,85 = 2,2 \text{ кг.}$$

С медью в штейн в виде  $\text{Cu}_2\text{S}$  перейдет серы:

$$2,2 * 32 : 127 = 0,55 \text{ кг.}$$

С учетом конверторного шлака в штейн перейдет серы:

$$34,3 - 12,6 - 0,80 + 0,55 = 21,45 \text{ кг};$$

меди  $19,6 + 2,2 = 21,8 \text{ кг}.$

На основании расчетов состав штейна при плавке сырой шихты с заливкой конверторных шлаков будет следующим:

	кг	%		кг	%
Cu.....	21,8	24,6	Fe.....	41,0	46,2
S.....	1,45	24,2	O <sub>2</sub> .....	4,5	5,0

Как показывают расчеты, при плавке необожженных концентратов в отражательной печи и заливке в печь конверторных шлаков в штейн переходит не только железо концентратов, но и часть железа конверторного шлака в виде магнетита, т.е. происходит циркуляция железа между печью и конвертором.

### **Контрольные вопросы**

1. Какие методы переработки сложных руд вы знаете?
2. Обоганительные фабрики в Узбекистане.
3. Структура отражательной печи.

## **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 6**

### **РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНОГО СЫРЬЯ (часть 1).**

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков технологического расчета процесса растворения сульфидных медных концентратов.

Необходимо определить состав и выход огарка, расход дутья, материальный и тепловой балансы обжига медной шихты состава, приведенного в табл.6.1. на дутье, обогащенном кислородом до 35%. Степень десульфуризации при обжиге принимаем 55%, температуру обжига-850<sup>0</sup>С. Расчет производим на 100 кг шихты.

В качестве флюса для плавки используют песчаники, добавляемые в концентрат перед обжигом. Подготовка шихты осуществляется смешиванием флюсовой и концентратной пульпы, фильтрацией и сушкой шихты в барабанных сушилках. Состав шихты, поступающей на обжиг, приведен в таблице 6.1.

Таблица 6.1.

## Состав медной шихты, %

Минералы	Cu	Ni	S	Fe	Всего
CuFeS <sub>2</sub>	17,3	–	17,45	15,25	50,0
CuFe <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	3,9	–	5,8	6,9	16,6
(NiFe) <sub>1,2</sub> S <sub>2</sub>	–	1,1	1,2	1,20	3,50
FeS	–	–	2,65	4,65	7,3
SiO <sub>2</sub>	–	–	–	–	13,0
CaO	–	–	–	–	1,5
MgO	–	–	–	–	0,60
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	–	–	–	–	2,0
Прочие (H <sub>2</sub> O+CO <sub>2</sub> )	–	–	–	–	5,5
Всего	21,2	1,1	27,1	28,0	100

Примечание. CaO и MgO присутствуют в шихте в форме карбонатов.

Определим количество серы, диссоциирующей при обжиге. Для простоты расчета примем, что все высшие сульфиды в процессе обжига разлагаются полностью. В действительности в зависимости от принятых величин десульфуризации и температуры процесса диссоциация высших сульфидов происходит частично. Но для определения количества кислорода, необходимого для окисления сульфидов, данное обстоятельство не имеет значения.

По реакции  $2\text{CuFeS}_2 \rightarrow \text{Cu}_2\text{S} + 2\text{FeS} + \text{S}$  образуется, кг:

$$S_{\text{своб}} \quad \frac{50,0:32}{366,7} = 4,36$$

$$\text{FeS} \quad \frac{50,0:175,7}{366,7} = 23,96$$

$$\text{Cu}_2\text{S} \quad \frac{50:159}{366,7} = 21,68$$

По реакции  $2\text{CuFeS}_2 \rightarrow \text{Cu}_2\text{S} + 2\text{FeS} + \text{S}$  образуется, кг:

$$S_{\text{своб}} \quad \frac{16,6:32}{542,4} = 0,98$$

$$\text{FeS} \frac{16,6:351,4}{542,4} = 10,75$$

$$\text{CuS} \frac{16,6:159}{2} = 4,87 \cdot 542,4$$

По реакции  $3(\text{NiFe})_{1,2}\text{S}_2 = \text{Ni}_3\text{S}_2 + 3,6\text{FeS} + 0,4\text{S}$  образуется, кг:

$$\text{S}_{\text{своб}} \frac{3,50 \cdot 12,8}{569,2} = 0,08$$

$$\text{FeS} \frac{3,50 \cdot 316,25}{569,2} = 1,94$$

$$\text{Ni}_3\text{S}_2 \frac{3,50 \cdot 240,1}{569,2} = 1,48$$

Всего выделится свободной серы  $4,36 + 0,98 + 0,08 = 5,42$  кг.

При 5% десульфуризации в газы перейдет серы  $27,10 \cdot 55/100 = 14,90$  кг, в том числе за счет окисления сернистого железа  $14,90 - 5,42 = 9,48$  кг. Образуется сернистый ангидрид  $14,9 \cdot 2 = 29,8$  кг.

Принимаем, что в процессе обжига сернистое железо окисляется до  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  по реакции  $3\text{FeS} + 5\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 3\text{SO}_2$ . На практике наряду с образованием  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  может происходить образование  $\text{FeO}$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

Количество окислившегося сернистого железа  $9,48 \cdot 263,5/96 = 26,0$  кг. В огарке останется сернистого железа  $23,96 + 10,75 + 1,94 + 7,30 - 26,0 = 17,95$  кг.

Для окисления  $\text{FeS}$  потребуется кислород  $160 \cdot 26,0/263,5 = 15,8$  кг.

Результаты расчетов сводим в табл. 6.2.

**Таблица 6.2.**

**Рациональный состав огарка, кг.**

Соединение	Cu <sub>2</sub> S	FeS	Ni <sub>3</sub> S <sub>2</sub>	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	Всего
Cu	21,2	–	–	–	21,2
Fe	–	11,47	–	16,53	28,0
Ni	–	–	1,1	–	1,1
S	5,34	6,48	0,38	–	12,2
SiO <sub>2</sub>	–	–	–	–	13,0
CaO	–	–	–	–	1,5
MgO	–	–	–	–	0,6
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	–	–	–	–	2,0
O <sub>2</sub>	–	–	–	6,3	6,3
	26,54	17,95	1,48	22,83	85,90

Таким образом, выход огарка составляет 85,9%.

Для определения материального баланса обжига рассчитаем количество и состав отходящих газов. Для окисления элементарной серы по реакции  $S+O_2=SO_2$  потребуется кислорода  $5,42 \cdot 32/32=5,42$ кг. Образуется при этом сернистый ангидрид,  $5,42 \cdot 2=10,84$  кг. Всего кислорода с учетом окисления сернистого железа потребуется  $5,42+15,8=21,22$ кг.

Количество дутья при содержании кислорода 35% составит:  $22,4(21,22 \cdot 100/35)/32=42,4$ м<sup>3</sup>.

Азота в этом дутье будет  $42,40 \cdot 65/100=27,60$ м<sup>3</sup>. Находим состав отходящих газов:

	кг	м <sup>3</sup>	%		кг	м <sup>3</sup>	%
SO <sub>2</sub>	29,8	10,43	24,0	H <sub>2</sub> O	3,64	4,53	10,4
N <sub>2</sub>	34,5	27,60	63,4	CO <sub>2</sub>	1,86	0,98	2,2

Полученный состав отходящих газов является теоретическим. На практике из-за наличия неорганизованных подсосов воздуха через неплотности содержание SO<sub>2</sub> в газах, поступающих на сернокислотное производство, не превышает 7,0% при воздушном дутье и 10% при дутье, обогащенном кислородом. Определим

подсосы воздуха при работе на кислородном дутье, если содержание SO<sub>2</sub> в газах сернокислотного производства равно 10%.

Всего в газах содержится 10,43 м<sup>3</sup> SO<sub>2</sub>. После снижения содержания SO<sub>2</sub> до 10% объем газов составит 10,43/0,1=104,3 м<sup>3</sup>.

Отсюда находим подсосы воздуха: 104,3–43,54=60,76 м<sup>3</sup>.

Азота в нем 60,76•0,79=48,0 м<sup>3</sup>, кислорода 60,76•0,21=12,76 м<sup>3</sup>.

**Находим состав газа, поступающего на производство серной кислоты, %(объем.)**

	м <sup>3</sup>	%(объем.)
SO <sub>2</sub>	10,43	10,0
N <sub>2</sub>	75,60	72,5
O <sub>2</sub>	12,76	12,3
H <sub>2</sub> O	4,53	4,3
CO <sub>2</sub>	0,98	0,9
	104,3	100,0

Для проверки расчетов составляем материальный баланс обжига (таблица 6.3.).

**Материальный баланс обжига медь содержащей шихты, кг**

**Таблица 6.3.**

Материалы баланса	Всего	В том числе							
		Cu	Fe	S	породы	H <sub>2</sub> O	O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>
Загружено:									
шихты	100	21,2	28,0	27,1	17,1	3,64	–	–	1,86
воздуха	55,72	–	–	–	–	–	21,22	34,50	–
Итого	155,72	21,2	28,0	27,1	17,1	3,64	21,22	34,50	1,86
Получено:									
огарка	85,9	21,2	28,0	12,2	17,1	–	6,3	–	–
газов	69,82	–	–	14,9	–	3,64	14,92	34,50	1,86
Итого	155,72	21,2	28,0	27,1	17,1	3,64	21,22	34,50	1,86

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 7**  
**РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ**  
**ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНОГО СЫРЬЯ (часть 2).**

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков технологического расчета процесса растворения сульфидных медных концентратов.

Для составления теплового баланса процесса произведем расчет прихода тепла от экзотермических реакций, протекающих при обжиге.

При окислении элементарной серы по реакции  
 $S + O_2 = SO_2 + 70960 \text{ ккал/кг-моль}$

Выделится  $5,42 \cdot 70960 / 32 = 12019$  ккал тепла.

При окислении сернистого железа по реакции  
 $3FeS + 5O_2 = Fe_3O_4 + 3SO_2 + 411720 \text{ ккал}$

Выделится  $(26 \cdot 411720) / (87,85 \cdot 3) = 40617$  ккал тепла.

Примем, что расход тепла на разложение  $CuFe_2S_3$  и  $NiFe_{1,2}S_2$  аналогичен расходу тепла на разложение  $CuFeS_2$  по реакции



На разложение 1 кг этих сульфидов требуется  
 $18630 / 366,7 = 50,8$  ккал тепла. На разложение 70,1 кг

$(CuFeS_2 + CuFe_2S_3 + NiFe_{1,2}S_2)$

(табл. 6.1.) потребуется  $70,1 \cdot 50,8 = 3561$  ккал\* тепла.

Обычно считают тепловой эффект диссоциации серы из всех высших сульфидов равным  $-20$  ккал/моль.

На разложение известняка потребуется тепла



На 1 кг  $CaCO_3$  расходуется тепла  $42498 / 100 = 425$  ккал. На весь известняк  $2,7 \cdot 425 = 1148$  ккал.

На разложение  $MgCO_3$  по реакции



потребуется тепла  $1,26 \cdot 26470 / 84 = 394$  ккал.

Всего на эндотермические реакции потребуется тепла  $3561 + 1148 + 394 = 5103$  ккал. Таким образом, приход тепла от реакций составит  $12019 + 40617 - 5103 = 47533$  ккал.

Приход тепла с шихтой при  $25^\circ C$  равен  $100 \cdot 0,22 \cdot 25 = 550$  ккал.

Приход тепла с дутьем равен  $60,63 \cdot 0,22 \cdot 25 = 334$  ккал.

Всего приход тепла составит  $47533 + 550 + 334 = 48417$  ккал.

Определим расход тепла с огарком  $85,9 \cdot 0,22 \cdot 850 = 16063$  ккал плюс унос газами. По таблице находим, что расход тепла на нагревание газов до  $850^{\circ}\text{C}$  составит, ккал/м<sup>3</sup>:

**Таблица 7.1.**

SO <sub>2</sub>	$(477,1 - 418,4) / 100 \cdot 50 + 418,4$	=447,75
N <sub>2</sub>	$(298,0 - 262,4) / 100 \cdot 50 + 262,4$	=280,20
H <sub>2</sub> O	$(363,1 - 317,4) / 100 \cdot 50 + 317,4$	=340,25
CO <sub>2</sub>	$(469,9 - 410,5) / 100 \cdot 50 + 410,5$	=440,20

**Расход тепла с отходящими газами составит, ккал:**

SO <sub>2</sub>	$10,43 \cdot 447,75 = 4670,0$	H <sub>2</sub> O	$4,53 \cdot 340,25 = 1541,3$
N <sub>2</sub>	$27,60 \cdot 280,2 = 7733,5$	CO <sub>2</sub>	$0,98 \cdot 440,2 = 431,4$

Всего, суммируя, получим 14376,2 ккал. Потери тепла через кладку и лучеиспусканием по данным практики принимаем равными 10% от прихода тепла, т.е.  $48417 \cdot 10 / 100 = 4842$  ккал.

Всего расход тепла составит  $16063 + 14376,2 + 4842 = 35281,2$  ккал. Избыток тепла равен  $48417 - 35281,2 = 13135,8$  ккал, следовательно, печь необходимо оборудовать охладительными устройствами. Сводим полученные данные в таблицу теплового баланса (таблица 7.2.).

**Тепловой баланс обжига медной шихты**

**Таблица 7.2.**

Приход тепла			Расход тепла		
Статьи баланса	ккал	%	Статьи баланса	ккал	%
Химические реакции	47533	98,2	Газы	14376,2	29,7
Шихта	550	1,1	Огарок	16063,0	33,2
Дутье	334	0,7	Через кладку	4842,0	10,0
			Через холодильник	13135,8	27,1
<b>ИТОГО</b>	<b>48417</b>	<b>100</b>	<b>ИТОГО</b>	<b>48417</b>	<b>100</b>

Определим расход воды, необходимый для удаления избыточного тепла. Принимаем, что холодильник работает в

контуре котла-утилизатора, а пар имеет давление 40 ат. Количество тепла, подлежащее удалению из слоя, равно 13135,8 ккал. Выход пара от использования этого тепла составит

$$13135,8/(669-150)=25,3 \text{ кг,}$$

где 669—энтальпия насыщенного пара при давлении 40ат; 150—энтальпия воды при давлении 40ат. (вода подогревается отдельно).

### **Контрольные вопросы**

1. Что такое шихта?
2. Дайте определение кладке печи.
3. Что такое десульфуризация?

## **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 8**

### **РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПЕРЕРАБОТКИ ЦИНКОВОГО СЫРЬЯ (часть 1).**

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков расчета процесса сжигания сульфидно-цинковых концентратов при выдувании воздухом и определение их минералогического состава.

Проведем технологический расчет обжига цинковых концентратов во взвешенном состоянии в печах КС. Следует определить состав обжигаемого продукта и выбор необходимого оборудования, основные размеры печи КС производительностью 180 тонн/сутки. Состав сырого концентрата: 51%Zn, 1,5%Pb, 0,7% Cu, 0,44% Cd, 7,43% Fe, 3 1,0% S, 1,0%CaO, 0,5%MgO, 3,0%SiO<sub>2</sub>, 1,1%Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 1,0% другие. Влажность концентрата 7,0%.

Основная цель обжига сульфидного цинкового концентрата заключается в приготовлении цинковых соединений для дальнейшей гидрометаллургической переработки или превращении цинка в легкорастворимые в водных растворах. На гидрометаллургическом заводе Алмалыкского горно-металлургического комбината в Республике Узбекистан цинковые концентраты обжигаются воздухом только в печи К.С. или на 30-35%, обогащенным кислородом. В результате этого обжига получается огарок в виде порошка. Общее содержание серы в цинковых огарках составляет 2-3,5%. В том числе содержание сульфидной серы составляет 0,2-0,5%, а сульфатной серы-1,8-3,0%.

Образующие сернистые газы используются при получении серной кислоты.

