

**СЫРЬЕВЫЕ МАТЕРИАЛЫ
В ТЕХНОЛОГИИ НЕОРГАНИЧЕСКИХ ВЕЩЕСТВ**

*Методические указания к практическим занятиям
для студентов бакалавриата направления 18.03.01*

**САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2019**

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
Санкт-Петербургский горный университет

Кафедра химических технологий и переработки энергоносителей

**СЫРЬЕВЫЕ МАТЕРИАЛЫ
В ТЕХНОЛОГИИ НЕОРГАНИЧЕСКИХ ВЕЩЕСТВ**

*Методические указания к практическим занятиям
для студентов бакалавриата направления 18.03.01*

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2019

УДК 66.011, 669 (073)

СЫРЬЕВЫЕ МАТЕРИАЛЫ В ТЕХНОЛОГИИ НЕОРГАНИЧЕСКИХ ВЕЩЕСТВ: Методические указания к практическим занятиям / Санкт-Петербургский горный университет. Сост.: *С.Н. Салтыкова, М.Ю. Назаренко*. СПб, 2019. 53 с.

Приведены теоретический материал и примеры решения задач по основным разделам дисциплины, задачи для работы студентов на практических занятиях и самостоятельные работы.

Предназначены для студентов бакалавриата направления подготовки 18.03.01 «Химическая технология» по профилю «Химическая технология неорганических веществ», а также могут быть полезны для студентов других специальностей.

Научный редактор проф. *Н.К. Кондрашева*

Рецензент проф. *Б.А. Дмитриевский* (НПО «Минерал»)

ВВЕДЕНИЕ

Методические указания по курсу «Сырьевые материалы в технологии неорганических веществ» предназначены для выполнения лабораторных работ студентами бакалавриата по направлению подготовки 18.03.01 «Химическая технология» по профилю «Химическая технология неорганических веществ».

Цель дисциплины: ознакомление студентов с перспективами развития сырьевой базы неорганического синтеза, основными методами обогащения и переработки минерального сырья.

Основные задачи дисциплины:

- овладение методами выбора сырьевых источников, расчета расходных коэффициентов, контроля качества исходного сырья;
- формирование представлений о современных технологических схемах переработки минерального сырья и перспективах развития сырьевой базы основного неорганического синтеза; умений анализировать технологические параметры и выбирать оптимальные значения процессов переработки сырья для разработки новых технических решений и анализа различных вариантов технологических процессов получения продуктов неорганического синтеза.

В данных методических указаниях для дисциплины «Сырьевые материалы в технологии неорганических веществ» рассматриваются такие темы, как: расчет химического и минерального состава неорганического сырья; рациональный состав руд и концентратов; определение технологических показателей процессов переработки сырья; расчет расходных коэффициентов; процесс обжига неорганического сырья.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №1

РАСЧЕТ ХИМИЧЕСКОГО И МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА НЕОРГАНИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

Сырье, используемое в промышленности, как правило, является полиминеральным. Даже лучшие разновидности каолинов и огнеупорных глин наряду с глинистыми минералами содержат примеси полевых шпатов, кварца и др. Умение правильно рассчитывать составы используемого минерального сырья весьма важно для специалистов неорганических производств. Своевременная корректировка составов, вызванная использованием нового сырья или заменой одного из его видов, является залогом высокого качества соответствующей продукции.

1. Классификация минерального сырья

Полезные ископаемые, которые добывают из недр земли, относят к минеральному сырью, которое включает в себя более 200 минералов отличающихся друг от друга по физической форме, составу, применению и другим признакам.

Единой системы классификации минеральных ресурсов не существует, их классифицируют по видам использования и по агрегатному состоянию.

По виду использования:

- горючие (нефть, газ, уголь);
- рудные (алюминий, медь, олово);
- нерудные (асбест, графит, мрамор).

По состоянию:

- жидкие (нефть, минеральная вода);
- твердые (соль, уголь, мрамор);
- газообразные (метан, гелий, горючие газы).

К природному минеральному сырью относят горные породы и минералы, из которых производят строительные материалы и сырье на основе вяжущих веществ (цемент, гипс, асбест). После термической обработки минеральное сырье используется в стекольной, керамической промышленности, а также применяется в производстве удобрений и минеральных красок.

Отходы, образующиеся во время получения и обработки металла и отходы горно-металлургических, химических производств, содержащие цветные и благородные металлы, – являются техногенным минеральным сырьем. Техногенное минеральное сырье широко используется в строительстве (производство цемента, бетона), при дорожных работах (засыпка карьеров, отсыпка дамб), в производстве минеральных удобрений.

2. Химический анализ характеристик и качества минерального сырья

Изучение состава руды и минералов проводилось с древнейших времен. Это требовалось для получения бронзы, железа, драгоценных металлов. Такой анализ минеральных ресурсов был очень важен, он способствовал развитию горно-обогатительных работ, металлургической промышленности.

В начале XX века минеральное сырье представляло особый интерес для химиков – аналитиков. Необходимость изучения минеральных ресурсов, развивала новые методы анализа, что способствовало развитию химии.

На сегодняшний день применяются новейшие методы для химического анализа минерального сырья, которые позволяют узнать состав образца и увидеть его структуру.

Методы проведения химического анализа:

- газовая хроматография с масс-спектрометрическим детектированием позволяет определить широкий спектр веществ, находящихся в образце, дает возможность анализировать газовые смеси;
- жидкостная хроматография с масс-спектрометрическим детектированием такой метод обладает широким спектром определяемых веществ, дает возможность проводить анализ без испарения;
- ИК-спектроскопия позволяет установить молекулу вещества, дает возможность анализировать твердые металлы без растворения;
- атомно-эмиссионная спектроскопия позволяет обнаружить

очень низкие содержания элементов и их количество;

- электронная микроскопия. Уникальный метод, который дает возможность получить данные об элементном составе образца и увидеть его структуру.

3. Использование минерального сырья

Все виды минерального сырья содержат ценные компоненты. От того, насколько качественно их переработали, зависит количество содержания ценных компонентов в отходах производства.

Комплексное использование минерального сырья позволяет повысить эффективность производства, увеличить ассортимент продукции, снизить расходы на содержание сырьевых баз и предотвратит загрязнение окружающей среды отходами производства.

Особенностью химической промышленности является – материалоемкость. Для изготовления определенного количества продукции сырья требуется во много раз больше. Поэтому качественное минеральное сырье для химической продукции – залог успешного развития отрасли.

Основным сырьем для химической промышленности являются нефть и природный газ. Именно на этом минеральном сырье производится синтетический каучук, пластмасса, искусственная кожа, минеральные удобрения и моющие средства.

В химической промышленности применяют все известные виды и формы минерального сырья – рудное, нерудное, горючее.

Горные породы – являются основным минеральным сырьем в производстве строительных материалов. Эти породы широко используются в производстве стекла, керамики, металла, бетона, растворов.

Кварц и его разновидности, алюмосиликаты – являются главными пороодообразующими минералами. Этим минералам характерна высокая прочность и ударная вязкость, а также повышенная плотность.

Глубинные горные породы обладают высокой прочностью, большой плотностью и малой пористостью. Благодаря этим свойствам широко используются в строительстве.

Сульфатные породы – гипс и ангидрид используются для получения вяжущих веществ, иногда применяются как облицовочный материал.

Пористые излившиеся породы (пемза, вулканические туфы, пепел) используют как наполнитель легкого бетона, добавки к цементу, для кладки стен.

Вторичные ресурсы (техногенные) с успехом используются в производстве цемента, бетона, при дорожных работах. Песок, гравий и щебень, так же используется для приготовления строительных смесей.

4. Расчет минерального состава

При расчете минерального состава глинистого сырья, а также шихты керамических масс обычно определяют содержание глинистых минералов, полевых шпатов и кварца. Если в массе содержатся другие минералы (циркон $ZrO_2 \cdot SiO_2$, доломит $CaCO_3 \cdot MgCO_3$, мел $CaCO_3$ и др.), при минеральном анализе их можно выделить как самостоятельные компоненты.

Пример 1. Определить минеральный состав огнеупорной глины по ее химическому составу, % мас.: SiO_2 – 59,03; Al_2O_3 – 28,2; Fe_2O_3 – 1,16; TiO_2 – 0,54; CaO – 0,36; MgO – 0,37; K_2O – 0,68; N_2O – 0,19; п.п.п. – 9,47.

Решение. Так как глины состоят из глинистых минералов, полевых шпатов, кварца и примесей, то определение минерального состава заключается в нахождении количественного содержания вышеназванных минералов.

Расчет начинают с второстепенных минералов.

По содержанию Na_2O и K_2O в глинистом сырье определяется содержание полевых шпатов - альбита и ортоклаза. Молекулярная масса, г/моль: альбит ($N_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 6SiO_2$) – 524,4; ортоклаз ($K_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 6SiO_2$) – 556,7; Na_2O – 61,98; K_2O – 94,2.

В соответствии с молекулярным составом полевых шпатов составляются пропорции:

$$\begin{aligned}
 &524,4_{\text{альб}} - 61,98 \text{ Na}_2\text{O}; \\
 &X_{\text{альб}} - 0,19 \text{ Na}_2\text{O}. \\
 &556,7_{\text{орт}} - 94,2 \text{ K}_2\text{O}; \\
 &X_{\text{орт}} - 0,68 \text{ K}_2\text{O}.
 \end{aligned}$$

Так как в приведенном конкретном составе содержание R_2O в целом невелико, а содержание Na_2O значительно меньше содержания K_2O , то можно определять содержание одного из полевых шпатов по сумме R_2O – в данном случае ортоклаза - по преимущественному содержанию K_2O .

$$\begin{aligned}
 \Sigma \text{R}_2\text{O} &= 0,68 + 0,19 = 0,87 \text{ м. ч.} \\
 \frac{M_{\text{K}_2\text{O}}}{M_{\text{орт}}} &= \frac{0,87}{X_{\text{орт}}}; \quad \frac{94,2}{556,7} = \frac{0,87}{X_{\text{орт}}}; \quad X_{\text{орт}} = 5,14 \text{ м. ч.}
 \end{aligned}$$

Далее рассчитывается содержание в полевом шпате Al_2O_3 и SiO_2 :

$$\begin{aligned}
 &556,7_{\text{орт}} - 101,96 \text{ Al}_2\text{O}_3; \\
 &5,14_{\text{орт}} - X_{\text{Al}_2\text{O}_3} \\
 &X_{\text{Al}_2\text{O}_3} = 0,94 \text{ м. ч.} \\
 &556,7_{\text{орт}} - 360,5 \text{ 4SiO}_2; \\
 &X_{\text{SiO}_2} = 0,33 \text{ м. ч.}
 \end{aligned}$$

В глине осталось Al_2O_3 : $28,2 - 0,94 = 27,26 \text{ м. ч.}$

Так как основным глинистым минералом в огнеупорных глинах является каолинит, то продолжение расчета ведется по каолиниту. В соответствии с точным количеством Al_2O_3 рассчитывается содержание в глине каолинита $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, молекулярная масса $M_{\text{каоол}} = 258,1 \text{ г/моль}$:

$$\frac{M_{\text{Al}_2\text{O}_3}}{M_{\text{каоол}}} = \frac{27,26}{X_{\text{каоол}}}; \quad X_{\text{каоол}} = \frac{258,1 \cdot 27,26}{101,96} = 69,00 \text{ м. ч.}$$

С этим содержанием каолинита связано следующее количество SiO_2 :

$$258,1_{\text{каоол}} - 120,18 \text{ SiO}_2;$$

$$69,00_{\text{каоил}} - Ч = X_{\text{SiO}_2}$$

$$X_{\text{SiO}_2} = 32,13 \text{ м. ч.}$$

Свободный кремнезем (кварц) определяется по разности между общим количеством кремнезема в глине и количеством кремнезема, связанного в полевом шпате и каолините: $59,03 - 3,33 - 32,13 = 23,57$ м. ч.

Ввиду того, что в тонкой керамике не применяются глины и каолин со значительным содержанием других оксидов (Fe_2O , TiO_2 , CaO , MgO), количество минералов, содержащих указанные оксиды, не рассчитывается.

В соответствии с расчетами минеральный состав огнеупорной глины будет следующим, м. ч.: полевой шпат – 5,14; каолинит – 69,00; кварц – 23,37; всего – 97,71.

Так как в данном примере расчет производился на 100 м. ч. огнеупорной глины, то массовые части соответствуют процентам.

Неучтенные (примесные) минералы определяют вычитанием из ста процентов суммарного содержания всех основных и второстепенных минералов в породе: $100 \% - 97,71 \% = 2,29 \%$.

Таким образом, окончательный минеральный состав огнеупорной глины, %: каолинит – 69, полевой шпат – 5,14, кварц – 23,57, неучтенные минералы – 2,29.

Пример 2. Определить минеральный состав керамической массы, имеющей следующий шихтовой состав, % мас.: глина огнеупорная – 8,40, каолин – 37,6, полевой шпат – 24,4, песок кварцевый – 23,6, бой изделий – 6.

Решение. При расчете минерального состава массы определяют содержание вводимых минералов каждым сырьевым компонентом в массе в соответствии с его минералогическим составом и процентным содержанием.

Химический состав применяемых сырьевых материалов приведен в таблице 1.

При расчете из состава массы исключается бой изделий, так как его химический состав совпадает с химическим составом обогащенной массы, и состав снова приводится к ста процентам. В итоге имеем следующий состав массы, %: глина огнеупорная – 9,0, каолин – 40,0, полевой шпат – 26,0, кварцевый песок – 25,0.

Таблица 1

Химический состав сырьевых материалов

Компонент	Оксиды и их содержание, %								
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	п.п.п.
Глина огнеупорная	59,03	28,20	1,16	0,54	0,36	0,37	0,68	0,19	9,47
Каолин	49,74	36,46	0,88	–	0,70	0,40	0,19	0,05	11,58
Полевой шпат	67,36	18,74	0,16	–	0,28	0,32	3,55	9,06	0,53
Кварцевый песок	98,13	1,26	–	0,10	–	–	–	–	0,51

Аналогично приведенному выше расчету сначала определяется минеральный состав сырьевых компонентов, а затем минеральный состав массы.

Расчет минерального состава глины приведен в примере 1 выше.

Аналогично рассчитывается минеральный состав каолина. Содержание полевого шпата (по сумме R₂O):

$$\Sigma R_2O = 0,19 + 0,05 = 0,24 \text{ м. ч.}$$

$$\frac{94,2}{556,7} = \frac{0,24}{X_{\text{орт}}}; X_{\text{орт}} = 1,42 \text{ м. ч.}$$

Содержание вводимых с полевым шпатом оксидов:

$$556,7_{\text{орт}} - 101,96 \text{ Al}_2\text{O}_3;$$

$$1,42_{\text{орт}} - X_{\text{Al}_2\text{O}_3};$$

$$X_{\text{Al}_2\text{O}_3} = 0,26 \text{ м. ч.}$$

$$556,7_{\text{орт}} - 360,54 \text{ SiO}_2;$$

$$1,42_{\text{орт}} - X_{\text{SiO}_2};$$

$$X_{\text{SiO}_2} = 0,92 \text{ м. ч.}$$

Содержание каолинита (по остаточному Al₂O₃).

$$\begin{aligned} \text{Al}_2\text{O}_3: 36,46 - 0,26 &= 36,2 \text{ м. ч.} \\ \frac{101,96}{258,1} &= \frac{36,2}{X_{\text{каоол}}}; X_{\text{каоол}} = 91,64 \text{ м.ч.} \\ 258,1_{\text{каоол}} - 120,18 \text{ SiO}_2; \\ 91,64_{\text{каоол}} - X_{\text{SiO}_2}; \\ X_{\text{SiO}_2} &= 42,67 \text{ м.ч.} \end{aligned}$$

Содержание кварца (по остаточному SiO₂):
49,74 - 0,92 - 42,67 = 6,15 м. ч.

В итоге получен следующий минеральный состав каолина, %: полевой шпат – 1,42; каолинит – 91,64; кварц – 6,15; неучтенные минералы – 0,79; всего – 100,00.

Расчет минерального состава полевого шпата. Содержание альбита (Na₂O = 9,06 м. ч.):

$$\frac{61,98}{524,4} = \frac{9,06}{X_{\text{альб}}}; X_{\text{альб}} = 76,65 \text{ м.ч.}$$

Содержание ортоклаза (K₂O = 3,55 м. ч.):

$$\frac{94,2}{556,7} = \frac{3,55}{X_{\text{орт}}}; X_{\text{орт}} = 20,98 \text{ м.ч.}$$

Общее количество полевого шпата:

$$76,65 + 20,98 = 97,63 \text{ м. ч.}$$

Содержание вводимых альбитом и ортоклазом оксидов Al₂O₃ и SiO₂:

$$\begin{aligned} 524,4_{\text{альб}} - 101,96 \text{ Al}_2\text{O}_3; \\ 76,65_{\text{альб}} - X_{\text{Al}_2\text{O}_3}; \\ X_{\text{Al}_2\text{O}_3} &= 14,9 \text{ м.ч.} \\ 556,7_{\text{орт}} - 101,96 \text{ Al}_2\text{O}_3; \\ 20,98_{\text{орт}} - X_{\text{Al}_2\text{O}_3}; \\ X_{\text{Al}_2\text{O}_3} &= 3,84 \text{ м.ч.} \\ 524,4_{\text{альб}} - 360,54 \text{ SiO}_2; \\ 76,65_{\text{альб}} - X_{\text{SiO}_2}; \\ X_{\text{SiO}_2} &= 52,70 \text{ м.ч.} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 &556,7_{\text{орт}} - 360,54 \text{ SiO}_2; \\
 &20,98_{\text{орт}} - X_{\text{SiO}_2}; \\
 &X_{\text{SiO}_2} = 13,59 \text{ м.ч.} \\
 \Sigma \text{ Al}_2\text{O}_3 &= 14,9 + 3,84 = 18,74 \text{ м.ч.} \\
 \Sigma \text{ SiO}_2 &= 52,70 + 13,59 = 66,29 \text{ м.ч.}
 \end{aligned}$$

Содержание кварца (по остаточному SiO₂).

$$\text{SiO}_2: 67,36 - 66,29 = 1,07 \text{ м. ч.}$$

В итоге получаем следующий минеральный состав, %: полевой шпат – 97,63; кварц – 1,07; неучтенные минералы – 1,30; всего – 100,0.