### **Определение минералогического состава цинкового концентрата.**

Для расчета в составе концентрата металлы присутствуют в виде следующих соединений: сфалерит, галенит, халькопирит, пирит, пирротин.

Расчет рационального состава производится на 100 кг концентрата. Количество ZnS  $97,4 \cdot 51 : 65,4 = 75,9$  кг, в том числе содержание серы в нем составляет 24,9кг. Содержание PbS составляет  $239,2 \cdot 1,5 : 207,2 = 1,73$ кг, количество серы, связанное с PbS, 0,23кг.

При определении количества халькопирита принимаем, что вся медь в концентрате присутствует в форме халькопирита. Количество железа в халькопирите  $55,85 \cdot 0,7 : 63,6 = 0,61$ кг и серы  $64 \cdot 0,7 : 63,6 = 0,7$ кг. Всего  $CuFeS_2$   $0,7 + 0,61 + 0,7 = 2,01$  кг.

Содержание CdS составляет  $144,4 \cdot 0,44 : 112,4 = 0,57$  кг, а количество серы, связанного с CdS 0,13кг.

Содержание железа в пирите и пирротине:  $7,43 - 0,61 = 6,82$ кг. Содержание серы в пирите и пирротине составляет  $31 - (24,9 + 0,23 + 0,7 + 0,13) = 5,04$ кг.

За значение железа в пирите принимаем  $n$ , содержание железа в пирротине  $(6,82 - n)$ . Содержание серы в пирите  $n \cdot 64 : 55,85$ , а содержание серы в пирротине  $(6,82 - n) \cdot 32 : (7 \cdot 55,85)$ .

Решая это уравнение, содержание железа в пирите  $n = 1,16$ кг, а в пирротине составляет  $6,82 - 1,16 = 5,66$  кг. Количество серы в пирите составляет:  $1,16 \cdot 64 : 55,85 = 1,33$ кг, а в пирротине  $5,04 - 1,33 = 3,71$  кг.

Количество  $FeS_2$  составляет  $1,16 + 1,33 = 2,49$  кг, и количество железа в  $Fe_7S_8$   $5,66 + 3,71 = 9,37$  кг.

Содержание  $CaCO_3$  составляет  $1 \cdot 100 : 56,1 = 1,78$  кг, а количество  $CO_3$  в нем 0,78кг.

Содержание  $MgCO_3$  составляет  $0,5 \cdot 84,3 : 40,3 = 1,05$  кг, количество  $CO_3$  в нем составляет 0,55кг.

Результаты, полученные из расчетов, приведены в таблице 8.1.

### **Рациональный состав цинкового концентрата, %**

**Таблица 8.1.**

Соединения	Fe	S	Общие
ZnS	—	24,9	75,9

	<i>Продолжение 8.1.</i>		
PbS	—	0,23	1,73
CuFeS <sub>2</sub>	0,61	0,7	2,01
CdS	—	0,13	0,57
FeS <sub>2</sub>	1,16	1,33	2,49
Fe <sub>7</sub> S <sub>8</sub>	5,66	3,71	9,37
CaCO <sub>3</sub>	—	—	1,78
MgCO <sub>3</sub>	—	—	1,05
SiO <sub>2</sub>	—	—	3,0
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	—	1,1
Другие	—	—	1,0
Итого	7,43	31,0	100

### **Контрольные вопросы**

1. Каков минералогический состав обогащения цинком?
2. Какие обогащения используются при производстве цинка?
3. Что такое гидрометаллургический метод?

## **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 9**

### **РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПЕРЕРАБОТКИ ЦИНКОВОГО СЫРЬЯ (часть 2).**

**(2 часа)**

**Цель работы:** приобретение навыков студентами по расчёту процесса сжигания сгоревших цинковых концентратов и определение их минералогического состава.

В результате обжига цинковых концентратов в печах КС получают обожженный продукт. Кроме того, можно заметить, что цинк учитывается с газами в пылевидной форме. Такая пыль улавливается электрофильтрами.

В зависимости от условий обжига печи может выходить до 50% конечного продукта. Содержание серы в пыли выше, чем у огарка. Если содержание сульфатной серы в огарке содержит 1,0-1,3%, то сульфидной серы-0,25-0,4%. Содержание сульфатной серы в пыли содержит 3-4%, а сульфидной серы-0,5-1,0%. В большинстве случаев пыль вместе с огарками отправляются для дальнейшей переработки. Учитывая это, рассчитаем рациональный состав

пылевого огарка.

По результатам анализа определено, что металлы находятся в цинковом концентрате в следующих соединениях: цинк-ZnO, ZnSO<sub>4</sub>, ZnS и ZnO·Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; Pb-50%PbO и 50%PbSO<sub>4</sub>; медь-70%; CuO и 10% CuSO<sub>4</sub>, CuS и CuO · Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; кадмий - 60% CdO, 10%CdSO<sub>4</sub> и 15% CdS и CdO · Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; железо - 90% ферриты, 6,66% FeO и 3,33% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; магний - в виде MgSO<sub>4</sub>; кальций - CaSO<sub>4</sub>. В огарке 0,3% S<sub>S</sub>, и 2,8% S<sub>SO4</sub>.

Определим массу этих соединений. Определим количество Pb в PbO:  $1,5 \cdot 0,50 = 0,75$  кг.

Содержание PbO:  $223,2 \cdot 0,75 : 207,2 = 0,81$  кг, содержание кислорода в нем 0,06 кг O<sub>2</sub>.

Содержание PbSO<sub>4</sub> составляет  $303,2 \cdot 0,75 : 207,2 = 1,10$  кг, количество кислорода и серы в нем составляет  $64 \cdot 0,75 : 207,2 = 0,23$  кг O<sub>2</sub> и  $32 \cdot 0,75 : 207,2 = 0,12$  кг S.

Содержание CuO составляет  $79,6 \cdot 0,7 : 63,6 = 0,61$  кг.

Содержание O<sub>2</sub> в нем 0,12 кг.

Содержание CuSO<sub>4</sub> составляет  $0,7 \cdot 0,1 \cdot 159,6 : 63,6 = 0,18$  кг, количество кислорода и серы в нем составляет 0,07 кг O<sub>2</sub> и 0,04 кг S.

Содержание CuSc  $0,7 \cdot 0,1 \cdot 95,6 : 63,6 = 0,11$  кг, в том числе количество серы 0,04 кг S.

Содержание CuO · Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> составляет  $0,7 \cdot 0,1 \cdot 191,2 : 63,6 = 0,26$  кг, в том числе 0,12 кг Fe и 0,07 кг O<sub>2</sub>.

Содержание CdO  $(0,44 \cdot 0,6 : 112,4) \cdot 128,4 = 0,3$  кг в нем 0,04 кг O<sub>2</sub>.

Содержание CdSO<sub>4</sub> (мол. масса равна 208,4),  $(0,44 \cdot 0,1 : 112,4) \cdot 208,4 = 0,08$  кг, в том числе 0,01 кг S и 0,02 кг O<sub>2</sub>.

Содержание CdS  $(0,44 \cdot 0,15 : 112,4) \cdot 144,4 = 0,09$  кг, в том числе количество серы 0,02 кг S.

Содержание CdO·Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>  $(0,44 \cdot 0,15 : 112,4) \cdot 288 = 0,18$  кг, в том числе количество кислорода 0,07 кг и 0,04 кг O<sub>2</sub>.

Содержание MgSO<sub>4</sub> (мол. масса 120,4),  $(0,5 : 40,3) \cdot 120,3 = 1,5$  кг, в том числе 0,4 кг S и 0,6 кг O<sub>2</sub>.

Содержание CaSO<sub>4</sub>  $(1 : 56,1) \cdot 136,1 = 2,43$  кг, в том числе количество серы и кислорода 0,57 кг S и 0,86 кг O<sub>2</sub>.

Количество ZnO · Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (молярная масса 241,0). Количество железа в нем составляет  $ZnO \cdot Fe_2O_3 \cdot 7,43 \cdot 0,90 \cdot (0,12 + 0,07) = 6,5$  кг, здесь 0,12 и 0,07 - количество железа в ZnO · Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Определяем массу феррита по массе железа:  $(6,5 : 111,6) \cdot 241 = 14,04$  кг.

Определим массу цинка  $Zn: (6,5:111,6) \cdot 65,4 = 3,81$  кг.

Содержание кислорода составляет  $6,5:111,6 \cdot 65,4 = 3,73$  кг.

Определим количество  $FeO$ . Содержание  $Fe$  в  $FeO$  составляет  $7,43 \cdot 0,666 = 0,49$  кг. Масса  $FeO$  равна  $71,8 \cdot 0,49: 55,85 = 0,63$  кг с содержанием кислорода  $0,14$  кг  $O_2$ . Масса  $Fe$  в  $Fe_2O_3$  составляет  $7,43 \cdot 0,333 = 0,25$  кг, в нем масса  $Fe_2O_3: 159,6 \cdot 0,25: 111,6 = 0,36$  кг,

Масса кислорода в нем  $0,11$  кг  $O_2$ .

Масса соединений цинка зависит от количества  $S_S$  и  $S_{SO_4}$  в огарке. Чтобы определить их, построим следующее уравнение:

А. Количество  $ZnS$ : масса  $S_S$  в  $ZnS$

$m \cdot 0,3 \cdot 0,01 - (0,04 + 0,02) = (0,003m - 0,06)$  кг, здесь  $t$  – масса огарка;  $0,04$  и  $0,02$  – масса  $S_S$  в  $CuS$  и  $CdS$ .

Здесь  $ZnS$  имеет массу  $97,4 \cdot (0,003m - 0,06) : 32$ , в том числе  $Zn: 65,4 \cdot (0,003m - 0,06) : 32$ .

Б. Количество  $ZnSO_4$ : количество  $S_{SO_4}$  в  $ZnSO_4$

$m \cdot 2,8 \cdot 0,01 - (0,12 + 0,04 + 0,01 + 0,4 + 0,57) = (0,028m - 1,14)$  кг, здесь  $0,12; 0,04; 0,01; 0,4$  и  $0,57$  – масса  $CuSO_4, CdSO_4, MgSO_4$  в  $PbSO_4$ . Масса  $S_{SO_4}$  в  $CaSO_4$  в, кг.

Здесь масса  $ZnSO_4$  составляет

$161,4 \cdot (0,028m - 1,14) : 32$ ,

Содержание цинка в нем составляет  $Zn: 65,4 \cdot (0,028m - 1,14) : 32$ ;

$O_2 = 64 \cdot (0,028m - 1,14) : 32$  (обратите внимание: масса  $ZnSO_4$  найдена ранее предложенным способом, т.е. масса  $ZnSO_4$  в кг-молях ( $161,4$ ) умножена на атомную долю серы, участвующую в его образовании).

В. Определяется содержание  $ZnO$ : масса  $Zn$  в  $ZnO: 51 - [65,4 \cdot (0,003m - 0,06) : 32 + 65,4 \cdot (0,028m - 1,14) : 32 + 3,81] = 47,19 - 65,4 \cdot (0,031m - 1,2) : 32$  кг. Здесь  $3,81$  – масса цинка в феррите. Теперь определим массу  $ZnO$  по массе цинка. Это значение равно  $81,4 : 65,4 [47,19 - 65,4 : 32 \cdot (0,031m - 1,2)]$ . На основании полученных данных и содержания концентрата получаем следующее уравнение.

$m = 0,81 + 1,10 + 0,61 + 0,18 + 0,11 + 0,26 + 0,30 + 0,07 + 0,09 + 0,18 + 1,5 + 2,43$

$+ 14,04 +$

$+ 0,63 + 0,36 + \frac{97,4}{32} \times (0,003m - 0,06) + \frac{161}{32} (0,028 - 1,14) + \frac{81,4}{65,4} (47,19 - \frac{65,4}{32}) \times$

$\times (0,031m - 1,2) + 3,0 + 1,1 + 1,0 = 27,37 + 0,00912m - 0,1824 + 0,14112m -$

$- 5,7456 + 1,24 [47,19 - 2,04 (0,031m - 1,2)]$ .

Решая это уравнение, определим массу обожженного цинкового

концентрата:  $m=90,06$ кг или выход равен  $90,06\%$ . Теперь определим: количество  $ZnS$  составляет  $0,64$  кг, в том числе  $0,43$  кг  $Zn$  и  $0,21$  кг  $S$ ; количество  $ZnSO_4$  составляет  $6,96$  кг, в том числе  $2,82$  кг  $Zn$ ,  $1,38$  кг  $S$ ,  $2,76$  кг  $O_2$ ; Содержание  $ZnO$  составляет  $54,69$  кг,  $43,94$  кг  $Zn$  и  $10,75$  кг  $O_2$ . Сульфатная сера в обожженных цинковых концентратах  $1,38+0,12+0,04+0,01+0,40+0,57=2,52$  кг, сульфидная сера  $0,21+0,04+0,02=0,27$ кг. Здесь количество серы в газе  $100 \cdot 0,31 - (2,52 + 0,27) = 28,21$  кг. Степень десульфуризации при обжиге  $(28,21: 31) \cdot 100 = 91,0\%$ . Результаты вводим в таблицу 9.1.

**Таблица 9.1.**

***Рациональный состав обожженного цинкового концентрата***

Соединения	$S_{SO_4}$		$S_s$		$O_2$		Всего	
	kg	%	kg	%	kg	%	kg	%
ZnO	-	-	-	-	10,75	11,94	54,69	60,73
ZnSO <sub>4</sub>	1,37	1,53	-	-	2,76	3,06	6,96	7,72
ZnS	-	-	0,21	0,23	-	-	0,64	0,71
ZnO·Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	-	3,73	4,14	14,04	15,59
PbO	-	-	-	-	0,06	0,07	0,81	0,9
PbSO <sub>4</sub>	0,12	0,13	-	-	0,23	0,26	1,1	1,22
CuO	-	-	-	-	0,12	0,13	0,61	0,68
CuSO <sub>4</sub>	0,04	0,04	-	-	0,07	0,08	0,18	0,20
CuS	-	-	0,04	0,04	-	-	0,11	0,12
CuO·Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	-	0,07	0,08	0,26	0,29
CdO	-	-	-	-	0,04	0,04	0,30	0,33
CdSO <sub>4</sub>	0,01	0,01	-	-	0,02	0,02	0,07	0,08
CdS	-	-	0,02	0,02	-	-	0,09	0,10
CdO·Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	-	0,04	0,04	0,18	0,20
FeO	-	-	-	-	0,14	0,16	0,63	0,70
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	-	0,11	0,12	0,36	0,40
MgSO <sub>4</sub>	0,40	0,45	-	-	0,6	0,67	1,5	1,67
CaSO <sub>4</sub>	0,57	0,64	-	-	0,86	0,95	2,43	2,70
SiO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	3,0	3,33
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	-	-	-	1,1	1,22
Прочие	-	-	-	-	-	-	1,0	1,11
Итого	2,52	2,8	0,27	0,30	19,60	21,76	90,06	100

Соотношение растворимых цинков (здесь Zn встречается в виде ZnO и ZnSO<sub>4</sub>) (43,94+2,82):51-100=91,7%.

В наших расчетах не учитывали потери компонентов при обжиге. По данным практики потери будут следующие. %: Zn 0,7–1,1;Pb1,1-1,3;Cd1,3-1,6;Cu0,7–1,1;S2–3;в огарке остается 5,5-6,5% S.

### **Контрольные вопросы**

1. Для чего делается обжиг?
2. Расскажите о принципе работы печи КС.
3. Что такое огарок?

## **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 10** **РАСЧЁТ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

(часть 1).

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков расчета переработки золотосодержащих руд.

При расчёте цианирования золотосодержащей руды степень взаимодействия компонентов руды с раствором NaCN принимаем на основе практических данных работы аналогичных предприятий. Расчёт расхода NaCN и количества образующихся продуктов выщелачивания ведём на 100 т. руды.

При расчёте принимаем, что сульфиды пирита (FeS<sub>2</sub>), арсенопирита (FeAsS) и халькопирита (CuFeS<sub>2</sub>) в не окисленном состоянии в растворе (NaCN) не растворяются.