Расчет минерального состава кварцевого песка. По присутствию в химическом составе кварцевого песка Al₂O₃ предполагается:

1) наличие каолинита:

$$\frac{101,96}{258,1} = \frac{1,26}{X_{\text{каоил}}}; X_{\text{каоил}} = 3,19 \text{ м.ч.}$$

2) содержание вводимого с каолинитом SiO₂:

$$\begin{aligned}
 &258,1_{\text{каоил}} - 120,18 \text{ SiO}_2; \\
 &3,19_{\text{каоил}} - X_{\text{SiO}_2}; \\
 &X_{\text{SiO}_2} = 1,49 \text{ м.ч.}
 \end{aligned}$$

3) содержание кварца (по остаточному SiO₂)

$$\text{SiO}_2: 98,13 - 1,49 = 96,64 \text{ м. ч.}$$

В итоге получаем следующий минеральный состав кварцевого песка, %: кварц – 96,64; каолинит – 3,19; неучтенные минералы – 0,17; всего – 100,00.

Результаты полученных расчетов минерального состава сырьевых материалов представлены в таблице 2.

Таблица 2

Минеральный состав сырья

Сырьевые компоненты	Шихтовый состав, %	Минеральный состав сырьевых материалов, %				Минеральный состав керамической массы, %			
		Полевой шпат	Каолинит	Кварц	Прочие	Полевой шпат	Каолинит	Кварц	Прочие
Глина огнеупорная	9	5,14	69,00	23,50	2,29	0,46	6,21	2,11	0,21
Каолин	40	1,42	94,64	6,15	0,79	0,57	36,66	2,46	0,32
Полевой шпат	26	97,63	–	1,07	1,30	25,3	–	0,28	0,34
Кварцевый песок	25	–	3,19	0,17	0,17	–	0,80	24,16	0,04
Минеральный состав массы	100	–	–	–	–	26,41	43,67	29,01	0,91

5. Контрольные вопросы

1. Назовите классификацию сырья по виду его использования.
2. Назовите классификацию сырья по его состоянию.
3. Что такое техногенное минеральное сырье?
4. Где используется техногенное минеральное сырье?
5. Перечислите методы проведения химического анализа минерального сырья.
6. Для чего применяется Ик-спектроскопия? Атомно-эмиссионная спектроскопия?
7. Приведите пример сульфатной породы и пористой излившийся породы.

6. Задачи для самостоятельного решения

Задание 1. Рассчитать шихтовой состав керамической массы, имеющей следующий химический состав, %: SiO_2 – 58,66;

Al_2O_3 – 29,39; Fe_2O_3 – 0,85; MgO – 0,08; CaO – 0,13; K_2O – 2,08; N_2O – 1,10; п.п.п. – 7,71. В качестве сырьевых материалов использовать каолин просяновский, глину «Веско-Гранитик», полевоы шпат чупинский, кварцевый песок Гомельского ГОКа.

Задание 2. Дан минеральный состав керамической массы, %: каолинит – 44,53; полевоы шпат – 21,91; кварц – 31,34; неучтенные минералы – 2,22. Определить шихтовой состав массы, используя в качестве сырьевых материалов глину «Веско-Керамик», каолин глуховецкий, полевоы шпат, кварцевый песок Гомельского ГОКа.

Задание 3. Определить минеральный состав керамической массы для производства изделий из полуфарфоровых масс по ее шихтовому составу, %: полевоы шпатенский – 22; каолин просяновский – 18; каолин глуховецкий – 10; глина «Веско-Гранитик» – 10; глина ДНПК – 10; песок кварцевый Гомельского ГОКа – 21; бой брака полуфарфоровых изделий – 9.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №2 РАЦИОНАЛЬНЫЙ СОСТАВ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

1. Характеристика руд

Руды и концентраты цветных металлов состоят из минералов, содержащих металлы (свинец, цинк, медь, никель, олово, кадмий, железо), и минералов пустой породы, иногда представляющих ценность для других отраслей промышленности. По виду присутствующих металлосодержащих минералов руды подразделяются на следующие основные группы:

- **сульфидные**, в которых металлы присутствуют в форме сернистых соединений (медные, медно-никелевые, свинцово – цинковые руды и др.);
- **окисленные**, в которых металлы присутствуют в форме различных кислородсодержащих соединений, оксидов металлов, карбонатов, гидроксидов и т.д. (алюминиевые, оловянные, никелевые руды и др.);
- **смешанные**, в которых металлы могут находиться как в сульфидной, так и в окисленной форме (медные руды);
- **самородные**, содержащие металлы в свободном состоянии

(руды золота, платины, серебра и меди);

- **хлоридные**, содержащие соли хлороводородной кислоты (руды содержащие магний и ряд других легких и редких металлов).

Руды тяжелых цветных металлов, как правило, очень бедные и содержат металл от нескольких процентов до десятых и даже тысячных долей процента. Вместе с тем руды цветных металлов обычно содержат не один, а 2÷3 металла, чаще всего 10÷15 и более цветных металлов. Такие руды называются **полиметаллическими**. Руды, содержащие 1 металл, называются **монометаллическими** или **простыми**.

Окисленные минералы пустой породы, состоящие из SiO_2 , CaO , Al_2O_3 , MgO , BaO в различных, иногда весьма сложных сочетаниях, обычно в условиях плавки в металлургических печах ведут себя так, как если бы они были загружены в печь в виде смеси свободных компонентов. Поэтому такие минералы считают загруженными в виде смеси свободных окислов (SiO_2 , CaO , Al_2O_3 , MgO , BaO), что значительно упрощает расчет. Это замечание не относится к таким минералам, которые в процессе нагрева до расплавления претерпевают значительные изменения, так, например, CaCO_3 , MgCO_3 , BaCO_3 выделяют CO_2 а $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ выделяют H_2O и т.п.

Чтобы правильно произвести металлургический расчет, нельзя ограничиваться знанием химического состава исходного сырья и продуктов. Нужно еще знать его минералогический состав и ясно представлять поведение всех минералов в процессе переработки сырья.

Химический состав сырья выражает количественное содержание элементов в сырье или продуктах. Минералогический (или вещественный) состав показывает, в виде каких минералов присутствуют в сырье или продуктах все содержащиеся элементы.

В таблице 3 показаны наиболее часто встречающиеся минералы руд и концентратов тяжелых цветных металлов.

Таблица 3

**Наиболее часто встречающиеся минералы руд и концентратов
тяжелых металлов**

Наименование	Формула	Наименование	Формула
Халькопирит	CuFeS_2	Аргентит	Ag_2S
Халькозин	Cu_2S	Бунзенит	NiO
Ковеллин	CuS	Гарниерит	$(\text{Ni}, \text{Mg})\text{SiO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$
Борнит	Cu_5FeS_4	Пентландит	$(\text{Ni}, \text{Fe})_9\text{S}_8$
Куприт	Cu_2O	Полидимит	Ni_3S_4
Малахит	$\text{CoCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	Миллерит	NiS
Хризоколла	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	Никелин	NiAs
Пирит	FeS_2	Линнеит	Co_3S_4
Пирротин	Fe_7S_8	Карролит	CuCo_2S_4
Сфалерит	ZnS	Кобальтпирит	$(\text{Fe}, \text{Co})\text{S}_2$
Марманит	$n\text{ZnS} \cdot m\text{FeS}$	Кобальтин	CoAsS
Цинкит	ZnO	Глаукоdot	$(\text{Co}, \text{Fe})\text{AsS}$
Смитсонит	ZnCO_3	Смальтин	CoAs_2
Гриноцит	CdS	Касситерит	SnO_2
Отавит	CdCO_3	Станин	$\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{FeS} \cdot \text{SnS}_2$
Галенит	PbS	Цилиндрит	$\text{Pb}_3\text{Sn}_4\text{Sb}_2\text{S}_{14}$
Церуссит	PbCO_3	Франкеит	$\text{Pb}_5\text{Sn}_2\text{Sb}_3\text{S}_{14}$
Англезит	PbSO_4		

2. Расчет рационального состава концентратов

Знание рационального состава необходимо для анализа распределения элементов по операциям технологической схемы, при определении расхода реагентов или количества получаемых продуктов. На основании рационального состава исходного сырья выбирают экономичную технологию его переработки, производят металлургические расчеты с составлением материальных и тепловых балансов.

Для выполнения расчета рационального состава какого-либо материала нужно знать не только его химический состав, но также иметь информацию о том в виде каких химических соединений и в каком примерно количестве (содержании) в материале находится каждый элемент. Для ответа на последний вопрос проводят специальными методами фазовый (или минералогический) анализ материала.

Обычно рациональный состав рассчитывают на 100 кг (т) с учетом химической стехиометрии присутствующих фаз. Технику

расчетов рационального состава рассмотрим на следующих примерах.

Пример 1. Рациональный состав сульфидного свинцового концентрата. Концентрат имеет такой химический состав, %: 70 – Pb; 4 – Fe; 4 – Zn; 0,5 – Cu; 16,5 – S; 2,5 – SiO₂; 0,4 – Al₂O₃; 0,6 – CaO; 0,3 – MgO; 0,3 – Sb. Требуется определить рациональный состав этого концентрата, если металлы и их окислы находятся в концентрате в виде следующих соединений: свинец в виде галенита, цинк в виде сфалерита, медь в виде халькопирита, железо в виде пирита, пирротина и халькопирита, сурьма в виде Sb₂S₃, окись кальция и окись магния в виде карбонатов.

Решение. Расчет ведем на 100 кг концентрата. Количество PbS:

$$\begin{aligned} 207,2 \text{ Pb} & \text{ требуют } 32 \text{ S,} \\ 70,0 \text{ Pb} & - \quad x \text{ S,} \\ x & = \frac{32 \cdot 70,0}{207,2} = 10,8 \text{ кг S,} \\ \text{PbS} & = 70,0 + 10,8 = 80,8 \text{ кг} \end{aligned}$$

Количество ZnS:

$$\begin{aligned} 65,4 \text{ Zn} & \text{ требуют } 32 \text{ S,} \\ 4,0 \text{ Zn} & - \quad x \text{ S,} \\ x & = \frac{32 \cdot 4,0}{65,4} = 1,957 \approx 2 \text{ кг S,} \\ \text{ZnS} & = 4 + 2 = 6 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Количество CuFeS₂:

$$\begin{aligned} 63,6 \text{ Cu} & \text{ требуют } 64 \text{ S,} \\ 0,5 \text{ Cu} & - \quad x \text{ S,} \\ x & = \frac{64 \cdot 0,5}{63,6} = 0,5 \text{ кг S,} \end{aligned}$$

63,6 Cu требуют 55,8 Fe,

0,5 Cu – y S,

$$y = \frac{55,8 \cdot 0,5}{63,6} = 0,4 \text{ кг Fe,}$$

$$\text{CuFeS}_2 = 0,5 + 0,5 + 0,4 = 1,4 \text{ кг.}$$

Количество Sb_2S_3 :

243,6 Sb требуют 96 S,

0,3 Sb – x S,

$$x = \frac{96 \cdot 0,3}{243,6} = 0,1 \text{ кг S,}$$

$$\text{Sb}_2\text{S}_3 = 0,3 + 0,1 = 0,4 \text{ кг.}$$

Количество CaCO_3 :

51,6 CaO требуют 44 CO_2 ,

0,6 CaO – x CO_2 ,

$$x = \frac{44 \cdot 0,6}{51,6} = 0,5 \text{ кг } \text{CO}_2,$$

$$\text{CaCO}_3 = 0,6 + 0,5 = 1,1 \text{ кг.}$$

Количество MgCO_3 :

40,3 MgO требуют 44 CO_2 ,

0,3 MgO – x CO_2 ,

$$x = \frac{44 \cdot 0,3}{40,3} = 0,3 \text{ кг } \text{CO}_2,$$

$$\text{MgCO}_3 = 0,3 + 0,3 = 0,6 \text{ кг.}$$

Требуется серы для образования PbS , ZnS , CuFeS_2 , Sb_2S_3 :
 $10,8 + 2,0 + 0,5 + 0,1 = 13,4$ кг.

Остальная сера в количестве $16,5 - 13,4 = 3,1$ кг будет связана с железом в виде пирита и пирротина. Для этих соединений осталось

железа: $4,0 - 0,4 = 3,6$ кг.

Примем, что с пиритом связано a кг железа, тогда с пирротинном будет связано $(3,6 - a)$ кг железа. Составляем два следующих уравнения:

1) $55,8 \text{ Fe}$ требуют 64 S ,

$a \text{ Fe} - x \text{ S}$,

$$x = \frac{64 \cdot a}{55,8},$$

2) $7 \cdot 55,8 \text{ Fe}$ требуют $8 \cdot 32 \text{ S}$,

$(3,6 - a) \text{ Fe} - y \text{ S}$,

$$y = \frac{8 \cdot 32 \cdot (3,6 - a)}{55,8 \cdot 7} = 3,1 - x.$$

Решая эти два уравнения первой степени с двумя неизвестными, находим, что $a = 1,5$ кг и $x = 1,7$ кг.

Количество пирита $1,5 + 1,7 = 3,2$ кг. Количество пирротина $(3,6 - 1,5) + (3,1 - 1,7) = 3,5$ кг.

Данные по рациональному составу свинцового концентрата записываются в таблицу 4. В прочих учтем также оксид алюминия и кремния.

Таблица 4

Рациональный состав сульфидного свинцового концентрата

Соединения	Pb	Zn	Cu	Sb	Fe	S	CaO	MgO	CO ₂	Прочие	Всего
PbS	70,0	-	-	-	-	10,8	-	-	-	-	80,8
ZnS	-	4,0	-	-	-	2,0	-	-	-	-	6,0
CuFeS ₂	-	-	0,5	-	0,4	0,5	-	-	-	-	1,4
Sb ₂ S ₃	-	-	-	0,3	-	0,1	-	-	-	-	0,4
CaCO ₃	-	-	-	-	-	-	0,6	-	0,5	-	1,1
MgCO ₃	-	-	-	-	-	-	-	0,3	0,3	-	0,6
FeS ₂	-	-	-	-	1,5	1,7	-	-	-	-	3,2
Fe ₇ S ₈	-	-	-	-	2,1	1,4	-	-	-	-	3,5
Прочие	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3	3
Итого	70,0	4,0	0,5	0,3	4,0	16,5	0,6	0,3	0,8	3	100,0

Пример 2. Рациональный состав окисленного свинцового концентрата Б. Концентрат имеет такой химический состав, %: 44 – Pb; 11 – Fe; 2– Zn; 0,8 – S; 5 – SiO₂; 1 – Al₂O₃; 5 – CaO. Требуется определить рациональный состав этого концентрата. Примем, что сера, имеющаяся в концентрате, связана со свинцом в виде англезита; остальной свинец находится в виде церуссита. Другие металлы также находятся в карбонатной форме: цинк в виде смитсонита, а железо - в виде сидерита.

Решение. Расчет ведем на 100 кг концентрата. Количество PbSO₄:

32 S требуют 207,2 Pb,

0,8 S – x Pb,

$$x = \frac{207,2 \cdot 0,8}{32} = 5,2 \text{ кг Pb,}$$

32 S требуют 64 O₂,

0,8 S – y O₂,

$$y = \frac{64 \cdot 0,8}{32} = 1,6 \text{ кг O}_2,$$

$$\text{PbSO}_4 = 0,8 + 5,2 + 1,6 = 7,6 \text{ кг}$$

Остальной свиней (44 - 5,2 = 38,8 кг) находится в виде церуссита.

Количество PbCO₃:

207,2 Pb требуют 44 CO₂,

38,8 Pb – x CO₂,

$$x = \frac{44 \cdot 38,8}{207,2} = 58,3 \text{ кг CO}_2,$$

207,2 Pb требуют 16 O₂,

38,8 Pb – y O₂,

$$y = \frac{16 \cdot 38,8}{207,2} = 3,0 \text{ кг O}_2,$$

$$\text{PbCO}_3 = 38,8 + 8,3 + 3,0 = 50,1 \text{ кг.}$$

Количество ZnCO_3 :

65,4 Zn требуют 44 CO_2 ,

2,0 Zn – x CO_2 ,

$$x = \frac{44 \cdot 2}{65,4} = 1,4 \text{ кг CO}_2,$$

65,4 Zn требуют 44 O_2 ,

2,0 Zn – y O_2 ,

$$y = \frac{16 \cdot 2}{65,4} = 0,5 \text{ кг O}_2,$$

$$\text{ZnCO}_3 = 2 + 1,4 + 0,5 = 3,9 \text{ кг.}$$

Количество FeCO_3 :

55,8 Fe требуют 44 CO_2 ,

11,0 Fe – x CO_2 ,

$$x = \frac{44 \cdot 11}{55,8} = 8,7 \text{ кг CO}_2,$$

55,8 Fe требуют 16 O_2 ,

11,0 Fe – y O_2 ,

$$y = \frac{16 \cdot 11}{55,8} = 3,1 \text{ кг O}_2,$$

$$\text{FeCO}_3 = 11 + 8,7 + 3,1 = 22,8 \text{ кг}$$

Количество CaCO_3 :

56,1 CaO требуют 44 CO_2 ,

5,0 CaO – x CO_2 ,

$$x = \frac{44 \cdot 5}{56,1} = 4 \text{ кг CO}_2,$$

$$\text{CaCO}_3 = 5 + 4 = 9 \text{ кг.}$$

Данные по рациональному составу окисленного свинцового концентрата записываются в таблицу 5.