1) Железо. Из компонентов железа с раствором NaCN взаимодействует Fe мет, переходящая в руду в процессе дробления и измельчения и FeO.

а) Fe мет – тонкоизмельчённое железо быстро окисляется с образованием поверхностного покрова Fe(OH)<sub>3</sub>, нерастворимого в NaCN. Степень растворения Fe мет принимаем в связи с этим относительно небольшой – 1,5%, количество железа, переходящего в раствор, будет  $0,2 \cdot 0,015 = 0,003$  т.

Реакция растворения:



а) Расход NaCN составит:  $(6 \cdot 49 / 0,003) / 55,85 = 0,0017$  т.

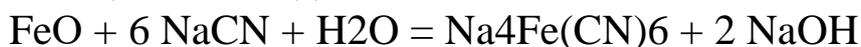
где 49- молекулярная масса NaCN; 55.85 – атомный вес Fe.

Образуется по реакции Na<sub>4</sub>Fe(CN)<sub>6</sub>: в количестве  $(303.91 \cdot 0.003) / 55.85 = 0,016$  т.; NaOH:  $(2 \cdot 40 \cdot 0.003) / 55.85 = 0,0042$  т., где 303.91 –

молекулярная масса  $\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$ ; 40.0 – молекулярная масса  $\text{NaOH}$ ;

б)  $\text{FeO}$  - степень растворения принята 2%. Переходит в раствор  $\text{FeO}$  в количестве:  $0.2 \cdot 0.02 = 0.004$  т.

Реакция взаимодействия:



Расход  $\text{NaCN}$ :  $(6 \cdot 49 \cdot 0.004) / 71.85 = 0,016$  т.

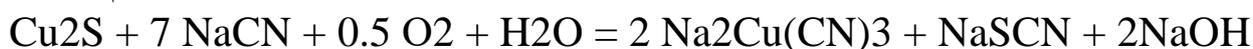
Образуется:  $\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$  в количестве  $(303.91 \cdot 0.004) / 71.85 = 0,017$  т.

Расход  $\text{NaOH}$ :  $(2 \cdot 40 \cdot 0.004) / 71.85 = 0,0044$  т.

2. Медь – переходит в раствор  $\text{Cu}_2\text{S}$  и  $\text{Cu}_2\text{O}$ :

а)  $\text{Cu}_2\text{S}$  – степень растворения 5%. Переходит в раствор  $\text{Cu}_2\text{S}$ :  $0.03 \cdot 0.05 = 0.0015$  т.

Реакция:



Расход  $\text{NaCN}$ :  $(7 \cdot 49 \cdot 0.0015) / 159.15 = 0.0032$  т.

Образуется:

$\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$  в количестве  $(2 \cdot 187.54 \cdot 0.0015) / 159.15 = 0.0035$  т.;  $\text{NaSCN}$ :  $(81.08 \cdot 0.0015) / 159.15 = 0.00076$  т;

$\text{NaOH}$ :  $(2 \cdot 40 \cdot 0.0015) / 159.15 = 0.00075$  т.

где 159.15 – молекулярная масса  $\text{Cu}_2\text{S}$ ; 187.54 – молекулярная масса  $\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$ ; 81.08 – молекулярная масса  $\text{NaSCN}$ ;

б)  $\text{Cu}_2\text{O}$  – степень растворения 10%. Переходит в раствор  $\text{Cu}_2\text{O}$ :  $0.04 \cdot 0.1 = 0.004$  т.

Реакция:  $\text{Cu}_2\text{O} + 6\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O} = 2 \text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3 + 2\text{NaOH}$  Расход  $\text{NaCN}$ :  $(6 \cdot 49 \cdot 0.004) / 143.08 = 0,0082$  т., где 143.08 – молекулярная масса  $\text{Cu}_2\text{O}$ .

Образуется:

$\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$  в количестве:  $(2 \cdot 187.54 \cdot 0.004) / 143.08 = 0,01$  т.;

$\text{NaOH}$ :  $(2 \cdot 40 \cdot 0.004) / 143.08 = 0,0022$  т;

3. Цинк – растворяются  $\text{ZnS}$  и  $\text{ZnO}$ :

а)  $\text{ZnS}$  – переходит в раствор 1% или  $0.3 \cdot 0.01 = 0.003$  т.

Реакция:



Расход  $\text{NaCN}$ :  $(5 \cdot 49 \cdot 0.003) / 97.38 = 0,0075$  т.,

где 97.38 – молекулярная масса  $\text{ZnS}$ .

**Таблица 10.1.**

**Химический и рациональный состав руды, после выщелачивания**

Элемент, соединен	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Fe	As	Cu	Pb	Zn	Ni	S <sub>общ.</sub>	O <sub>2</sub>	Прочие	Всего
SiO <sub>2</sub>	70,8													70,8
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		7,5												7,5
CaO			4,5											4,5
MgO				2,6										2,6
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>					3,36							1,44		4,8
FeO					0,153							0,043		1,196
FeS <sub>2</sub>					0,09						0,11			0,2
Fe <sub>мет</sub>					0,197									0,197
FeAsS					0,17	0,23						0,1		0,5
CuFeS <sub>2</sub>					0,09		0,1					0,11		0,3
Cu <sub>2</sub> S							0,022					0,0063		0,0285
Cu <sub>2</sub> O							0,032					0,004		0,036
PbS								0,26				0,04		0,3
ZnS									0,199			0,098		0,297
ZnO									0,0289			0,0047		0,036
NiO										0,0136		0,0054		0,019
Прочие													6,57	6,57
Всего	70,8	7,5	4,5	2,6	4,06	0,23	0,154	0,26	0,2279	0,136	0,429	1,5324	6,57	98,99

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 11**

**РАСЧЁТ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

(часть 2)

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков расчета переработки золотосодержащих руд.

Образуется:

Na<sub>2</sub>Zn(CN)<sub>4</sub> в количестве  $(215.38 \cdot 0.003) / 97.38 = 0,0066$  т.;

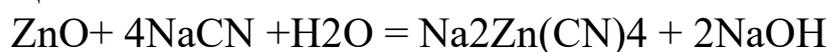
NaSCN:  $(81.08 \cdot 0.003) / 97.38 = 0,0025$  т.;

NaOH:  $(2 \cdot 40 \cdot 0.003) / 97.38 = 0,0024$  т.

где 215.38 – молекулярная масса Na<sub>2</sub>Zn(CN)<sub>4</sub>;

б) ZnO – переходит в раствор 10% или  $0.04 \cdot 0.1 = 0.004$  т.

Реакция:



Расход NaCN:  $(4 \cdot 49 \cdot 0.004) / 81.38 = 0,0096$  т.

где 81.38 – молекулярная масса ZnO.

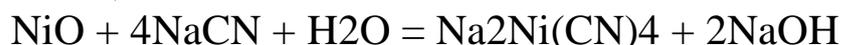
Образуется:

Na<sub>2</sub>Zn(CN)<sub>4</sub> в количестве  $(215.38 \cdot 0.004) / 81.38 = 0,01$  т.;

NaOH:  $(2 \cdot 40 \cdot 0.004) / 81.38 = 0,004$  т.

4. Никель – растворяется NiO – 5% или  $0.02 \cdot 0.05 = 0.001$  т.

Реакция:



Расход NaCN:  $(4 \cdot 49 \cdot 0.001) / 74.69 = 0.0026$  т.

где 74.69 – молекулярная масса NiO.

Образуется:

Na<sub>2</sub>Ni(CN)<sub>4</sub> в количестве  $(208.69 \cdot 0.001) / 74.69 = 0.0028$  т.;

NaOH:  $(2 \cdot 40 \cdot 0.001) / 74.69 = 0.0011$ .;

где 208.69 – молекулярная масса Na<sub>2</sub>Ni(CN)<sub>4</sub>.

5. Золото переходит в раствор 95% или  $6.5 \cdot 0.95 = 6,18$  г/т.

Реакция:



Расход NaCN:  $(4 \cdot 49 \cdot 618) / (197 \cdot 2) = 307,43$  г = 0,0003 т.;

где 197 – атомная масса Au.

Образуется: NaAu(CN)<sub>2</sub> в количестве  $(272 \cdot 618) / 197 = 853,28$  г = 0,00085 т.;

NaOH:  $(40 \cdot 618) / 197 = 125,5$  г = 0,000125 т.

где 272 – молекулярная масса NaAu(CN)<sub>2</sub>.

6. Серебро – переходит в раствор 92% или  $5.8 \cdot 0.92 = 5,33$  г/т или  $5,33 \cdot 100 = 533$  г.

Реакция:



Расход NaCN:  $(4 \cdot 49 \cdot 533) / (107,87 \cdot 2) = 484,2$  г = 0,000484 т.

где 107.87 – атомная масса Ag.

Образуется: NaAg(CN)<sub>2</sub> в количестве  $(182,88 \cdot 533) / 107,87 = 903,6$  г = 0,000903 т.

NaOH:  $(40 \cdot 533) / 107,87 = 197,64$  г = 0,000197 т.

где 182.88 – молекулярная масса NaAg(CN)<sub>2</sub>.

Суммарный расход NaCN составил 0,0496 т на 100 т руды или 0,496 кг/т. Принимаем 10% на дополнительные потери NaCN

(гидролиз, химическое разложение):  $0,0496 + 0,0496 \cdot 0,1 = 0,05456 \approx 0,055$  т или  $(0,055 \cdot 1000) / 100 = 0,55$  кг/т.

При выщелачивании Ж:Т составляет по массе 1,3:1, следовательно, на 100 т руды загружается 120 т (м<sup>3</sup>) цианистого раствора с концентрацией NaCN 0,055% (550 г/м<sup>3</sup>). Всего загружается NaCN  $0,55 \cdot 130 = 71$  кг = 0,071 т. При расходе NaCN 0,055 достаточное количество NaCN будет  $0,071 - 0,055 = 0,016$  т., что соответствует концентрации раствора  $(0,016 \cdot 1000) / 130 = 0,123$  кг/м<sup>3</sup>

(123 г/м<sup>3</sup> – 0,012%).

Расход чистого оксида кальция СаО на реакции взаимодействия с кислотами, сульфатами, карбонатами, глинозёмом, углекислотой воздуха при аэрации пульпы и др. принимаем 2.0 кг/т руды или на 100 т руды – 200 кг = 0,2 т. При использовании технической извести, содержащей 80% СаО, расход её составит  $2.0 / 0.8 = 2.5$  кг/т или на 100 т руды 250 кг = 0.25 т. При загрузке известкового молока с содержанием 10% СаО его требуется:  $(0.25 \cdot 100) / 10 = 2.5$  т или  $2.5 / 1.08 = 2.315$  м<sup>3</sup>, где 1.08 т/м<sup>3</sup> – плотность 10%-ного раствора СаО. Начальная и конечная концентрация защитной щелочи принята 0,02%СаО (200 г/м<sup>3</sup>) или на 100 т руды  $0,2 \cdot 130 = 26,0$  кг = 0,026 т. Составы цианистого раствора и руды после выщелачивания приведены в таблицах 13.2. и 13.3.

Принято, что СаО расходуется на образование мало растворимых солей СаСО<sub>3</sub>, СаSO<sub>4</sub> и др. В связи с образованием NaOH при выщелачивании рудных компонентов содержание СаО в растворе уменьшено на количество, эквивалентного количеству NaOH.

**Таблица 11.1.**

**Состав раствора после выщелачивания 100 т руды при  
отношении**

ж:т = 1,3:1

Соединение	Количество, т	Концентрация, г/м <sup>3</sup>
NaCN	0,016	123,0
СаО (100 – ный)	0,026	200,0
NaSCN	0,00326	25,0
NaAu(CN) <sub>2</sub>	0,00085	6,1
NaAg(CN) <sub>2</sub>	0,000903	5,23
Na <sub>2</sub> Cu(CN) <sub>3</sub>	0,0135	90,0
Na <sub>2</sub> Zn(CN) <sub>4</sub>	0,0166	127,7
Na <sub>2</sub> Ni(CN) <sub>4</sub>	0,0028	21,5
Na <sub>4</sub> Fe(CN) <sub>6</sub>	0,033	253,8
<b>Всего</b>	<b>0,0112916</b>	<b>-</b>

**Таблица 11.2.**

**Химический и рациональный состав руды, после  
выщелачивания**

Элемент, соединен	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Fe	As	Cu	Pb	Zn	Ni	Собщ.	O <sub>2</sub>	Прочие	Всего
SiO <sub>2</sub>	70,8													70,8
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		7,5												7,5
CaO			4,5											4,5
MgO				2,6										2,6
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>					3,36							1,44		4,8
FeO					0,153							0,043		1.196
FeS <sub>2</sub>					0,09						0,11			0,2
Fe <sub>мет</sub>					0,197									0,197
FeAsS					0,17	0,23					0,1			0,5
CuFeS <sub>2</sub>					0,09		0,1				0,11			0,3
Cu <sub>2</sub> S							0,022				0,0063			0,0285
Cu <sub>2</sub> O							0,032					0,004		0,036
PbS								0,26				0,04		0,3
ZnS									0,199		0,098			0,297
ZnO									0,0289		0,0047			0,036
NiO										0,0136		0,0054		0,019
Прочие													6,57	6,57
Всего	70,8	7,5	4,5	2,6	4,06	0,23	0,154	0,26	0,2279	0,136	0,429	1,5324	6,57	98,99

### Контрольные вопросы

1. Какие методы используются при производстве золота?
2. Каковы процессы измельчения полезных ископаемых?
3. Конусная дробилка.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 12

### РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУД РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков студентами при расчете рационального состава шеелитового концентрата при помощи соды и кварца.

Для расчёта разложения шеелитового концентрата спеканием с содой примем следующий состав исходных материалов, % :

**Таблица 12.1.**  
**Химический состав шеелитового концентрата, %:**

WO <sub>3</sub>	Mo	SiO <sub>2</sub>	P	As	S	Cu	Sn	Fe	H <sub>2</sub> O	CaO	Прочие
49	0,4	4,6	0,5	0,2	2,0	0,9	0,03	1,8	2,4	23,1	15,07

2. Сода техническая:

Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> 97% Потери после прокаливания-2,2%

NaCl 0,8 %

3. Кварцит:            SiO<sub>2</sub>            Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>            H<sub>2</sub>O            Прочие  
%            95            1,5            1            2,5

4. Соляная кислота:            HCl - 31% (по весу)  
удельный вес (ρ=1,15)

5. Аммиачная вода: NH<sub>3</sub> ≥ 2,5 %

6. CaCl<sub>2</sub> технический: CaCl<sub>2</sub> ≥ 98%

NH<sub>4</sub>Cl ≥ 99,5%

7. Обратные отвалы: по данным практики принимаем содержание общего WO<sub>3</sub> = 1,7%, в том числе неотмытого, т.е. водорастворимого - 0,4 %.

Влажность отвалов -2%

Основной компонент отвалов CaSiO<sub>3</sub>

Известь негашенная: CaO ≥ 85%.