Таблица 5

Рациональный состав окисленного свинцового концентрата

Соединения	Pb	Zn	Fe	CaO	O ₂	S	CO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Прочие	Всего
PbSO ₄	5,2	-	-	-	1,6	0,8	-	-	-	-	7,6
PbCO ₃	38,8	-	-	-	3,0	-	8,3	-	-	-	50,1
ZnCO ₃	-	2,0	-	-	0,5	-	1,4	-	-	-	3,9
FeCO ₃	-	-	11,0	-	3,1	-	8,7	-	-	-	22,8
CaCO ₃	-	-	-	5,0	-	-	4,0	-	-	-	9,0
SiO ₂	-	-	-	-	-	-	-	5,0	-	-	5,0
Al ₂ O ₃	-	-	-	-	-	-	-	-	1,0	-	1,0
Прочие	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,6	0,6
Итого	44,0	2,0	11,0	5,0	8,2	0,8	22,4	5,0	1,0	0,6	100

Пример 3. Рациональный состав медно – пиритного концентрата. Химический состав концентрата, %: 12,0 – Cu; 35,5 – Fe; 0,5 – Zn; 43,0 – S; 0,5 – SiO₂; 0,6 – CaO; 3,0 – Al₂O₃; 0,4 - прочие. По минералогическому составу ориентировочно две трети меди находится в виде халькопирита, а одна треть – в виде ковеллина; цинк – в виде сфалерита и все остальное железо в виде пирита.

Решение. Расчет ведем на 100 кг концентрата.

Подсчитываем содержание халькопирита на 100 кг. Меди в халькопирите: $12,0 \cdot 0,67 = 8,0\%$. 63,6 меди входят в 183,4 халькопирита (по молекулярному весу).

$$8,0 \text{ Cu} - x \text{ CuFeS}_2,$$

$$x = \frac{183,4 \cdot 8,0}{63,6} = 23,05 \text{ кг.}$$

Зная количество и состав халькопирита, рассчитываем сколько серы и железа связано в нем, получаем 7,01 кг железа и 8,04 кг серы.

По расчетам, аналогичным в примерах 1–2 рассчитываем остальные минералы. Полученное содержание общей серы в концентрате может незначительно отличаться от теоретического заданного количества. Это объясняется колебаниями содержания серы в перерабатываемом концентрате и колебаниями в его минералогическом составе, вследствие чего, все получаемые коэффициенты являются средними и относятся к среднему составу концентрата. На практике расчетный состав концентрата приходится всегда несколько варьировать, учитывая данные химического и минералогического анализов.

Небольшой недостаток серы получается очень часто при аналогичных расчетах и объясняется многими причинами, из которых основные:

- сульфидные концентраты и руды подтверждены медленному окислению и постепенно теряют свою серу при лежании на открытом воздухе, в особенности, если они периодически увлажняются;
- наряду с пиритом, в медных концентратах и рудах очень часто присутствует пирротин, а в некоторых рудах содержание пирротина настолько велико, что его приходится учитывать отдельно.

Если минералогический расчет совпадает с элементарным анализом руды или дает небольшие расхождения по отдельному элементу (до 5,0 %), то он принимается для последующих расчетов.

Результат расчета рационального состава медно – пиритного концентрата приведен в таблице 6.

Таблица 6

Компоненты	Минералы				Пустая порода	Всего
	CuFeS ₂	CuS	ZnS	FeS ₂		
Cu	8,0	4,0	-	-	-	12,0
Fe	7,01	-	-	28,49	-	35,50
Zn	-	-	0,5	-	-	0,50

Компоненты	Минералы				Пустая порода	Всего
	CuFeS ₂	CuS	ZnS	FeS ₂		
S	8,04	2,01	0,24	32,71	-	43,00
SiO ₂	-	-	-	-	5,0	5,0
CaO	-	-	-	-	0,6	0,6
Al ₂ O ₃	-	-	-	-	3,0	3,0
Прочие	-	-	-	-	0,4	0,4
Всего	23,05	6,01	0,74	61,20	9,0	100

3. Контрольные вопросы

1. Из чего состоят руды и концентраты?
2. Какими соединениями представлены минералы пустой породы?
3. На какие группы по виду присутствующих металлосодержащих минералов делятся руды?
4. В какой форме находятся металлы в окисленных рудах? В хлоридных?
5. Назовите формулу халькопирита, куприта, смитсонита, ковеллина?
6. Какие минералы содержащие медь вам известны?

4. Задачи для самостоятельного решения

Задание 1. Рассчитайте рациональный состав медного сульфидного концентрата следующего элементарного состава, %: 25 – Cu; 16,5 – Fe; 23 – S; 21,5 – SiO₂; 6,5 – Al₂O₃; 2,2 – CaO; 1,0 – MgO и 4,3 – прочих. В прочих учтены потери при прокаливании концентрата (в атмосфере азота) в количестве 2,8 %, состоящие из CO₂, получающегося от разложения карбоната кальция и магнезия. Минералогический состав представлен в основном халькопиритом и халькозином в одинаковом количестве и пиритом.

Задание 2. Рассчитайте рациональный состав медной руды следующего химического состава, %: 5,65 – Cu; 20,0 – Fe; 6,2 – Zn; 25,6 – S; 23,3 – SiO₂; 10,2 – Al₂O₃; 4,0 – CaO; 1,0 – BaO; 3,1 – CO₂ и 0,65 – конституционной воды. По минералогическому составу руда состоит из халькопирита, пирита, сфалерита и пустой породы.

Задание 3. Рассчитайте рациональный состав медной пиритной руды следующего химического состава, %: 2,0 – Cu;

40,5 – Fe, 1,8 – Zn; 46,9 – S; 5,5 – SiO₂; 3,0 – Al₂O₃; 0,3 – CaO. По минералогическому составу руда состоит из халькопирита, пирита, сфалерита и пустой породы.

Задание 4. Дан химический состав медного концентрата (%): Cu – 8,25, S – 37,37, Fe – 35,53, Sb – 4,45, пустая порода – 14,4. Основные минералы: халькопирит, пирит, пирротин, антимонит (Sb₂S₃). Рассчитать рациональный (минеральный) состав концентрата. Результаты расчета представить в виде таблицы.

Задание 5. Дан химический состав медного концентрата (%): Cu – 18,6, S – 35,29, Fe – 34,91, Zn – 4,9, пустая порода – 6,3. Основные минералы: халькопирит (CuFeS₂), пирит (FeS₂), пирротин (Fe₇S₈), сфалерит (ZnS). Рассчитать рациональный (минеральный) состав концентрата. Результаты расчета представить в виде таблицы.

Задание 6. Дан химический состав медного концентрата (%): Cu – 17,46, S – 33,18, Fe – 30,59, Pb – 5,37, пустая порода – 13,4. Основные минералы: халькопирит, пирит, пирротин, галенит. Рассчитать рациональный (минеральный) состав концентрата. Результаты расчета представить в виде таблицы.

Задание 7. Химический состав цинкового концентрата, %: 50 – Zn; 1,39 – Pb; 2,31 – Cu; 0,26 – Cd; 7,35 – Fe; 1,1 – SiO₂, 1,2 – CaO; 0,9 – Al₂O₃; S и прочие – принять из расчета. Минералогический состав и соотношение фаз: цинк представлен сфалеритом (ZnS); свинец – галенитом (PbS); медь на 2/3 находится в форме халькопирита (CuFeS₂); остальное количество меди – в виде халькозина (Cu₂S); кадмий – в виде гренокита (CdS); железо (дополнительно) в виде пирита (FeS₂), оксид кальция – в форме известняка (CaCO₃). Рассчитайте рациональный состав данного концентрата.

Задание 8. Рассчитать рациональный состав свинцового концентрата. Химический состав свинцового концентрата принять по табл. 7 согласно номеру варианта. Минералогический состав свинцового концентрата и соотношение фаз: свинец – в форме галенита, цинк – в форме сфалерита, медь в форме халькопирита и ковеллина в соотношении 1:1, все остальное железо – в виде пирита и пирротина в соотношении 2:1. Пустая порода представлена

кварцевым песком, известняком и глиноземом. Содержание серы и прочих принять по расчету.

Таблица 7

Химический состав свинцового концентрата							
Вариант	Содержание, %						
	Pb	Zn	Cu	Fe	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃
1	46,0	9,5	3,0	8,5	2,5	3,0	1,5
2	42,0	7,0	2,1	9,5	3,0	2,5	2,0
3	44,0	8,0	2,0	9,4	3,5	3,0	1,5
4	43,0	8,5	2,6	9,0	2,8	2,4	1,8
5	41,0	9,0	2,5	9,5	3,2	2,8	1,2
6	40,0	8,4	2,7	8,8	3,6	3,2	1,8
7	41,8	8,6	3,2	9,1	3,1	1,6	1,8
8	39,0	7,5	3,0	10,0	3,5	2,5	1,7
9	46,0	9,5	3,0	8,5	2,5	3,0	1,5
10	42,0	7,0	2,1	9,5	3,0	2,5	2,0
11	40,0	6,2	3,5	9,0	3,7	3,0	1,5
12	41,5	6,7	3,6	9,1	4,0	1,7	1,5
13	41,2	6,7	3,1	9,0	4,1	1,5	1,7
14	40,0	7,0	3,8	8,8	4,6	2,0	1,7
15	40,0	6,0	4,0	8,1	4,5	1,1	1,7
16	40,5	6,5	4,1	8,5	4,6	2,2	1,0
17	41,0	9,0	2,5	9,5	3,2	2,8	1,2
18	40,0	8,4	2,7	8,8	3,6	3,2	1,8
19	44,0	8,0	2,0	9,4	3,5	3,0	1,5
20	43,0	8,5	2,6	9,0	2,8	2,4	1,8
21	41,0	9,0	2,5	9,5	3,2	2,8	1,2
22	40,0	8,4	2,7	8,8	3,6	3,2	1,8
23	39,0	7,5	3,0	10,0	3,5	2,5	1,7
24	45,0	8,0	2,9	8,6	2,8	1,2	2,1
25	41,8	8,6	3,2	9,1	3,1	1,6	1,8
26	40,5	7,2	3,2	7,8	3,2	2,5	1,9
27	40,2	8,4	2,3	8,8	3,6	1,8	2,2
28	41,6	6,6	3,5	9,0	3,8	1,9	2,0
29	46,0	9,5	3,0	8,5	2,5	3,0	1,5
30	42,0	7,0	2,1	9,5	3,0	2,5	2,0
31	41,5	6,7	3,6	9,1	4,0	1,7	1,5
32	41,2	6,7	3,1	9,0	4,1	1,5	1,7
33	44,0	8,0	2,0	9,4	3,5	3,0	1,5
34	43,0	8,5	2,6	9,0	2,8	2,4	1,8
35	46,0	9,5	3,0	8,5	2,5	3,0	1,5
36	42,0	7,0	2,1	9,5	3,0	2,5	2,0
37	44,0	8,0	2,0	9,4	3,5	3,0	1,5

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №3

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ СЫРЬЯ

1. Технологические требования к обогатительному оборудованию

1. Основные требования, предъявляемые к переработке минерального сырья с применением щековых и конусных дробилок:

- крупность исходного питания щековых и конусных дробилок крупного дробления не должна превышать 0,8, а дробилок среднего и мелкого дробления 0,85 ширины загрузочной (приемной) щели;
- дробилки должны обеспечивать получение дробленого продукта со следующим предельным коэффициентом закругления: для щековых дробилок крупного дробления – 1,7; для конусных дробилок крупного дробления – 2,2; для конусных среднего дробления – 2,9; для конусных мелкого дробления – 3,8;

Коэффициент закругления – отношение размера ячейки, через которую проходит 95 % продукта, к величине разгрузочной щели. При превышении указанных коэффициентов закругления необходимо провести регулировку разгрузочной щели или, если отрегулировать щель невозможно, заменить броню дробящих органов.

2. Требования, предъявляемые к ситам при проведении операции грохочения:

- не допускается свободное перемещение отдельных проволок в сетке;
- не допускается наличие разорванных проволок в сите.
- допускается соединение концов проволокой сваркой встык или внахлест, но сварных соединений не должно быть более, чем одно на 1 м² сита;
- допускается увеличение отверстий сеющих поверхностей по мере износа сит не более: при цилиндрических и

щелевидных отверстиях – 15 %; при трапециевидных отверстиях (шпальт) – 30 %.

Замеры производятся с помощью шаблонов. Периодичность проверок определяется технологической инструкцией.

Производительность и эффективность грохочения должны соответствовать режимной карте.

Основным показателем, характеризующим работу грохота, является эффективность грохочения, которая определяется как отношение (в процентах) количества нижнего класса в подрешетном продукте к количеству нижнего класса в исходном материале.

3. В процессе эксплуатации мельниц необходимо:

- следить за крупностью, количеством и равномерной подачей исходного питания и дозированным поступлением воды в соответствии с режимной картой;
- систематически, через промежутки времени, установленные в технологической карте, проверять крупность продукта в разгрузке мельницы, песках и сливе классифицирующих аппаратов. По результатам проверок – проводить необходимые регулировки;
- производить своевременную догрузку мелющими телами.

Крупность исходного питания не должна превышать: для шаровых мельниц – 25 мм; для стержневых мельниц – 40 мм; для рудно-галечных и мельниц самоизмельчения – $1/3$ диаметра загрузочной цапфы.

Загрузка мелющих тел в мельнице должна составлять от рабочего объема барабана мельницы, не менее %: для шаровых мельниц – $40 \div 45$; для стержневых мельниц – $30 \div 40$; для мельниц самоизмельчения – $35 \div 45$.

Допускается эксплуатация шаровых и рудно-галечных мельниц, работающих на второй и последующих стадиях измельчения, с загрузкой мелющими телами менее норм, указанных выше.

4. При эксплуатации флотационных машин обеспечиваются, согласно технологической инструкции, следующие параметры:

- равномерность питания пульпой;

- уровень и плотность пульпы в камерах;
- равномерность поступления воздуха в каждую камеру и подачи реагентов.

Техническое состояние флотационной машины должно обеспечивать:

- пропускную способность по потоку пульпы в минуту не менее двукратного объема камеры;
- засасывание воздуха импеллером у механических флотомашин не менее $0,7 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 м^3 камеры;

2. Валковые дробилки

Валковые дробилки применяют для среднего и мелкого дробления материалов высокой и средней прочности, а также для измельчения пластичных и хрупких материалов. Рабочими органами валковой дробилки (рис. 1) являются два параллельных цилиндрических вала 2 и 4, вращающихся встречно.

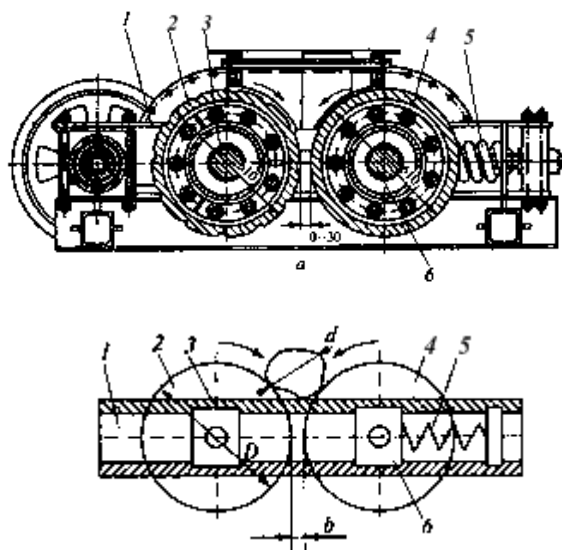


Рис 1. Валковая дробилка: *a* — конструкция; *б* — схема

Попадающий в рабочую зону кусок материала увлекается трением о поверхность валков и затягивается в рабочее пространство, где подвергается дроблению в результате раскалывания, излома и истирания. Поверхности валков бывают гладкие и рифленые. Валки монтируются в станине 1 в подшипника 3 и 6. Подшипники одного либо двух валков имеют пружинные опоры 5, которые могут перемещаться в направляющих при попадании в дробилку недробимого предмета. Вращение валка сообщается от электродвигателя через клиноременную передачу с частотой $(75 \div 190) \text{ мин}^{-1}$.

Максимальный размер кусков зависит от диаметра валков и размера разгрузочной щели. Так, диаметр гладкого валка должен в 20 раз превосходить размер камня, а при рифленых поверхностях валков – в 12 раз. Поэтому степень дробления составляет $4 \div 12$.

3. Расчет валковой дробилки

Соотношения для расчета основных параметров валковых дробилок – угла захвата, производительности, частоты вращения валков, усилий в деталях.

Угол захвата в валковых дробилках – это угол β между двумя касательными к поверхности валков в точках соприкосновения с дробимым материалом (рис. 2). Кусок материала будет захватываться, если $\beta \leq 2\varphi$ или $\alpha \leq \varphi$.