Силикат натрия: основной компонент: NaSiO<sub>3</sub>·nSiO<sub>2</sub> содержит:

SiO <sub>2</sub>	Na <sub>2</sub> O	CaO	S	Прочие	71,5-73,5	25,5-
27,5	0,4	0,14	0,6			

По данным минералогического исследования концентрат состоит из:

Шеелит	CaWO <sub>4</sub>	Халькопирит	CuFeS <sub>2</sub>
Повелит	CaMoO <sub>4</sub>	Пирит	FeS
Апатит	Ca <sub>3</sub> (PO <sub>4</sub> ) <sub>2</sub>	Гематит	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Кальцит	CaCO <sub>3</sub>	Касситерит	SnO <sub>2</sub>
As <sub>2</sub> S <sub>3</sub>			

- 1 Шеелит:  
CaWO<sub>4</sub>
- Для облегчения расчета можно шеелит написать как CaO·WO<sub>3</sub>
- $$CaO = \frac{56,08}{231,85} \cdot 49 = 11,85 \text{ кг}$$
- $$CaWO_4 = 49,0 + 11,85 = 60,85 \text{ кг.}$$
- 2 Повелит:  
CaMoO<sub>4</sub>
- $$Ca = \frac{56,08}{231,85} \cdot 0,4 = 0,23 \text{ кг}$$
- $$O = \frac{3 \cdot 16}{95,94} \cdot 0,4 = 0,2 \text{ кг}$$
- и в формуле повелита
- $$CaMoO_4 = 0,4 + 0,23 + 0,2 = 0,83 \text{ кг}$$
- 3 Апатит:  
Ca<sub>3</sub>(PO<sub>4</sub>)<sub>2</sub>
- $$CaO = \frac{3 \cdot 56,08}{2 \cdot 30,98} \cdot 0,5 = 1,36 \text{ кг}$$
- $$P_2O_5 = \frac{141,94}{2 \cdot 30,98} \cdot 0,5 = 0,6 + 0,55 = 1,15 \text{ кг}$$
- $$Ca_3(PO_4)_2 = 1,36 + 1,15 = 2,51 \text{ кг}$$
- 4 Кальцит:  
CaCO<sub>3</sub>
- $$\text{Остаток} = 23,1 - (11,85 + 1,36 + 0,23) = 9,66 \text{ кг}$$
- $$CO_2 = \frac{44,01}{50,08} \cdot 9,66 = 7,58 \text{ кг}$$
- $$CaCO_3 = 9,66 + 7,58 = 17,24 \text{ кг}$$
- 5 As<sub>2</sub>S<sub>3</sub>
- $$S = \frac{3 \cdot 32,06}{2 \cdot 74,02} \cdot 0,2 = 0,13 \text{ кг}$$
- $$As = 0,2 + 0,13 = 0,33 \text{ кг}$$
- 6 Халькопирит:  
CuFeS<sub>2</sub>
- $$Fe = \frac{55,85}{63,54} \cdot 0,9 = 0,8 \text{ кг}$$
- $$S = \frac{2 \cdot 32,06}{63,54} \cdot 0,9 = 1,0 \text{ кг}$$
- $$CuFeS_2 = 0,9 + 0,8 + 1,0 = 2,7 \text{ кг}$$
- 7 Пирит:  
FeS
- $$\text{Остаток} \cdot S = 2,0 - 0,13 - 1,0 = 0,87 \text{ кг}$$
- $$Fe = \frac{55,85}{2 \cdot 32,06} \cdot 0,87 = 0,76 \text{ кг}$$
- $$FeS_2 = 0,87 + 0,76 = 1,63 \text{ кг}$$
- 8 Гематит:  
Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>
- Остаток железа связывается здесь
- $$Fe = 1,8 - 0,8 - 0,76 = 0,24 \text{ кг}$$
- $$O = \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 55,85} \cdot 0,24 = 0,1 \text{ кг}$$
- $$Fe_2O_3 = 0,18 + 0,1 = 0,28 \text{ кг}$$
- 9 Касситерит:  
SnO<sub>2</sub>
- $$O = \frac{2 \cdot 16}{118,69} \cdot 0,03 = 0,005 \text{ кг}$$
- $$SnO_2 = 0,03 + 0,005 = 0,035 \text{ кг}$$

**Таблица 12.2.**  
**Рациональный состав шеелитового концентрата КШТ-2 (на 100 кг)**

Сум ма Σ	Пр	H <sub>2</sub> O	SnO 2	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe S <sub>2</sub>	CuFe S <sub>2</sub>	As <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	CaC O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Ca <sub>3</sub> (PO 4) <sub>2</sub>	CaMo O <sub>4</sub>	CaWO 4	Хими- чески
49	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	49	WO <sub>3</sub>
0,4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,4	-	Mo
4,6	-	-	-	-	-	-	-	-	4,6	-	-	-	SiO <sub>2</sub>
23,1	-	-	-	-	-	-	-	9,66	-	1,36	0,23	11,85	CaO
7,58	-	-	-	-	-	-	-	7,58	-	-	-	-	CO <sub>2</sub>
0,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,5	-	-	P
0,2	-	-	-	-	-	-	0,2	-	-	-	-	-	As
2,0	-	-	-	-	0,8	1,0	0,13	-	-	-	-	-	S
0,9	-	-	-	-	-	0,9	-	-	-	-	-	-	Cu
0,03	-	-	0,03	-	-	-	-	-	-	-	-	-	Sn
1,8	-	-	-	0,24	0,7	0,8	-	-	-	-	-	-	Fe
0,955	-	-	0,00	0,1	-	-	-	-	-	0,65	0,2	-	O
2,4	-	2,4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	H <sub>2</sub> O
6,535	6,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	Прочи
100	6,5	2,4	0,03	0,24	1,6	2,7	0,33	17,2	4,6	2,51	0,83	60,85	Σ
3,95	2,6	1,0	7,00	5,24	4,8	4,2	3,43	2,71	2,65	3,14	4,4	6,06	Удель
25,10	2,4	2,4	0,00	0,05	0,3	0,64	0,10	6,36	1,76	0,80	0,19	10,0	Объем

## Контрольные вопросы

1. Перспективы развития ресурсосберегающих технологий в редких металлах.
2. Почему редкие металлы перерабатываются?
3. Технологические параметры переработки руд редких металлов.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 13 **РАСЧЕТ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ.**

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков по видам схем дробления руд черных металлов, видам их расчета и этапам дробления.

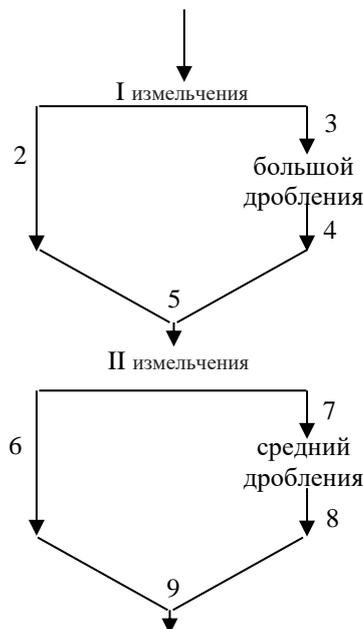
На золотоизвлекательных фабриках распространена двухстадийная схема дробления. Дробление в каждой стадии определяется степенью дробления—отношением размеров максимального куска руды в питании  $D_{\max}$  к размеру максимального куска в продукте дробления  $d_2$ :

$$i_1 = \frac{D_{\max}}{d_1} ; \quad i_1 = \frac{d_1}{d_2}$$

Произведение частных степеней дробления стадий называется суммарной степенью дробления:

$$i_{\Sigma} = i_1 \cdot i_2 = \frac{D_{\max}}{d_1} \cdot \frac{d_1}{d_2} = \frac{D_{\max}}{d_2}$$

На рисунке 13.1 приведена схема двухстадийного дробления



**Рис. 13.1** Схема двухстадийного дробления

Расчёт ведётся по массе продуктов, пронумерованных на схеме. В схеме (рис.13.1) 6 операций (4 операций разделения (грохочение 1 и 2, крупное и среднее дробление и 2 операции смешения), 9 продуктов (руда, 6 продуктов операций разделения и 2 продукта операций смешения). Расчёт ведём по одному компоненту – твёрдому (руда).

Определим общее число показателей, необходимое для расчёта технологических схем:

$$N_n * C(n_p * a_p) * 1(6 * 4) * 2$$

здесь, С – число компонентов;  $n_p$  – число продуктов разделения;  $a_p$  – число операций разделения.

Таковыми показателями являются коэффициенты извлечения при грохочении  $\varepsilon_3$  и  $\varepsilon_7$ , которые принимаем равными 70,0 и 85,0% соответственно:

Расчёт цикла дробления ведём на примере золотоизвлекательного завода (ЗИЗ) производительностью 600т. руды в сутки крупностью – 300 мм. Дробление ведётся до крупности –30 мм. Откуда суммарная степень дробления составит:

$$300 : 30 = 10$$

Принимаем частные степени дробления равными  $i_1 * 3,33$  и  $i_2 * 3,0$

**Таблица 13.1.**

***Ситовая характеристика исходной руды:***

Крупность, мм	Суммарная степень дробления, %
+300	0
+90	19,6
+60	37,6
+30	68,9
+15	76,6
+7,5	88,3
-7,5	11,7

***Выбор дробилки крупного дробления***

Максимальный размер куска руды, выгружаемой из дробилки:

$$300 : 3,33 = 90 \text{ мм}$$

Размер разгрузочной щели щековой дробилки:

$$90 : 1,7 = 57 \text{ мм}$$

где 1,7—опытный коэффициент.

Ширина загрузочного отверстия дробилки:

$$300 : 0,85 = 353 \text{ мм}$$

где 0,85— так называемый конструктивный коэффициент.

По ширине загрузочного отверстия выбираем щековую дробилку размером 400х600, где 600— длина загрузочного отверстия. Производительность выбранной щековой дробилки определяется по каталогу [13.1].

**Таблица 13.2.**

Размер щели, мм	т/ч
100	35,0
-	
40	13,6
60	21,4
$21,4 : 60 =$	$0,35 \text{ т/мм} \cdot \text{ч}$
40	13,5
+	
13	$0,35 \cdot 13 = 4,6$
53	18,2

### **Контрольные вопросы**

1. Дайте определение контрольному сити.
2. Дайте определение трехступенчатому измельчению.
3. Что вы подразумеваете под стадией измельчения?

## **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 14**

### **РАСЧЕТ СОСТАВА СЫРЬЯ ДЛЯ МЕТАЛЛИЗАЦИИ.**

(2 часа)

**Цель работы:** Ознакомление студентов с железосодержащими материалами и приобретение навыков расчета состава сырья для металлзации.

**Таблица 14.1.**

**Химический состав окисленных окатышей (% по массе)**

Fe	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S
66,2	95,98	0,52	3,1	0,07	0,2	0,06	0,04	0,02	0,01

Степень металлизации  $h=93\%$

Определяем состав металлизированных окатышей.

Расчет ведем на 100 кг окисленных окатышей.

При переработке 100 кг окисленных окатышей образуется металлического железа:

$$\begin{aligned} \text{Fe} \cdot h_{\text{мет}} &= \text{Fe}_{\text{мет}} \quad (12) \\ 66,2 \cdot 0,93 &= 61,56 \end{aligned}$$

принято допущение об отсутствии трехвалентного железа:

$$\begin{aligned} &(\text{Fe} \cdot \text{Fe}_{\text{мет}}) \cdot 72/56 \\ (66,2 - 61,56) \cdot 72/56 &= 5,98 \text{ кг} \end{aligned}$$

Масса других элементов составляет:

$$3,1 + 0,07 + 0,2 + 0,06 + 0,04 + 0,02 + 0,01 = 4,83 \text{ кг}$$

Масса металлизированных окатышей:

$$61,56 + 5,98 + 4,83 = 72,38 \text{ кг}$$

расход окисленных окатышей получаем

$$g = 100/72,38 = 1,38 \text{ кг/кг}$$

Для производства 100 кг металлизированного продукта необходимо 138 кг окисленных окатышей.

Определяем состав металлизированного сырья:

$$\text{Fe}_{\text{мет}} = 61,56/0,7238 = 85,05\%$$

$$\text{SiO}_2 = 3,1/0,7238 = 4,28\%$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = 0,07/0,7238 = 0,09\%$$

$$\text{CaO} = 0,2/0,7238 = 0,27\%$$

$$\text{MgO} = 0,06/0,7238 = 0,08\%$$

$$\text{MnO} = 0,04/0,7238 = 0,05\%$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 = 0,02/0,7238 = 0,02\%$$

$$\text{S} = 0,01/0,7238 = 0,01\%$$

Сумма всех компонентов, кроме железа:

$$4,28 + 0,07 + 0,27 + 0,08 + 0,05 + 0,02 + 0,01 = 4,8\%$$

$$\text{FeO} = 100 - (85,05 + 4,8) = 10,15\%$$

$$\text{Fe} = \text{FeO} + \text{Fe}_{\text{мет}} = 85,05 + 10,15 = 95,2\%$$

Таблица 14.2.

## Состав металлизированных окатышей, %

Fe	Feмет	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S
95,2	85,05	10,15	4,28	0,07	0,27	0,08	0,05	0,02	0,01

Определение расхода восстановительного газа

Таблица 14.3.

## Состав восстановительного газа, (% по объему)

CH <sub>4</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
2,6	16,4	6,7	73,5	0,6	0,2

Степень использования восстановительной способности газа  $h_{\Gamma}$ . Принимаем  $h_{CO} = h_{H_2} = h_{\Gamma}$ , колеблется чаще всего в интервале 0,3 - 0,4. В расчете принято  $h_{\Gamma} = 0,35$ .

Температура колошникового газа  $t_{к.г}$  изменяется в пределах 200 - 400 °С. Задаем  $t_{к.г} = 300$  °С. Температура восстановительного газа  $t_{в.г}$  зависит от условий процесса и изменяется от 700 до 1000 °С. В расчете принято  $t_{в.г} = 800$  °С.

Расчет ведется на 100 кг металлизированных окатышей. При проведении процесса металлизации в шахтной печи в газовую фазу переходит кислород оксидов железа. Ввиду крайне незначительного количества примесей восстановлением других элементов пренебрегаем.

$$M_{O_{II}} = \left( \frac{48}{160} Fe_2O_3^{ок.ок.} + \frac{16}{72} FeO^{ок.ок.} \right) \cdot g - \frac{16}{72} FeO^{м.о.} ; (13)$$

где  $Fe_2O_3^{ок.ок.}$ ,  $FeO^{ок.ок.}$  - содержание соответствующих оксидов в окисленных окатышах в %;

$FeO^{м.о.}$  - содержание FeO в металлизированных окатышах, в %.

$g$  - расход окисленных окатышей на единицу металлизованного сырья в кг/кг.

$$\dot{I}_{is} = \left[ \left( \frac{48 \cdot 0,9598}{160} \right) + \left( \frac{16 \cdot 0,0052}{72} \right) \right] \cdot 1,38 - \left( \frac{16 \cdot 0,1015}{72} \right) = 0,575 \text{ кг};$$

$$V_{O_{II}} = M_{O_{II}} \cdot \frac{22,4}{M} ;$$

где  $V_{O_{II}}$  - объем кислорода шихты в  $нм^3$ ;

$M_{O_{ш}}$  - масса кислорода шихты в кг;

$M$  - молярная масса кислорода.  $\text{нм}^3$ .

$$V_{\text{то}} = 0,575 \cdot \frac{22,4}{32} = 0,402$$

Количество газов-восстановителей

В качестве восстановителей используют смесь CO и  $H_2$ . При восстановлении одного объема кислорода требуется для отнятия двух объемов CO или  $H_2$ . С учетом степени использования восстановительной способности газа:

$$V_{\text{CO-}H_2} = \frac{2 \cdot V_{O_{ш}}}{\eta_z} ; (15)$$
$$V_{\text{ст-}H_2} = \frac{2 \cdot 0,402}{0,35} = 2,29 \text{ нм}^3.$$

Расход восстановительного газа:

$$V_z = \left( \frac{V_{\text{CO-}H_2}}{\text{CO} + H_2} \right) \cdot 100 ; (16)$$

где CO и  $H_2$  - содержание соответствующих компонентов в восстановительном газе в %.

$$V_{\bar{a}} = \frac{2,29}{16,4 + 73,5} \cdot 100 = 2,55 \text{ нм}^3.$$

Объем и масса компонентов восстановительного газа представлены в таблице

$$V_{\text{CO}} = 2,55 \cdot 0,164 = 0,418 \text{ нм}^3 ; M_{\text{CO}} = (0,418 \cdot 28) / 22,4 = 0,522 \text{ кг} ;$$

$$V_{\text{CO}_2} = 2,55 \cdot 0,067 = 0,171 \text{ нм}^3 ; M_{\text{CO}_2} = (0,171 \cdot 44) / 22,4 = 0,335 \text{ кг} ;$$

$$V_{\text{H}_2} = 2,55 \cdot 0,735 = 1,87 \text{ нм}^3 ; M_{\text{H}_2} = (1,87 \cdot 2) / 22,4 = 0,167 \text{ кг} ;$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 2,55 \cdot 0,006 = 0,0153 \text{ нм}^3 ; M_{\text{H}_2\text{O}} = (0,0153 \cdot 18) / 22,4 = 0,012 \text{ кг} ;$$

$$V_{\text{N}_2} = 2,55 \cdot 0,002 = 0,0051 \text{ нм}^3 ; M_{\text{N}_2} = (0,0051 \cdot 28) / 22,4 = 0,006 \text{ кг} ;$$

$$V_{\text{CH}_4} = 2,55 \cdot 0,026 = 0,0663 \text{ нм}^3 ; M_{\text{CH}_4} = (0,0663 \cdot 16) / 22,4 = 0,047 \text{ кг}.$$

Результаты заносим в таблицу 14.4.