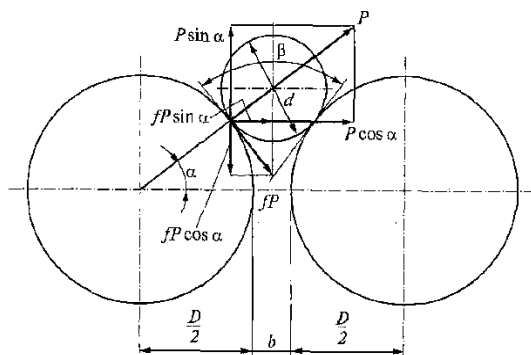


Рис. 2. Расчетная схема валковой дробилки

Так же как у щековых и конусных дробилок, угол захвата у валковых дробилок для нормального дробления не должен превышать двойного угла трения. При коэффициенте трения для реальных случаев $f = 0,30 \div 0,45$, угол трения составляет $\varphi = 16^\circ 40' \div 24^\circ 20'$. На практике для гладких валков принимают $\alpha = 16 \div 24^\circ$, чтобы исключить выдавливание дробимых кусков из рабочей зоны. Зубчатые и рифленые валки обеспечивают лучшие условия захвата, поэтому $\alpha = 20 \div 30^\circ$.

Максимальный размер куска, захватываемого валками, можно определить по формуле

$$d_{max} = [D(1-k) + b]/k,$$

где k – коэффициент захвата (для гладких валков $k = 0.954$, для рифленых $k = 0.92$); b – ширина выходной щели, м.

Производительность валковых дробилок Q , м³/с, можно вычислить, если представить процесс дробления как движение ленты материала. За один оборот валка через щель пройдет объем ленты материала V , м³:

$$V = \pi DLb,$$

где D – диаметр валка, м.; L – длина валка, м.

Производительность дробилки при частоте вращения вала n

$$Q = 1,25 \pi DLbn \mu,$$

где 1,25 – коэффициент, учитывающий возможное расхождение валков при работе; μ – коэффициент, учитывающий степень разрыхленности материала (для прочных материалов $\mu = 0,2 \div 0,3$, для влажных $\mu = 0,4 \div 0,6$).

Частота вращения валков n , об/с, валковой дробилки не должна превышать некоторого значения, при котором создаются неустойчивые условия захвата материала и возникают нежелательные колебания нагрузок.

Наиболее благоприятный режим работы наступает при окружной скорости валков $\omega_{opt} = (3 \div 6)$ м/с. Отсюда находится частота вращения валков

$$n_{\text{опт}} = \omega_{\text{опт}} / (\pi D)$$

Максимально возможную частоту вращения валков определяют по формуле, предложенной проф. Л.Б. Левенсоном:

$$n_{\text{max}} \leq 102,5 \sqrt{\frac{f}{\rho d D}},$$

где f – коэффициент трения материала о валок (для прочных пород $f > 0,3$, для глин $f < 0,45$); d – диаметр куска исходного материала, м; ρ – плотность измельчаемого материала, кг/м³.

Таблица 8

Техническая характеристика валковых дробилок с гладкими (ГОСТ 18266-72)

валками

Параметр	ДГ 400x250	ДГ 600x400	ДГ 800x500	ДГ 1000x500	ДГ 1500x600
Диаметр валка, мм	400	600	800	1000	1500
Длина валка, мм	250	400	500	550	600
max размер исходного куска, мм	20	30	40	50	75
Зазор между валками, мм	2÷12	2÷14	4÷16	4÷18	4÷20
Частота вращения, об/с	2,38	2,00	1,20	0,95	0,63
	3,33	2,50	1,66	1,50	1,00
	4,75	3,16	2,42	1,92	1,26
Производительность, м ³ /ч	3÷12	4÷24	6÷35	10÷45,6	15÷75
Мощность двигателя, кВт	8	22	30	40	55

Усилия в деталях валковой дробилки определяются нагрузкой, которая создается пружинами предохранительного устройства. Эта нагрузка зависит от многих факторов и может быть вычислена лишь приближенно.

Суммарное усилие дробления P , Н,

$$P = \sigma_{\text{сж}} L l \mu$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности материала при сжатии, Па;
 $l = D\alpha/2$ – длина дуги на участке измельчения материала, м.

Сила нажатия пружин подвижного вала должна обеспечивать суммарное значение P .

Для расчета мощности валковых дробилок можно рекомендовать эмпирические формулы. При переработке пород средней прочности (мергель, известняк, уголь) для расчета N , Вт, используется формула Аргалья

$$N = 47,6KL \omega, \text{ Вт},$$

где $K = 0,6(D/d) + 0,15$ – коэффициент; $\omega = \pi Dn$ – окружная скорость валков, м/с.

Пример 1. Выбрать марку валковой дробилки для переработки 24 м³/ч мягкого известняка, имеющего куски средневзвешенным диаметром 73 мм. Продукт дробления должен иметь средневзвешенный размер 15 мм. Определить основные эксплуатационные показатели: частоту вращения валков (рассчитать по формуле, а затем выбрать ближайшее стандартное значение по табл.8); усилие, необходимое для дробления материала; мощность электродвигателя.

Механические свойства мягкого известняка: плотность $\rho = 1400 \text{ кг/м}^3$; предел прочности при сжатии $\sigma = (40 \div 60) \text{ МПа}$; модуль упругости $E = (3,5 \div 5) \cdot 10^4 \text{ МПа}$.

Решение: При выборе типоразмера валковой дробилки учитываем, что размер между валками не может быть меньше среднего размера куса продукта дробления. С учетом заданных параметров по производительности и размеру куса по табл. 8 выбираем дробилку марки ДГ 1500х600, имеющую следующие технические характеристики: $D = 1,5 \text{ м}$; $d_{\text{max}} = 0,0075 \text{ м}$; $b = (4 \div 20) \text{ мм}$; $Q = (15 \div 75) \text{ м}^3/\text{ч}$; $N = 55 \text{ кВт}$.

Задавшись значением окружной скорости вала $\omega = 4 \text{ м/с}$, находим оптимальную частоту вращения валков $n_{\text{опт}}$, об/с:

$$n_{\text{опт}} = \omega / (\pi D)$$

$$n_{\text{общ}} = 4 / (3,14 \cdot 1,5) = 0,849$$

Ближайшее рабочее значение частоты вращения валков дробилки принимаем равным $n = 1$ об/с. Тогда фактическая окружная скорость вращения валков равна:

$$\omega = 3,14 \cdot 1,5 \cdot 1 = 4,712 \text{ м/с}$$

Длина дуги на участке измельчения l , м:

$$l = \frac{D \cdot \alpha}{2}$$

$$l = (1,5 \cdot 0,279) / 2 = 0,209$$

где $\alpha = 16^\circ$ (0,279 рад)

Необходимое усилие дробления материала при длине дуги на участке измельчения P , Н:

$$P = \sigma_{\text{сж}} \cdot L \cdot l \cdot \mu$$

$$P = 50 \cdot 10^6 \cdot 0,6 \cdot 0,209 \cdot 0,5 = 3,135 \cdot 10^6$$

Мощность электродвигателя N , кВт:

$$N = 47,6 \cdot K \cdot L \cdot \omega$$

$$K = 0,6 \cdot \left(\frac{D}{d} \right) + 0,15$$

$$K = 0,6 \cdot (15 / 0,0173) + 0,15 = 12,479$$

$$N = 47,6 \cdot 12,479 \cdot 0,6 \cdot 4,712 = 1,679$$

4. Контрольные вопросы

1. Назовите основные требования, предъявляемые к переработке минерального сырья с применением щековых и конусных дробилок.
2. Что такое коэффициент закругнения?
3. Перечислите требования, предъявляемые к ситам при проведении операции грохочения.
4. Для чего применяются валковые дробилки?

5. Что является рабочим органом валковой дробилки?
6. Что такое угол захвата валковой дробилки?

5. Задачи для самостоятельного решения

Задание 1. По таблице 8 выбрать марку валковой дробилки для переработки Q м³/ч известняка, имеющего куски средневзвешенным диаметром d_{max} , м. Определить основные эксплуатационные показатели: частоту вращения валков (рассчитать по формуле, а затем выбрать ближайшее стандартное значение по табл. 8); усилие, необходимое для дробления материала; мощность электродвигателя. Исходные данные в таблице 9.