**Таблица 14.4.****Состав восстановительного газа [% (объёмн.)/нм<sup>3</sup>/кг]**

Компоненты	CO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	N <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	?
%	16,4	6,7	73,5	0,6	0,2	2,6	100
нм <sup>3</sup>	0,418	0,171	1,87	,0153	,0051	0,0663	2,54
кг	0,522	0,335	0,167	0,012	0,006	0,047	1,09

**Контрольные вопросы**

1. Требования к железосодержащим материалам.
2. Требования к химическому составу.
3. Что вызывает потерю прочности материалов в процессе восстановления железосодержащих материалов?

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 15****РАСЧЕТ СТАНКОВ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ К ПЛАВКЕ.**

(2 часа)

**Цель работы:** обучение студентов процессам подготовки и передачи сырья и шихты и приобретение навыков расчета станков для подготовки шихтовых материалов к плавке.

При проектировании складов формовочных и шихтовых материалов следует руководствоваться следующими положениями. Расчет площадей и оборудования для приемки, хранения и транспортировки шихтовых, формовочных и огнеупорных материалов выполняется на основе потребностей плавильного и смесеприготовительного отделения в основных материалах на годовой выпуск.

Расход вспомогательных материалов на годовой выпуск заносят в сводную ведомость. В проекте кроме складов шихтовых и формовочных материалов необходимо предусмотреть также склады или площади моделей (модельных плит с моделями), опок, стержней, отливок.

Необходимо дать характеристику организации цехового складского хозяйства, в том числе состава складов, их размещения, способа разгрузки, укладки и хранения материалов. При наличии на заводе двух и более литейных цехов следует проектировать базисные склады. Расположение базисных складов по отношению к литейным цехам должно обеспечить рациональные грузопотоки материалов. При этом возможно размещение складов формовочных и шихтовых материалов с участками их подготовки как в одном здании, так и в отдельных зданиях. Для подачи сухого песка в литейные цехи рекомендуется использовать пневмотранспорт или систему ленточных конвейеров; порошкообразных материалов - пневмотранспорт, а шихтовых материалов, кокса и флюсов в специальных контейнерах - автотранспорт.

Такое решение позволяет исключить железнодорожные вводы в шихтовые отделения, сократить их площадь и разрывы между цехами. Обеспечивает чистоту и порядок в цехах, но при этом увеличивается число грузоперевалок в связи с загрузкой контейнера на базисном складе. Для машиностроительных заводов с одним литейным цехом склады формовочных и шихтовых материалов проектируют при цехе. В этих случаях для подачи материалов к местам потребления используют внутрицеховой транспорт.

Общую площадь шихтового двора (пролета) определяют по формуле

$$F_{\text{скл}} = F_{\text{тех}} + F_{\text{закр}} + F_{\text{э}} + F_{\text{пу}},$$

где  $F_{\text{тех}}$  - площадь технологических участков склада, включая площадь

под оборудование, проходами и железнодорожными вводами,  $\text{м}^2$ ;

$F_{\text{закр}}$  - площадь закроев,  $\text{м}^2$ ;

$F_{\text{э}}$  - площадь, занятая внутренними эстакадами и местами для разгрузки материалов,  $\text{м}^2$ ;

$F_{\text{пу}}$  - площадь, занятая устройствами для подачи материалов в производство,  $\text{м}^2$ .

Расчет площади закроев складов шихтовых материалов ведется по формуле

$$F_{\text{зш}} = 1,1 (f_1 + f_2 + f_3 + \dots + f_n),$$

где  $F_{\text{зш}}$  - площадь закроев складов шихтовых материалов,

$\text{м}^2$ ; 1,1 – коэффициент увеличения расчетной площади закроев с учетом их фактического заполнения;

$f_1, f_2, f_3, \dots, f_n$  - расчетные площади для соответствующих компонентов шихты в зависимости от вида литья (стружка, чугунный лом, стальной лом и др.).

Площади закромов для отдельных компонентов шихты находятся по формуле

$$f_{\text{зш}} = 100Mab/kT_dH,$$

где  $f_{\text{зш}}$  - площадь закромов соответствующей составной части шихты,

$100M/k$  металлозавалка, т/год,

$M$  - мощность цеха годного литья, в процентах от металлозавалки, %;

$a$  - норма расхода соответствующего компонента шихты от металлозавалки, %;

$b$  - норма хранения компонента шихты, дн.;

$T_d$  - годовой фонд работы, дн.;

$H$  - высота хранения компонента шихты, м;

$k$  - насыпная плотность компонента шихты, т/м<sup>3</sup>.

Согласно формуле находим  $f_{\text{зш}}$

$f_1$  - для стального лома

$$= 100 * 52,4 * 42,6 * 40 / 3 * 3790 * 4 = 8928960 / 45480 = 196,3 \text{ м}^2.$$

$f_2$  - для чугуна

$$= 100 * 52,4 * 42,6 * 40 / 3 * 3790 * 4 = 8928960 / 45480 = 196,3 \text{ м}^2.$$

$f_3$  - стальной лом (отходы производства)

$$= 100 * 52,4 * 42,6 * 4 / 1,5 * 3790 * 4 = 892896 / 22740 = 39,2 \text{ м}^2.$$

Находим  $F_{\text{зш}}$  - площадь закромов складов шихтовых материалов, м<sup>2</sup>;  
 $F_{\text{зш}} = 1,1 * (196,3 + 196,3 + 39,2) = 474,98 \text{ м}^2.$

Площадь, необходимая для приема и сортировки материалов, принимается из расчета 20 м<sup>2</sup> на 1 000 т годного литья.

$F_3$  - площадь, занятая внутренними эстакадами и местами для разгрузки материалов, м<sup>2</sup>;

$$F_3 = 12T * 20 \text{ м}^2 = 240 \text{ м}^2.$$

$F_{\text{тех}}$  - площадь технологических участков склада, включая площадь под оборудование, проходами и железнодорожными вводами = 10800 м<sup>2</sup>;

$F_{\text{пу}}$  - площадь, занятая устройствами для подачи материалов в производство = 1300 м<sup>2</sup>.

Отсюда находим площадь склада

$$F_{\text{скл}} = F_{\text{тех}} + F_{\text{закр}} + F_3 + F_{\text{пу}},$$

Площадь на проходы и проезды составляет 10 - 15% полезной площади.

$$F_{\text{скл}} = 10800 + 474,98 + 240 + 1300 = 12814,98 + 15\% = 14737,22 \approx 14800 \text{ м}^2.$$

В фасонно-сталелитейных цехах с индукционными печами шихтовой двор обслуживается подъездным путем и мостовым магнитным краном. Шихтовые материалы хранятся в закромах.

Набор металлической шихты будут осуществлять с помощью транспортировки соответствующих сырьевых материалов (т.е. серый чугун, стальной лом и возврат) к конкретному загрузочному устройству печи с помощью мостового крана. Цикл и грузоподъемность этого крана достаточны для обеспечения подачи шихты на плавильный участок в количестве, обеспечивающем потребность в жидком металле для формовочных линий.

Загрузка шихты в электроплавильные печи производится лотками, установленными на автоматизированных весовых тележках. В лоток помещается шихта на всю плавку печи. Конец лотка вводится в загрузочное отверстие печи. Опрокидывание лотка происходит при помощи гидроцилиндра, выгружается вся шихта в печь и подваливается по мере расплавления металла, а введение необходимых легирующих добавок осуществляется с помощью дозатора. Навеску шихты как при ручной, так и при механизированной ее загрузке рационально производить на складе шихты на весовой тележке из суточных бункеров.

Расчет шихты на тонну жидкого металла сталь - 20

$$\begin{aligned} C &= 0,2\% \quad Si = 0,2 - 0,52\% \\ Cr &= 0,5\% \quad Mn = 0,45 - 0,90 = 0,7\% \\ P &= \text{до } 0,05\% \quad S = \text{до } 0,05\% \\ Al &= 0,05\% \quad Cu = \text{до } 0,4\% \\ Si_{\text{ср}} &= 0,35\% \\ 1000 \text{ кг} &= 100\% \\ X_1 &= 0,35\% \\ X_1 &= 3,5 \text{ кг чистого } -Si \\ FeSi \text{ 45} & \text{ содержит } Si - 45\% \\ 3,5 \text{ кг} & - 45\% \\ FeSi & - 100\% \\ FeSi &= 7,8 \text{ кг} + 5\% \text{ угар} = 8,2 \text{ кг} \\ Mn_{\text{ср}} &= 0,70\% \\ 1000 \text{ кг} &= 100\% \end{aligned}$$

$X_2=0,7\%$   
 $X_2=7\text{кг}$  чистого Mn  
 FeMn78 содержит Mn-0,78%  
 $7\text{ кг}=0,78\%$   
 $\text{FeMn}=100\%$   
 $\text{FeMn}=8,9\text{кг} + 5\%=9,4\text{кг}$   
 $\text{Al}_{\text{ср}}=0,03\%$   
 $1000\text{ кг}=100\%$   
 $X_3=0,03\%$   
 $\text{Al}_{\text{ср}}=0,3\text{кг}+5\%=0,315\text{кг}$   
 Чугун передельный  
 $1000\text{ кг}=100\%$   
 $X_4=0,24\%$   
 Чугун =2,4кг  
 $2,4\text{кг}=4\%$   
 Чугун=100%  
 Чугун=63 кг с угаром

Общий вес металлозавалки=1052,6кг на тонну жидкого металла.  
 Участок ремонта печного оборудования.

Ковшовое отделение предназначено для капитального ремонта и футеровки ковшей, а также для сушки ковшей после ремонта. Тигли сушат при первых плавках. Здесь же производят набор и сушку стопоров. Стопоры сушат в подвешенном состоянии в электросушилках с искусственной рециркуляцией при температуре 100 - 200 °С.

Режим сушки должен соблюдаться очень строго, так как плохо просушенный стопор может стать причиной аварии.

Для сушки ковшей после ремонта применяют стенд, отапливаемый газом.

### **Экспресс - лаборатории**

Для проведения химического анализа металла во время плавки на плавильном участке предусматривают экспресс-лабораторию. Размещаются они непосредственно в производственных отделениях цеха.

При плавке в электропечах необходимо брать три-четыре анализа от каждой плавки по значительно большему количеству элементов (двенадцать-двадцать), чтобы уловить присутствие нежелательных примесей от случайных отходов. Для этой цели предусматривают сложное автоматическое оборудование (квантометры). Такие лаборатории выполняют по специальным

заказам. По этим данным определяют количество лаборантов в одну смену. Общая площадь лаборатории 8 - 9 м<sup>2</sup> на одного работающего лаборанта, но не менее 15 м<sup>2</sup>. Экспресс-лаборатории размещают, как правило, по возможности ближе к рабочей площадке печей и в помещении смесеприготовительного отделения с удобным выходом на площадку обслуживания оборудования.

### **Контрольные вопросы**

1. Как готовится сырье и шихты?
2. Современные методы обработки медных изделий.
3. Плавильная печь с кислородной горелкой.

## **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 16** **РАСЧЕТ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОЦЕССА** **МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ.**

(2 часа)

**Цель работы:** обучение студентов процессу агломерации металлического консервирующего сырья и приобретение навыков расчета процесса агломерационного обжига свинцовых концентратов.

Воспользуемся результатами расчета шихты агломерирующего обжига и рассчитаем для этого случая количество агломерационных машин. Примем, что на заводе будут получать 150 000 т рафинированного свинца в год и что обжиг будет производиться по схеме одноступенчатого процесса с просасыванием. Из расчета шихты известен ее состав, %:

смесь двух концентратов:  $23,7 + 2,6 = 26,3$ ;

флюсы:  $3,7 + 5,3 + 1,7 = 10,7$ ;

оборотный агломерат — 63,0.

Расход флюсов от количества перерабатываемых концентратов составляет:

$10,7/26,3 * 100 = 41\%$ .

Для подсчета количества обжигаемой шихты необходимо принять общее извлечение свинца от концентрата до рафинированного металла. На заводе предусматривается использование самых современных металлургических процессов и видов оборудования, хорошее пылеулавливание, рациональная переработка пылей и других

полупродуктов, обесцинкование шлаков свинцовой плавки и высокая общая производственно-техническая культура. При таких условиях общее извлечение свинца можно принять равным 95%. В течение года потребуется; переработать свинцовых концентратов обожженной шихты

$$309\,000/26,3 * 100 = 1\,174\,900 \text{ т.}$$

Суточное количество: обжигаемой шихты  $1\,174\,900 : 365 = 3200 \text{ т}$ ;  
полученного агломерата  $3200 * 0,325 = 1040 \text{ т}$ .

Таким образом, потребуется установить на заводе столько агломерационных машин, чтобы на них можно было ежедневно обжигать 3200 т шихты и получать при этом 1040 т агломерата, годного для шахтной плавки. На современных свинцовых заводах применяют стандартные ленточные машины. Расчет сводится к выбору эффективных размеров машины и к определению числа машин для выдачи заказа машиностроительному заводу. Детальные конструктивные расчеты по агломерационным машинам металлургу, как правило, производить не приходится.

Перед началом расчета рекомендуется каждый раз уточнять по соответствующим каталогам эффективные размеры изготавливаемых машин. Уралмашзавод в настоящее время изготавливает агломерационные машины с эффективными размерами  $3 \times 25 = 75 \text{ м}^2$ . Установку таких машин предусматриваем и в нашем расчете.

Существуют два основных метода расчета агломерационных машин: по удельной производительности и по скорости спекания. Расчет машины по удельной производительности по годовому агломерату и по количеству выжигаемой серы производится с учетом опыта работы других свинцовых заводов.

Приняв удельную производительность машины по годовому агломерату на основании хорошо работающих агломерационных машин, необходимо подсчитать также удельную производительность машины по выжигаемой сере, для чего воспользуемся ранее приведенной формулой:

где  $N$  — удельная производительность машины по сере,  $\text{т}/\text{м}^2 \cdot \text{сутки}$ ;

$Q$  — удельная производительность машины по агломерату,  $13,5 \text{ т}/\text{м}^2 \cdot \text{сутки}$ ;

$c$  — содержание серы в шихте обжига 14,3%;

$f$  — выход годного агломерата от первичной шихты,  $f = 0,887$ ;

$e$  — содержание серы в агломерате,  $e = 1,9\%$ .

Получилась очень высокая удельная производительность машины по выжигаемой сере, практически пока не достигнутая ни на одном свинцовом заводе. Объясняется это высоким содержанием серы в перерабатываемых концентратах (20,1% S) и для данного случая очень высокой принятой производительностью машины по годному агломерату. Примем удельную производительность машины по выжигаемой сере в количестве 1,6 г и подсчитаем, какая в этом случае должна быть достигнута производительность по агломерату. Произведенный проверочный расчет показал, насколько рискованно рассчитывать машину только по одной ее удельной производительности по агломерату и как необходимо во всех случаях проверять производительность машины и по выжигаемой сере. Многие заводы стремятся к максимальному использованию времени работы машины, чтобы она работала почти непрерывно в течение суток. Естественно, что это недостижимо, машину приходится периодически останавливать для осмотра, профилактики, текущего и капитального ремонтов.

За последние годы наметилась тенденция предусматривать время остановки машины, вполне достаточное для приведения в образцовый порядок машины и всего подсобного оборудования и для поддержания в аглоцехе образцовой чистоты. При таких условиях значительно легче достичь высокой удельной производительности машины за время ее работы. В частности, на заводе в Керджали аглоцех работает только шесть дней в неделю, а седьмой день отведен для текущих и планово-предупредительных ремонтов. На заводе Реншер, Швеция, агломерационная машина работает только в одну дневную смену, а в остальные смены производятся ремонтные работы и тщательная уборка агломерационного цеха. В аглоцехе этого завода поддерживается образцовая чистота. Агломерационная машина представляет собой такой агрегат, который очень легко и быстро можно остановить на длительное время, после чего также быстро снова пустить в работу. При остановке машины останавливают движущийся конвейер паллет и продолжают дообжигать всю шихту, находящуюся над камерами разрежения, после чего прекращают работу зажигательного горна, эксгаустеров и других механизмов. При пуске машины разжигают горн, что занимает всего несколько минут, пускают в действие машину, которая сразу начинает сбрасывать холодный агломерат, полученный до ее остановки, приводят в действие эксгаустеры и все другие приспособления для транспортировки, загрузки шихты и т. п. При

длительной остановке агломерационных машин нужно иметь значительные запасы готового агломерата, чтобы обеспечить непрерывную работу шахтных плавильных печей. На заводе в Бинсфельдхаммере всегда имеется в запасе 2000 т годного агломерата, что составляет пятисуточный запас для шахтной плавки.

Принимаем, что на проектируемом заводе агломерационный цех будет работать 6 дней в неделю, как на заводе в Керджали. Тогда использование времени на процесс обжига составит

$$6 \cdot 24 / 7 \cdot 24 \cdot 100 = 86\%,$$

что вполне удовлетворительно.

Фактическая удельная производительность машины по агломерату, отнесенная к 7 суткам работы в неделю, составит

$$8 \cdot 0,86 = 7 \text{ т агломерата.}$$

Для выполнения программы завода по свинцу потребуется эффективной площади агломерационных машин

$$1040 : 7 = 148,5 \text{ м}^2.$$

Машину мы выбрали с эффективной площадью 75 м<sup>2</sup>, следовательно, потребуется установить 2 такие машины с общей площадью 150 м<sup>2</sup>. Резервная машина не потребуется, так как при шестидневной работе машин в неделю уже имеются вполне достаточные резервы.

Расчет агломерационной машины по скорости спекания шихты несколько сложнее, требует проведения предварительных опытов по определению скорости спекания, но дает более надежные результаты, особенно если опыты были проверены на установке полупромышленного масштаба. Под скоростью спекания шихты понимается скорость передвижения слоя интенсивного обжига сверху вниз, до колосниковой решетки. Шихта, лежащая на паллетах, при этом воспламеняется, хорошо обжигается, опекается и в хвостовой части машины образовавшийся агломерат частично охлаждается. Так как некоторое охлаждение агломерата на паллетах машины — обязательная операция, то при определении времени спекания не будем разграничивать, где заканчивается спекание и начинается охлаждение агломерата. Продолжительность спекания определяется делением высоты слоя шихты на скорость спекания. Например, при высоте слоя 0,25 м и при скорости спекания (определенной экспериментально) 0,01 м/мин, продолжительность спекания составит

$$0,25/0,01 = 25 \text{ мин.}$$

В этом случае скорость движения ленты будет

$$25 : 25 = 1 \text{ м/мин.}$$

Для определения удельной производительности машины по шихте воспользуемся приведенной ранее формулой для определения

$$1440bhVv/F,$$

где  $F$  — эффективная площадь машины, равная  $75 \text{ м}^2$ ;

$b$  — ширина машины, равная  $3,0 \text{ м}$ ;

$h$  — высота слоя шихты, принимаем  $0,25 \text{ м}$ ;

$V$  — насыпная масса шихты, определяется опытным путем, в данном случае принята равной  $2,0 \text{ т/м}^3$ ;

$v$  — скорость движения ленты, равная  $1 \text{ м/мин}$ ;

$1440$  — число минут в сутках.

$Q = 1440 * 3 * 0,25 * 2 * 1/75 = 29 \text{ т шихты/м}^2 \cdot \text{сутки}$ ,  
или на одну машину, работающую непрерывно,

$29 * 75 = 2175 \text{ т шихты/сутки}$ . Но так как машины будут работать по 6 дней в неделю, при полезном использовании  $86\%$  времени на обжиг каждая машина будет обжигать в среднем за сутки

$$2175 * 0,86 = 1870 \text{ т}$$

**Шихты и две машины**

$$1870 * 2 = 3740 \text{ т шихты.}$$

В начале этого расчета уже было подробно подсчитано, что потребуется обжигать  $3200 \text{ т шихты}$  за сутки, следовательно, запроектированные машины смогут обжечь нужное количество шихты.

Расчет агломерационных машин для обжига с дутьем может быть произведен аналогичным образом.

### **Контрольные вопросы**

1. Что называется агломератом?
2. Каковы причины дефицита серы?
3. Что называется рациональным содержанием?

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 17**  
**РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ВТОРИЧНОГО**  
**СЫРЬЯ (часть 1).**

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков расчета материального баланса вторичного ломового сырья по составу и материального баланса кислородного конвертера.

Расчет конвертера вместимостью 150 тонн с обдувом металла техническим кислородом (99,5% O<sub>2</sub> + 0,5%N<sub>2</sub>). Шихты содержат 77 % чугуна и 23 % лома, их состав до раскисления следующий:

	C	Si	Mn	P	S
Чугун 77%	3,8	1,0	0,9	0,2	0,05
Скрап 23%	0,1	-	0,5	0,04	0,04
Средний состав шихты	2,759	0,72	0,763	0,033	0,045
Сталь перед раскислением	0,1	-	0,4	0,025	0,01

Расход футеровки (кирпич с периклазошпинелидом) принимаем за 0,25% от массы осадки.

Преобразователь включен в счет; 1) расчет материального баланса; 2) расчет основного размера конвертера; 3) коэффициент заряда кислорода; 4) расчет теплового баланса.

**Материальный баланс**

Предварительно обожженные включения определяют по разнице среднего содержания элементов в стали до окисления и в шлаке (на 100 кг шлака).

C.....2,759 – 0,1 = 2,659 кг  
 Si.....0,72 кг  
 Mn.....0,763 – 0,04 = 0,723 кг  
 P.....0,033 – 0,01 = 0,023 кг  
 S.....0,045 – 0,025 = 0,02 кг  
 Fe.....1,5 кг  
 Всего 1,5 кг

10% С

Расход кислорода	Масса оксида, кг
$C \rightarrow CO_2 \dots 0,2659 \cdot 32 : 12 = 0,709$	$0,2659 + 0,709 = 0,975$
$C \rightarrow CO \dots 2,3931 \cdot 16 : 12 = 3,190$	$2,3931 + 3,190 = 5,584$
$Si \rightarrow SiO_2 \dots 0,72 \cdot 32 : 28 = 0,823$	$0,72 + 0,823 = 1,543$
$Mn \rightarrow MnO \dots 0,723 \cdot 16 : 55 = 0,210$	$0,723 + 0,210 = 0,933$
$P \rightarrow P_2O_5 \dots 0,023 \cdot 80 : 62 = 0,030$	$0,023 + 0,002 = 0,004$
$Fe \rightarrow Fe_2O_3 \dots 1,5 \cdot 48 : 112 = 0,643$	$1,5 + 0,643 = 2,143$
5,607	11,235

### Контрольные вопросы

1. Что называется вторичным ломом-сырьем?
2. Что такое футеровка?
3. Какова схема переработки твердых руд?

### ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 18

#### РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ (часть 2).

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков расчета материального баланса вторичного ломового сырья по составу и определение количества и состава выделяемого из кислородного конвертера шлака.

Для расчета количества и состава шлака принимаем, что расход боксита равен 0,6 кг (на 100 кг шихты). Обозначим расход извести через  $x$  и заимствуя состав неметаллических материалов из табл. 18.1. находим: количество CaO в конечном шлаке, кг, поступающее из:

$$\text{Футеровка } 0,25 \cdot 0,02 = 0,005$$

$$\text{Боксита } 0,60 \cdot 0,01 = 0,006$$

$$\text{Извести } 0,85x$$

$$0,011 + 0,85x$$

количество SiO<sub>2</sub> в конечном шлаке, кг, поступающее из:

$$\text{Металлическая } 1,543$$

шихта	
Футеровка	$0,25 \cdot 0,05 = 0,0125$
Боксит	$0,30 \cdot 0,10 = 0,06$
Известь	$0,035$
	$1,6155 + 0,035x$

Таблица 18.1.

Состав шлака, кг

Источник	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Металлическая шихта	1,543	-	-	-	-	0,018	0,933	0,053	-
Футеровка	0,0125	0,005	0,175	0,0075	0,03	-	-	-	0,02
Боксит	0,06	0,025	-	0,324	-	0,0006	-	0,0005	0,15
Известь	0,271	6,593	0,271	0,039	-	0,010	-	0,0078	0,027
Итого	1,8865	6,623	0,446	0,3705	0,03	0,0286	0,933	0,0613	0,197

В боксите содержится еще 0,0048 кг CO<sub>2</sub> и 0,054 кг H<sub>2</sub>O

В боксите содержится еще 0,537 кг CO<sub>2</sub>

Задавая шлак  $CaO/SiO_2 = 3,5$ , определим расход извести

$$\frac{CaO}{SiO_2} = \frac{0,011 + 0,85x}{1,6155 + 0,035x} = 3,5,$$

откуда  $x = 7,7577$  кг.

Теперь, используя данные табл., легко определить конечный состав шлака (табл 18.1.).

В соответствии с практическими данными примем, что содержание FAO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в конечном шлаке соответственно равно 15 и 5 %. Тогда масса шлака без оксидов железа равна 80 % или согласно предыдущей таблице 10,379, а общая масса шлака  $L_{\text{шл}} = 10,379 / 0,8 = 12,974$  кг.

Масса оксидов железа в шлаке равна  $12,974 - 10,379 = 2,595$  кг, из которых 0,649 кг  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и 1,946 кг  $\text{FAO}$ .

Таким образом, состав конечного шлака следующий:

	$\text{SiO}_2$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Cr}_2\text{O}_3$
кг	1,8865	6,623	0,446	0,3705	0,03
%	14,54	51,05	3,44	2,86	0,23

	$\text{SiO}_2$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Cr}_2\text{O}_3$
кг	0,0286	0,933	0,0613	0,649	1,946
%	0,22	7,19	0,47	5,00	15,00

Окислится железа, кг:

$$\text{До } \text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 0,649 - 0,197 = 0,452$$

$$\text{До } \text{FeO} \quad 1,946$$

Здесь 0,197 кг - количество  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , поступающее из различных источников (см. выше).

Поступит железа из металла в шлак

$$1,946 - 56:72 + 0,452 \cdot 112:160 = 1,514 + 0,319 = 1,833 \text{ кг.}$$

Выход годного составит

$$100 - 5,645 - 0,5 - 1,0 - 1,833 = 91,022 \text{ кг,}$$

где 5,645 – угар примесей, кг; 0,5 – количество железа, уносимого со шлаком, кг; 1,0 – потери железа с выбросами, кг; 1,833 – потери железа на образование оксидов железа в шлаке, кг.

Расход кислорода на окисление железа (определяем как разность между массами оксида и исходного элемента).

$$(1,946 - 1,514) + (0,649 - 0,319) = 0,762 \text{ кг.}$$

Расход кислорода на окисление всех примесей  $5,607 + 0,762 = 6,369$  кг.

Принимая коэффициент усвоения подаваемого в ванну кислорода равным 0,9, определим необходимое количество технического кислорода на 100 кг садки

$$6,369 \cdot 22,47(0,995 \cdot 0,9 \cdot 32) = 4,98 \text{ м}^3.$$

Расход кислорода на 1 т садки равен  $49,8 \text{ м}^3/\text{т}$ . Количество подаваемого азота равно  $4,98 \cdot 0,005 = 0,025 \text{ м}^3$  или 0,031 кг.

Количество неусвоенного кислорода

$$(4,98 - 0,025) 0,05 = 0,248 \text{ м}^3 \text{ или } 0,354 \text{ кг.}$$

Масса технического кислорода равна

$$6,369 + 0,031 + 0,354 = 6,754 \text{ кг.}$$

Теперь можно определить состав и количество выделяющихся газов

	кг	м <sup>3</sup>	%
CO <sub>2</sub>	0,975+0,0048+0,537=1,517	0,772	13,84
CO	5,584	4,467	80,05
H <sub>2</sub> O	0,054	0,067	1,20
O <sub>2</sub>	0,354	0,248	4,44
N <sub>2</sub>	0,031	0,025	0,45
SO <sub>2</sub>	0,004	0,001	0,02
Итого	7,544	5,580	100,0

### Материальный баланс плавки.

Поступило, кг:

Получено, кг:

Чугун	77,000	Сталь	91,022
Скрап	23,000	Потери металла со шлаком	0,500
Боксит	0,600	Потери металла с выбросами	1,000
Известь	7,757	Шлак	12,974
Футеровка	0,250	Газы	7,544
Технический	6,754	F <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (в дым)	2,143
Итого	115,361	Итого	115,183
		Невязка	- 0,18 кг

### Контрольные вопросы

1. Что такое шлак?
2. Почему первичные руды перерабатываются вторичными рудами?
3. Что такое материальный баланс?

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 19**  
**РАСЧЕТ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО БАЛАНСА ПЕРЕРАБОТКИ**  
**ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ (часть 1).**

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков расчета энергетического баланса вторичного ломового сырья и теплового баланса кислородного конвертера.

***Определение основных размеров конвертера***

Внутренний диаметр  $D_{вн}$  конвертера и глубина жидкой ванны в спокойном состоянии  $h$  и общая высота  $H_1$  зависят от его садки:

Садка, Т	50	100	150	200	250	300
$D_{вн}$ , м	-3,3	4,2	4,93	5,5	6,2	6,9
$h$ , м	1,1	1,4	1,5	1,6	1,7	2,0
$H_1/D_{вн}$	1,55	1,47	1,4	1,3	1,22	1,25

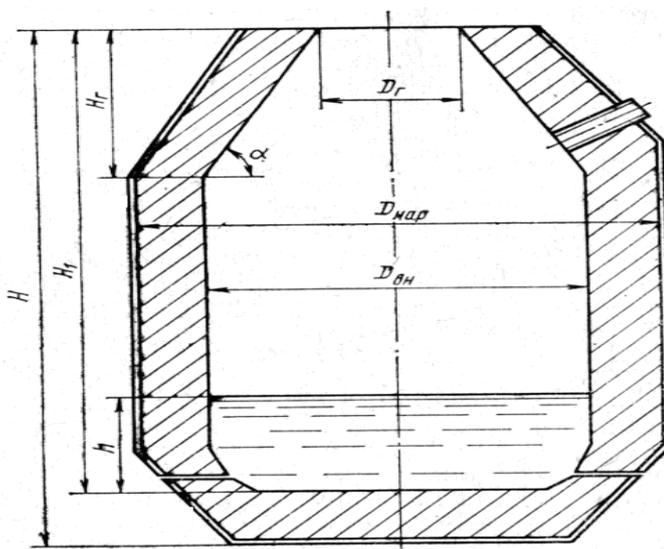
Толщину футеровки конвертера обычно принимают: конусной части 508-888 мм; цилиндрической части 711 - 990 мм; днища 748-1220 мм.

В соответствии с приведенными рекомендациями выбираем  $D_{вн} = 4,93$  м и  $H_1/D_{вн} = 1,4$ . Тогда высота рабочего пространства равна

$$H_1 = 4,93 \cdot 1,4 = 6,9 \text{ м.}$$

Диаметр горловины принимаем равным

$$D_{г} = 0,55 D_{вн} = 0,55 \cdot 4,93 = 2,7 \text{ м.}$$



Высота горловины при угле ее наклона  $\alpha=60^\circ$  равна  
 $H_1 = 0,5 (D_{\text{вн}} - D_{\text{г}}) \operatorname{tag} 60^\circ = 0,5 (4,93 - 2,7) 1,732 = 1,93 \text{ м.}$

Объем конвертера находим по упрощенной формуле

$$V = \frac{\pi D_{\text{вн}}^2}{4} H = \frac{3,14 \cdot 4,93^2}{4} \cdot 6,9 = 131,65 \text{ м}^3$$

Принимая толщину футеровки днища равной  $\delta_{\text{ф.}} = 1$  м и толщину кожуха  $\delta_{\text{кож}} = 0,03$  м, определим общую высоту конвертера

$$H = 6,9 + 1,0 + 0,03 = 7,93 \text{ м.}$$

Наружный диаметр конвертера при средней толщине футеровки стен  $\delta_{\text{ф. ст}} = 0,85$  м и толщине кожуха  $\delta_{\text{кож}} = 0,03$  м равен

$$D_{\text{нар}} = 4,93 + 2 \cdot 0,85 + 2 \cdot 0,03 = 6,69 \text{ м.}$$

### Тепловой баланс

Приход тепла

**1. Тепло, вносимое чугуном ( $t_{\text{ч}} = 1300^\circ\text{C}$ )**

$$Q_{\text{ч}} = 150 \cdot 10^3 \cdot 0,77 [0,745 \cdot 1200 + 217,22 + 0,837(1300 - 1200)] = 138013 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 138,013 \text{ ГДж.}$$

**2. Тепло, вносимое скрапом ( $t_{\text{ск}} = 20^\circ\text{C}$ )**

$$Q_{\text{сек}} = 0,469 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 0,23 \cdot 20 = 342 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 0,342 \text{ ГДж.}$$

**3. Тепло экзотермических реакций**

$$\text{C} \rightarrow \text{CO}_2 \dots 0,002659 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 34,09 = 13596,80$$

$$\text{C} \rightarrow \text{CO} \dots 0,023930 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 10,47 = 37582,06$$

$$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2 \dots 0,007200 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 31,10 = 33588,00$$

$$\text{Mn} \rightarrow \text{MnO} \dots 0,007230 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 7992,77$$

$$\text{P} \rightarrow \text{P}_2\text{O}_5 \dots 0,000230 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 25,00 = 862,50$$

$$\text{S} \rightarrow \text{SO}_2 \dots 0,000020 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 9,28 = 27,84$$

$$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3 \dots 0,004520 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 4996,86$$

$$\text{Fe} \rightarrow \text{FAO} \dots 0,019460 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 4,82 = 14069,58$$

$$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3 \dots 0,015000 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 16582,50$$

$$Q_{\text{экз.}} = 129289,14 \text{ МДж} = 129,300 \text{ ГДж.}$$

Тепловые эффекты реакций окисления заимствованы из приложения XII.

### Контрольные вопросы

1. Экономия энергии в металлургическом производстве.
2. Поступление тепла от кислородного конвертера.
3. Разработка ресурсосберегающих технологий.

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 20**  
**РАСЧЕТ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО БАЛАНСА ПЕРЕРАБОТКИ**  
**ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ (часть 2).**

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков расчета энергетической переработки вторичного ломового сырья и теплового баланса кислородного конвертера, расхода тепла.

***Расчет расхода тепла конвертера***

1. Физическое тепло стали

$$Q_{ст} = 0,91022 \cdot 150 \cdot 10^3 [0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837(1600 - 1500)] - 191946 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 191,946 \text{ ГДж.}$$

2. Физическое тепло стали, теряемой со шлаком

$$Q_{ст-шл} = 0,005 \cdot 150 \cdot 10^3 [0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837(1600 - 1500)] = 1054 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 1,054 \text{ ГДж.}$$

3. Физическое тепло шлака

$$Q_{шл} = 0,12974 \cdot 150 \cdot 10^3 (1,25 - 1600 + 209,35) = 42996 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 42,996 \text{ ГДж.}$$

4. Тепло, уносимое газообразными продуктами реакций с температурой  $t_{yx} = 1550 \text{ }^\circ\text{C}$

$$Q_{yx} = 0,0558 \cdot 150 \cdot 10^3 \cdot 2397,543 = 20067 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 20,067 \text{ ГДж.}$$

$$i_{CO_2} + 50 \dots (0,1384 + 0,0002) 3545,34 = 491,384$$

$$i_{CO} \dots 0,8005 \cdot 2200,26 = 1761,308$$

$$i_{H_2O} \dots 0,012 \cdot 2758,39 = 33,107$$

$$i_{O_2} \dots 0,0444 \cdot 2296,78 = 101,977$$

$$i_{N_2} \dots 0,0045 \cdot 2170,55 = 9,767$$

$$i_{yx}^{1550} = 2397,543 \text{ кДж/м}^3.$$

5. Тепло, теряемое с уносимыми частицами

$$Q_{Fe_2O_3} = 0,02143 \cdot 150 \cdot 10^3 (1,23 \cdot 1600 + 209,36) = 6999 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 7,0 \text{ ГДж.}$$

6. Потери тепла излучением через горловину конвертера: во время продувки

$$Q_{изл} = 5,7 \left[ \left( \frac{1600 + 273}{100} \right)^4 - \left( \frac{30 + 273}{100} \right)^4 \right] \frac{3,14 \cdot 2,7^2}{4} 597,6 = 2400 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 2,4 \text{ ГДж}$$

во время паузы

$$Q_{\text{изл}2} = 5,7 \left[ \left( \frac{1600+273}{100} \right) - \left( \frac{30+273}{100} \right)^4 \right] \frac{3,14 \cdot 2,7^2}{4} 1080 = 3480 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 3,48 \text{ ГДж}$$

Суммарные потери тепла излучением

$$Q_{\text{изл}} = 2,4 + 3,48 = 5,88 \text{ ГДж. 208}$$

7. Тепло, аккумулируемое футеровкой конвертера. Во время паузы внутренние слои футеровки конвертера охлаждаются, отдавая тепло излучением через горловину, а во время продувки снова нагреваются, аккумулируя тепло. Расчет этой величины проводят методом конечных разностей.

Для упрощения расчетов принимаем, что температура внутренней поверхности футеровки и толщина последней везде одинаковы ( $\delta_{\text{нач}} = 0,9$  м для новой и  $\delta_{\text{кон}} = 0,45$  м для изношенной футеровки). Поскольку наибольшие потери будут при тонкой футеровке, принимаем в расчете, что периклазошпинелидная футеровка имеет толщину  $\delta_{\text{ф}} = 0,45$  м.

В первом приближении принимаем распределение температуры по толщине футеровки в конце периода продувки линейным, причем  $t_{\text{вн}} = 1500^\circ\text{C}$ , а  $t_{\text{нар}} = 400^\circ\text{C}$ . Тогда при средней температуре футеровки  $t_{\text{ф}} = 0,5 (1500+400) = 950^\circ\text{C}$  согласно приложению I коэффициент теплопроводности периклазошпинелидной футеровки равен  $\lambda_{\text{ф}} = 4,17 - 0,011 \cdot 950 = 3,125 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}$ .

Плотность периклазошпинелидной футеровки  $\rho_{\text{ф}} = 3150 \text{ кг/м}^3$ , удельная теплоемкость  $c_{\text{ф}} = 920 \text{ Дж/(кг}\cdot\text{К)}$ , коэффициент температуропроводности  $a = 3,125 / (3150 \cdot 920) = 1,0 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ .

Разобьем футеровку на 25 элементарных слоев, каждый из которых имеет толщину

$$x_{\text{ф}} = 0,45/25 = 0,018 \text{ м.}$$

Продолжительность элементарного интервала времени [формула (80)]

$$\Delta \tau = x_{\text{ф}}^2 / 2a_{\text{ф}} = 0,018^2 / 2 \cdot 1,0 \cdot 10^{-6} = 162 \text{ с.}$$

Число элементарных интервалов времени: в период продувки  $r_1 = 597,6/162 = 3,69 \approx 4$ ; в период паузы  $r_2 = 1080/162 = 6,67 \approx 7$ .

В период продувки температура внутренних поверхностей футеровки неизменна и равна  $1500^\circ\text{C}$ . В течение паузы температура внутренней поверхности футеровки уменьшается за счет потерь тепла излучением.

Коэффициент теплоотдачи излучением находим по формуле

$$\alpha_{изл} = \frac{3,48 \cdot 10^9}{(1500 - 30)125,9 \cdot 1080} = 17,4 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$$

где площадь поверхности футеровки конвертера определяли по формуле

$$F_{вн} = \pi D_{вн} H_1 + \pi D_{вн}^2/4 = 3,14 \cdot 4,93 \cdot 6,9 + 3,14 \cdot 4,93^2/4 = 125,9 \text{ м}^2$$

Коэффициент теплоотдачи конвекцией от наружной поверхности футеровки конвертера находим, принимая среднюю температуру наружной поверхности равной 300°C

$$\alpha_{конв} = 10 + 0,06 \cdot 300 = 28 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}).$$

Начальное распределение температуры находим в соответствии с принятым линейным распределением температуры по толщине футеровки в конце периода продувки (табл.45).

Поскольку колебания температуры имеют место только во внутренних слоях футеровки ограничимся первыми 10 элементарными слоями.

Распределение температуры по толщине футеровки в конце периода продувки ( $11 \Delta \tau$ ) достаточно хорошо соответствует принятому в качестве начального линейного распределения ( $0 \Delta \tau$ ) и дальнейший расчет можно не производить. В противном случае следует еще раз повторить расчет для паузы и периода продувки, используя полученное распределение температуры по толщине футеровки в качестве начального.

Тепло, аккумулированное футеровкой конвертера, находим по формуле (159)

$$Q_{акк} = V_{\phi} \rho_{\phi} c_{\phi} (t_{\phi}^{кон} - t_{\phi}^{нач}) = 22,662 \cdot 3150 \cdot 920(1220,3 - 1196,4) = 1380 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 1,38 \text{ ГДж}.$$

$$\text{Здесь } V_{\phi} = F_{вн} \cdot 10x = 125,9 \cdot 10 \cdot 0,018 = 22,662 \text{ м}^3.$$

$$t_{\phi}^{кон} = \frac{1409 + 1302 + 1289 + 1247 + 1242 + 1218 + 1186 + 1146 + 1104 + 1060}{10} = 1220,3^{\circ} \text{C}$$

$$t_{\phi}^{нач} = \frac{1163 + 1242 + 1277 + 1284 + 1263 + 1232 + 1191 + 1148 + 1104 + 1060}{10} = 1196,4^{\circ} \text{C}$$

### Контрольные вопросы

1. Каковы основные тенденции изменения сырьевой базы цветной металлургии?
2. Как найти физическую теплоту шлака?
3. Разработка ресурсосберегающих технологий.

## **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 21**

### **РАСЧЕТ ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ НА ПЛАВКУ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ (ЧАСТЬ 1).**

**(2 часа)**

**Цель работы:** обучение студентов расчету дуговых сталеплавильных печей для выплавки железосодержащего сырья.

Плавка в дуговой сталеплавильной печи состоит из следующих основных периодов (цифры в скобках характеризуют примерную продолжительность каждого периода):

- 1) период расплавления (с подвалкой) (60%);
- 2) окислительный период (9, 4%);
- 3) период рафинировки (18,2%);
- 4) период межплавочных простоев, включающий выпуск, заправку, очистку и завалку (12,4%).

В первый период происходят нагрев и плавление загрузки и печь потребляет большую часть электроэнергии. Поэтому обычно при проектировании дуговой сталеплавильной печи расчет проводят только для периода расплавления и он включает:

- 1) расчет материального баланса;
- 2) расчет основных размеров печи;
- 3) расчет энергетического баланса;
- 4) расчет необходимой мощности трансформатора.

Ниже приводятся данные только для периода расплавления.

Рассчитать дуговую сталеплавильную печь емкостью  $G = 100$  т. Для выплавки трансформаторной стали использована шихта, содержащая 11% предельного чугуна, 76,0% паспортной болванки и обрезки; 11 % рядового лома. 1,74 % агломерата и 0,26 % электродов, состав которых стали в конце периода расплавления следующий:

	C	Si	Mn	Fe
Чугун предельный (11%)	(4,6)	0,65	1,04	Ост
Паспортная болванка и обрезки (76%)	0,15	0,30	0,40	Ост.
Лом рядовой (11%)	0,70	0,30	1,00	Ост.
Агломерат (в пересчете на железо) (1,74)	-	-	-	57,4
Электроды (в пересчете на углерод) (0,26 %)	0,99	-	-	-

Средний состав	0,9544	0,3325	0,5284	Ост.
Сталь в конце периода расплавления	0,23	0,036	0,19	Ост.

Расход футеровки за период расплавления примем равным: магнезитохромитовый кирпич - 0,03 %; магнезитовый порошок - 1,03 %; магнезитовый кирпич - 0,28 % массы садки.

Во время периода расплавления в ванну подается: 0,56% (от массы садки) магнезита; 2,25% извести и 3,27% агломерата.

### *Материальный баланс*

Угар примесей определим как разность между средним содержанием элемента в шихте и в стали после расплавления (расчет проводим на 100 кг шихты):

C	$0,6544 - 0,230 = 0,7244$ кг
Si	$0,3325 - 0,036 = 0,2965$ кг
Mn	$0,5284 - 0,190 = 0,3384$ кг
Fe (в дым)	3,0000 кг
Всего	4,3593 кг.

Принимая, что 30 % C окисляется до CO<sub>2</sub>, а 70% до CO, найдем расход кислорода на окисление примесей и - массу образовавшихся оксидов:

Расход кислорода, кг	Масса оксида, кг
C → CO <sub>2</sub> ... $0,2173 \cdot 32 : 12 = 0,5795$	$0,2173 + 0,5795 = 0,796$
C → CO ... $0,5070 \cdot 16 : 12 = 0,6760$	$0,5070 + 0,6760 = 1,1830$
Si → SiO <sub>2</sub> ... $0,2965 \cdot 32 : 28 = 0,3389$	$0,2965 + 0,3389 = 0,6354$
Mn → MnO ... $0,3384 \cdot 16 : 55 = 0,0984$	$0,3384 + 0,0984 = 0,4368$
Fe → Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ... $3,0000 \cdot 48 : 112 = 1,2857$	$3,0000 + 1,2857 = 4,2857$
(в дым)	
<b>2,9785</b>	<b>7,3374</b>

### **Контрольные вопросы**

1. В какие периоды плавка в дуговой сталеплавильной печи сжимается?
2. Какие расчеты производятся в период оттаивания?
3. Каковы основные размеры дуговой сталеплавильной печи?

## **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 22**

### **РАСЧЕТ ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ НА ПЛАВКУ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ (часть 2).**

(2 часа)

**Цель работы:** обучение студентов рассчитать материальный баланс при расчете дуговых сталеплавильных печей на выплавку железосодержащего сырья.

**Используя табл.22.1., находим состав шлака в конце периода плавления:**

	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Металлическая шихта	0,6354	-	-	-
Магнезитохромитовый кирпич	0,0018	0,0006	0,0198	0,0012
Магнезитовый кирпич	0,0084	0,0073	0,2520	0,0045
Магнезитовый порошок	0,0419	0,0262	0,9431	0,0083
Магнезит (подвалка)	0,0168	0,0146	0,5040	0,0086
Агломерат	0,4359	0,6508	0,0401	-
Известь	0,0787	1,9125		
Итого				

	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Металлическая шихта	-	-	0,4368	-	
Магнезитохромитовый кирпич	0,0036	-	-		0,0030
Магнезитовый кирпич	-	-	-	-	0,0056
Магнезитовый порошок	-	-	-	-	0,0105
Магнезит (подвалка)	-	-	-	-	0,0112
Агломерат	-	-	-	-	-
Известь	-	0,0029	-	0,0023	0,0079
Итого	0,0036	0,0029	0,4368	0,0023	0,0382

Примечание: магнезитовый кирпич и известь вносят соответственно 0,002 и 0,1557 кг CO<sub>2</sub>.

Содержание оксидов железа в шлаке зависит от содержания углерода в металле и согласно данным Ф. П. Еднерала можно принять

Сl, %	.....	0,08 – 0,18	0,20 – 0,32	0,28 – 0,42	0,67 – 1,09
Fe <sub>общ</sub> , %	.....	12,23	10,05	9,20	9,10

По практическим данным отношение (Fe в FAO)/(Fe в Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) принимаем равным 2—4.

В соответствии с приведенными рекомендациями принимаем, что при содержании углерода в стали в конце периода расплавления равном 0,23 % содержание оксидов железа в шлаке составит 10,05 %, причем FAO будет 7,5 %, а Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 2,55%.

Масса шлака без оксидов железа, равная согласно предыдущей таблице, 6,1481 кг, составляет 89,95%, а общая масса шлака

$$L_{\text{шл}} - 6,1481/0,8995 = 6,8350 \text{ кг.}$$

Масса оксидов железа в шлаке равна  $6,8350 - 6,1481 = 0,6869$  кг, из которых 0,1717 кг Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и 0,5152 кг FAO.

Таким образом, состав шлака следующий:

	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
кг	1,2189	2,6120	1,8377	0,0339	0,0036
%	17,83	38,22	26,89	0,500	0,050

	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO
кг	0,0029	0,4368	0,0023	0,1717	0,5152
%	0,040	6,390	0,030	2,51	7,54

Основность шлака равна  $CaO/SiO_2 - 38,22/17,83 = 2,14$ .

Окислится железа, кг:

$$\begin{array}{l} \text{До Fe}_2\text{O}_3 \dots\dots\dots 0,1717 - 0,0382 = 0,1335. \\ \text{До FAO} \dots\dots\dots 0,5152. \end{array}$$

Поступит железа из металла в шлак  
 $0,1335 \cdot 112:160 + 0,5152 \cdot 56:72 = 0,0092 + 0,4007 = 0,4099$  кг.

Выход годного составит

$$98,0 - 4,3592 - 0,4099 - 0,5 + 3,843 = 96,5739 \text{ кг},$$

где 98,0 – масса металлической части шихты, кг; 4,3592 – угар примесей, кг; 0,4099 – потери железа на образование оксидов железа в шлаке, кг; 0,5 – количество железа, уносимого шлаком, кг; 3,843 – количество железа, вносимого агломератом (см. табл 22.1.), кг.

Расход кислорода на окисление железа (определяется как разность между массами оксида и исходного элемента) равен

$$(0,5152 - 0,4007) + (0,1335 - 0,0092) = 0,2388 \text{ кг}.$$

Расход кислорода на окисление всех примесей  $2,9785 + 0,2388 = 3,2173$  кг.

Принимая коэффициент усвоения кислорода равным 0,9, определим потребное количество кислорода на 100 кг шихты

$$3,2173/0,9 = 3,5714 \text{ кг или } 3,5714 \cdot 22,4:32 \cdot 2,5 \text{ м}^3.$$

Количество неусвоенного кислорода

$$3,5714 - 3,2173 = 0,3541 \text{ кг или } 0,2479 \text{ м}^3.$$

Кислороду сопутствует азот в количестве

$$3,5714 \cdot 77:23 \cdot 11,9564 \text{ кг или } 8,3695 \text{ м}^3.$$

Здесь: 77 и 23 —соответственно массовая доля азота и кислорода в воздухе.

При определении количества выделяющихся газов необходимо учесть образование CO и CO<sub>2</sub> (в отношении 70 и 30%) при горении углерода электродов. Согласно практическим данным расход электродов на плавку составляет (4—7) кг/т, причем ~60% их расходуется в период расплавления.

Учитывая, что материальный баланс составляется на 100 кг шихты, и принимая расход электродов в период расплавления равным  $0,6 \cdot 5,0 = 3,0$  кг/т (0,3 кг/100 кг шихты), найдем, что с образованием окиси углерода сгорает  $0,3 \cdot 0,7 = 0,21$  кг C и образуется  $0,21 \cdot 28:12 = 0,49$  кг CO.

С образованием  $\text{CO}_2$  сгорает  $0,3 \cdot 0,3 = 0,09$  кг С и образуется  $0,09 \cdot 44 : 12 = 0,33$  кг  $\text{CO}_2$ .

Для горения углерода электродов требуется кислорода

$$(0,49 - 0,21) + (0,33 - 0,09) = 0,52 \text{ кг.}$$

Кислороду сопутствует азот в количестве  $0,52 \cdot 77 : 23 = 1,74$  кг.

Теперь можно определить состав и количество выделяющихся газов:

	кг	м <sup>3</sup>	%
$\text{CO}_2$	$0,7968 + 0,002 + 0,1557 + 0,33 = 1,2845$	0,6539	4,95
СО	$1,1830 + 0,49 = 1,6730$	1,3384	10,14
$\text{O}_2$	0,2479	0,1735	1,88
$\text{N}_2$	$1,74 + 11,9564 = 13,6964$	10,9571	83,03
всего		13,1229	100,00

### *Материальный баланс периода расплавления*

Поступило, кг:		Получено, кг:	
Чугун предельный	11,00	Металл	96,57,39
Паспортная болванка и обрезь	76,00	Шлак	6,8350
Лом	11,00	Газ	16,9018
Бой электродный	0,26	Потери металла со шлаком	0,5000
Агломерат	5,01	$\text{F}_2\text{O}_3$ (в дым)	4,2854
Магnezит	0,56	Всего	125,0963
Известь	2,25		
Футеровка	1,34		
Электроды	0,30		
Воздух	17,38		
Всего	125,10		

### **Контрольные вопросы**

1. Какой процент фосфора и углерода в стали не должен превышать и по какой причине?
2. Технология производства черных металлов.
3. Как устроена футеровка дуговой стальной плавильной печи.

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 23**  
**АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ**  
**МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА.**

(2 часа)

**Цель работы:** приобретение навыков анализа эффективности переработки отходов металлургического производства и расчета определения состава и количества сгоревших газов, выходящих из горячекатаных пластовых печей.

По данным выполненных технологических расчетов определяем расход воздуха, необходимого для окисления концентрата.

При обжиге 100 кг сухого сульфидного цинкового концентрата на образование окислов и сульфатов металлов, расходуется из воздуха 19,6 кг  $O_2$ . Так как содержание  $SO_3$  в обжиговых газах незначительное (в пределах 0,1 — 0,3%), в расчете принимаем, что вся сера (28,21 кг) в обжиговых газах находится в виде  $SO_2$ , количество которой составляет  $28,21 + 28,21 = 56,42$  кг.

Теоретически необходимое количество кислорода на 100 кг сухого концентрата составляет  $19,6 + 28,21 = 47,81$  кг ( $33,47$  м<sup>3</sup>). С ним поступит азота  $47,81 \cdot 77:23 = 160,06$  кг ( $128,05$  м<sup>3</sup>).

Теоретически необходимое количество воздуха составляет  $47,81 + 160,06 = 207,87$  кг ( $161,52$  м<sup>3</sup>).

Количество  $SO_2$  в обжиговых газах  $56,42$  кг ( $19,75$  м<sup>3</sup>).

Поступит  $H_2O$  с концентратом  $(H_2O)_K = 100 : 0,93 - 100 = 7,53$  кг ( $9,37$  м<sup>3</sup>).

При влажности воздушного дутья  $6$  г/м<sup>3</sup> поступит  $H_2O$  с воздухом:  $(H_2O)_B = 161,52 \cdot 6 : 1000 = 0,97$  кг ( $1,21$  м<sup>3</sup>). Всего поступит  $H_2O$   $7,53 + 0,97 = 8,5$  кг, или  $9,37 + 1,21 = 10,58$  м<sup>3</sup>.

Количеством  $CO_2$ , образующимся от диссоциации карбонатов, пренебрегаем. Для определения практически необходимого количества воздуха можно задаться коэффициентом избытка дутья. На практике он колеблется в пределах 1,15—1,35. Кроме того, для обеспечения оптимальных условий обжига необходимо, чтобы остаточное содержание кислорода в обжиговых газах составляло 4—5%.

Для расчета принимаем, что в обжиговых газах на выходе из печи КС содержится 4,2%  $O_2$ ; составляем уравнение:  $0,21P \cdot 100 : (128,05 + 19,75 + 9,37 + 1,21 + 0,0075 P + P) = 4,2\%$ . Здесь  $P$  — количество избыточного дутья,  $0,21P$  — количество избыточного кислорода в обжиговых газах;  $128,05$  — количество азота в обжиговых газах при

подаче теоретического количества воздуха; 19,75 — количество SO<sub>2</sub> в обжиговых газах; 9,37 — количество H<sub>2</sub>O, поступившей из концентрата; 1,21 — количество H<sub>2</sub>O, поступившей из теоретически необходимого количества дутья;  $6P : 1000 - 22,4 : 18 = 0,0075 P$  — количество H<sub>2</sub>O, поступившей из избыточного количества дутья.

Решая уравнение, находим что  $P = 39,67 \text{ м}^3$ . Таким образом,  $\alpha = (161,52 + 39,67) : 161,52 = 1,25$ .

Исходя из этого, определяем практически необходимое количество и состав дутья. Расход воздушного дутья составляет  $207,87 \cdot 1,25 = 259,84 \text{ кг}$ , или  $161,52 \cdot 1,25 = 201,9 \text{ м}^3$ . Кислорода в дутье  $47,81 \cdot 1,25 = 59,76 \text{ кг}$ , или  $33,47 \cdot 1,25 = 41,84 \text{ м}^3$ . Азота в дутье  $160,06 \cdot 1,25 = 200,08 \text{ кг}$ , или  $128,05 \cdot 1,25 = 160,06 \text{ м}^3$ . Влага в дутье  $0,97 \cdot 1,25 = 1,21 \text{ кг}$ , или  $1,21 \cdot 1,25 = 1,51 \text{ м}^3$ .

Удельный расход воздуха на 1 кг сухого концентрата составляет  $2,02 \text{ м}^3$ , а на 1 кг влажного концентрата  $201,9 : 107,53 = 1,876 \text{ м}^3$  (1876 м<sup>3</sup> на 1 т).

### ***Расчёт количества и состава обжиговых газов на выходе из печи*** ***КС***

Остаток кислорода в обжиговых газах  $59,76 - 47,81 = 11,95 \text{ кг}$ , или  $41,84 - 33,47 = 8,37 \text{ м}^3$ .

Количество H<sub>2</sub>O в газах из концентрата и воздух  $7,53 + 1,21 = 8,74 \text{ кг}$ , или  $9,37 + 1,51 = 10,88 \text{ м}^3$ .

На основании выполненных расчетов составляем таблицу состава и выхода обжиговых газов на 100 кг сухого или 107,53 кг влажного цинкового концентрата (на выходе из печи):

	кг	м <sup>3</sup>	%(объём.)
SO <sub>2</sub>	56,42	19,75	9,92
O <sub>2</sub>	11,95	8,37	4,20
N <sub>2</sub>	200,08	160,06	80,41
H <sub>2</sub> O	8,74	10,88	5,47
Всего	277,19	199,06	100,0

### **Контрольные вопросы**

1. Каковы основные тенденции изменения сырьевой базы цветной металлургии?
2. Какие работы в настоящее время ведутся по переработке отходов металлургического производства?
3. Определите состав и количество сгоревших газов, выходящих из доменных печей.

## Литература

1. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. –Т.: Фан, 2009. – 405 с.
2. Ярошенко Ю.Г., Гордон Я.М., Ходоровская Ц.Ю. Энергоэффективные и ресурсберегающие технологии в черной металлургии. Учеб. пособие. Екатеринбург: 2012. - 670 с
3. Скляр В.А. Прогрессивные энерго-ресурсосберегающие металлургические технологии. Учебное пособие. Москва, 2017 С. 99.
4. Aribjonova D.E. Metallurgiya asoslari. Гувохнома 1023-108 “Excellent Polygraphi” MChJ босмахонаси. ISBN -978-9943-6248-8-7
5. Corby G. Anderson, Robert C. Dunne, John L. Uhrie Mineral Processing and Extractive Metallurgy Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (February 18, 2014)
6. Aribjonova D.E., Valiyev X.R., Xudoyarov S.R. Qora va rangli metallar metallurgiyasi. “Noshir” нашриёти, “VENSHINVESTROM” MChJ босмахонаси. ISBN -978-9943-4086-3-0.
7. Явойский В.И., Теория процессов производства стали. М.: Металлургия 2001, 124 с.
8. Aribjonova D.E., Beknazarova G.B. Po'lat ishlab chiqarish texnologiyasi. Гувохнома 359-333 «Shafolat Nur Fayz» MChJ босмахонаси. ISBN -978-9943-6740-0-4
9. Юсупходжаев А.А., Балгабаева Г.Т. «Прямое получение железа из руд» Т.: ТашГТУ., 2004. 60 с.
10. Aribjonova D.E. Основы металлургии. Отпечатано в типографии ООО «Yosh avlod matbaa» Гувохнома 356/7-461.
11. Юсфин Ю.С. «Теория металлизации железорудного сырья» М.: Металлургия. 1999 г. 256 с.
12. Yusupkhodjayev A.A., Aribjanova D.E., Matkarimov S.T., Abjalova H.T., Mamanazarov A. Technology of receiving sulfate of bivalent iron from secondary technogenic formations of copper production.
13. Aribjanova D.E., Yusupkhodjaev A.A. Development of technique of definition of fective extent of metallization poor iron ore raw materials in the context of local conditions

## Содержание

	стр
Практическое занятие №1	Расчет рационального состава руд и обогащения (часть 1)..... 4
Практическое занятие №2	Расчет рационального состава руд и концентратов (часть 2)..... 5
Практическое занятие №3	Расчет технологических параметров переработки руды. (часть 1)..... 9
Практическое занятие №4	Расчет технологических параметров переработки руды. (часть 2)..... 9
Практическое занятие №5	Определение сложных способов переработки руд..... 12
Практическое занятие №6	Расчет технологических параметров переработки медного сырья (часть 1)..... 16
Практическое занятие №7	Расчет технологических параметров переработки медного сырья (часть 2)..... 21
Практическое занятие №8	Расчет технологических параметров переработки цинкового сырья (часть 1)..... 23
Практическое занятие №9	Расчет технологических параметров переработки цинкового сырья (часть 2)..... 25
Практическое занятие №10	Расчет переработки золотосодержащих руд (часть 1)..... 29
Практическое занятие №11	Расчет переработки золотосодержащих руд (часть 2)..... 31
Практическое занятие №12	Расчет технологических параметров переработки руд редких металлов..... 34
Практическое занятие №13	Расчет процесса измельчения руд черных металлов..... 38
Практическое занятие №14	Расчет состава сырья для металлизации..... 40
Практическое занятие №15	Расчет станков для подготовки шихтовых материалов к плавке..... 44
Практическое занятие №16	Расчет агломерационного процесса металлосодержащего сырья..... 49
Практическое занятие №17	Расчет материального баланса вторичного сырья (часть 1)..... 54
Практическое занятие №18	Расчет материального баланса вторичного сырья (часть 2)..... 55

Практическое занятие №19	Расчет энергетического баланса переработки вторичного сырья (часть 1).....	59
Практическое занятие №20	Расчет энергетического баланса переработки вторичного сырья (часть 2).....	61
Практическое занятие №21	Расчет дуговых сталеплавильных печей на плавку железосодержащего сырья (часть 1).....	64
Практическое занятие №22	Расчет дуговых сталеплавильных печей на плавку железосодержащего сырья (часть 2).....	66
Практическое занятие №23	Анализ эффективности переработки отходов металлургического производства.....	70
	Литература.....	72

Редактор Ахметжанова Г.М.