Таблица 9

Варианты для решения задачи

Вариант	Q , м ³ /ч	d_{max} , м	ω , м/с	$\sigma_{сж}$, МПа	μ	α , рад
1	24	0,073	4	50	0,5	0,279
2	30	0,055	4	70	0,5	0,279
3	18	0,042	5	110	0,5	0,279
4	9	0,031	5	45	0,5	0,279
5	5	0,023	4	65	0,5	0,279
6	17	0,038	4	90	0,5	0,279
7	60	0,076	5	115	0,5	0,279
8	33	0,051	5	80	0,5	0,279
9	6	0,019	4	78	0,5	0,279
10	30	0,035	4	55	0,5	0,279

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №4

РАСЧЁТ РАСХОДНЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ СЫРЬЯ

Расходные коэффициенты – величины, характеризующие расход различных видов сырья, воды, топлива, электроэнергии, пара на единицу вырабатываемой продукции. При конструировании аппаратов и определении параметров технологического режима задаются также условия, при которых

рационально сочетаются высокая интенсивность и производительность процесса с высоким качеством продукции и возможно более низкой себестоимостью.

Себестоимостью называется денежное выражение затрат данного предприятия на изготовления и сбыт продукции. Для составления калькуляции себестоимости, т. е. расчета затрат на единицу продукции – определяют статьи расхода и в том числе расходные коэффициенты по сырью, материалам, топливу, энергии и с учетом цен на них рассчитывают калькуляцию. На практике обычно, чем меньше расходные коэффициенты, тем экономичнее процесс и соответственно тем меньше себестоимость продукции. Особенно большое значение имеют расходные коэффициенты по сырью, поскольку для большинства химических производств (60÷70) % себестоимости приходится на эту статью.

Для расчета расходных коэффициентов необходимо знать все стадии технологического процесса, в результате осуществления которых происходит превращение исходного сырья в готовый продукт. Теоретические расходные коэффициенты A_T учитывают стехиометрические соотношения, по которым происходит превращение исходных веществ в целевой продукт. Практические расходные коэффициенты $A_{пр}$, кроме этого, учитывают производственные потери на всех стадиях процесса, а также побочные реакции, если они имеют место. Расходные коэффициенты для одного и того же продукта зависят от состава исходных материалов и могут значительно отличаться друг от друга.

1. Расчет расходных коэффициентов

Пример 1. Определить теоретические расходные коэффициенты для следующих железных руд в процессе выплавки чугуна, содержащего 92 % Fe, при условии, что руды не содержат пустой породы и примесей (табл. 10).

Таблица 10

Исходные данные для расчета

Компоненты	Молекулярная масса.
Шпатовый железняк $FeCO_3$	115,8
Лимонит $2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$	373
Гетит $2Fe_2O_3 \cdot 2H_2O$	355

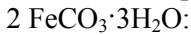
Компоненты	Молекулярная масса.
Красный железняк Fe_2O_3	159,7
Магнитный железняк Fe_3O_4	231,5

Решение:

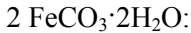
Из 1 кмоль FeCO_3 можно получить 1 кмоль Fe или из 115,8 кг FeCO_3 – 55,9 кг Fe. Отсюда для получения 1 т чугуна с содержанием Fe = 92 % мас. необходимо

$$1 \cdot 0,92 \cdot 115,8 / 4 \cdot 55,9 = 1,9 \text{ т}$$

Аналогично находим значения теоретических расходных коэффициентов для других руд:



$$1 \cdot 0,92 \cdot 355 / 4 \cdot 55,9 = 1,45 \text{ т}$$



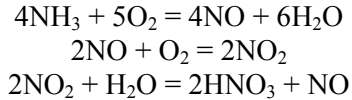
$$1 \cdot 0,92 \cdot 159,7 / 255,9 = 1,33 \text{ т}$$



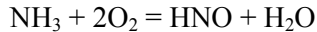
$$1 \cdot 0,92 \cdot 231,5 / 3 \cdot 55,9 = 1,28 \text{ т.}$$

Пример 2. Определить количество аммиака, требуемое для производства 100000 т в год азотной кислоты и расход воздуха на окисление аммиака ($\text{м}^3/\text{ч}$), если цех работает 355 дней в году, выход оксида азотах $x_1 = 0,97$, степень абсорбции $x_2 = 0,92$, а содержание аммиака в сухой аммиачно-воздушной смеси – 7.13 %.

Решение. Окисление аммиака является первой стадией получения азотной кислоты из аммиака. По этому методу аммиака окисляется кислородом воздуха в присутствии платинового катализатора при (800÷900) °С до оксидов азота. Затем, полученный оксид азота окисляется до диоксида азота, а последний поглощается водой с образованием азотной кислоты. Схематично процесс можно изобразить следующим уравнением



Для материальных расчетов можно в первом приближении записать суммарное уравнение этих трех стадий в виде



Молекулярная масса NH_3 – 17, HNO_3 – 63.

Необходимое количество аммиака для получения 100000 т HNO_3 с учетом степени окисления и степени абсорбции составит

$$100000 \cdot 17/63 \cdot 0,97 \cdot 0,92 = 30300 \text{ т}$$

Расход аммиака составит

$$1000 \cdot 30300/355 \cdot 24 = 3560 \text{ кг/ч}$$

Объем аммиака составит

$$3560 \cdot 22,4/17 = 4680 \text{ м}^3$$

Расход воздуха ($\text{м}^3/\text{ч}$), требуемый для окисления (в составе аммиачно – воздушной смеси) будет равен

$$4680 - (100 - 11,5)/11,5 = 36000 \text{ м}^3$$

где 11,5 – содержание аммиака в смеси (% об.), т. е.

$$(7,13/17) \cdot 100/(7,13/17) + (92,87/29) = 11,5$$

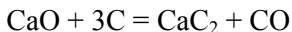
2. Контрольные вопросы

1. Что такое расчетный коэффициент?
2. Что такое себестоимость?
3. Что необходимо знать для расчета расходных коэффициентов?
4. Что такое теоретический расчетный коэффициент? Практический расчетный коэффициент?
5. От чего зависят расчетные коэффициенты?

3. Задачи для самостоятельного решения

Задание 1. Определить расходные коэффициенты в производстве карбида кальция (технического), имеющего по анализу следующий состав: CaC_2 – 78 %, С – 3 %, прочие примеси – 4 %. Расчет следует вести на 1 т технического продукта.

Карбид кальция получается согласно уравнения:



Известь содержит 96,5 % CaO . Содержание в коксе: золы – 4 %, летучих веществ – 4 %, влаги – 3 %.

Задание 2. Рассчитать расходный коэффициент для природного газа, содержащего 97 % (об) метана, в производстве уксусной кислоты (на 1 т) из ацетальдегида. Выход ацетилен из метана составляет 15 % от теоретически возможного, ацетальдегида из ацетилен – 60 %, а уксусной кислоты из ацетальдегида 90 % (масс).

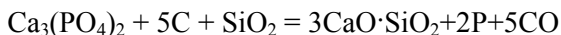
Задание 3. Определить количество аммиака, требуемого для производства 100000 т/год азотной кислоты, и расход воздуха на окисление аммиака, если цех работает 355 дней в году, выход оксида азота 0,97, степень абсорбции 0,92, содержание аммиака в сухой аммиачно-воздушной смеси 7,13 % (мас.).

Задание 4. Рассчитать практический расходный коэффициент алунитовой руды, содержащей 23 % Al_2O_3 , для получения 1000 кг алюминия, если потери алюминия на всех технологических стадиях составляет 12 % по массе. Алунит имеет формулу: $3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{K}_2\text{O} \cdot 4\text{SO}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ ($M = 828$ г/моль).

Схематично производство алюминия можно отобразить следующим образом:



Задание 5. Рассчитать расходные коэффициенты при производстве 1 т фосфора разложением фосфоритного концентрата. Процесс описывается уравнением:



Концентрат содержит 25 % массовых долей P_2O_5 , кокс – 94,5 % массовых долей углерода, степень восстановления фосфора равна 0,85.

Задание 6. Рассчитать расходные коэффициенты для соляно-сульфатного производства (на 1 т Na_2SO_4), если в производстве используется поваренная соль, содержащая 90 % $NaCl$, и купоросное масло, содержащее 90 % H_2SO_4 . Степень разложения $NaCl$ составляет 80 %. Определить количество получающегося при этом хлороводорода.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №5 ПРОЦЕСС ОБЖИГА НЕОРГАНИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

1. Виды обжига

Обжиг – процесс термической обработки материалов без их расплавления (или с частичным образованием жидкой фазы). По характеру основной реакции различают четыре вида обжиговых процессов:

1. обжиг с термической диссоциацией;
2. окислительный обжиг;
3. восстановительный обжиг;
4. обжиг основанный на хлорировании.

Обжиг с термической диссоциацией проводится для декарбонизации сырья; разложение парамагнитного FeS_2 в сильномагнитные гексагональные и моноклинные пирротипы; для перевода в газовую фазу легколетучих соединений (сульфидов, оксидов) предварительно полученных диссоциаций. При спекательном обжиге происходит образование веществ растворимых в воде, например алюмината натрия.

Окислительный обжиг – взаимодействие сырья с кислородом для полного или частичного удаления серы из обжиговых материалов и перевода сульфидов железа в оксиды, шлакуемых при последующей плавке огарка. Обжиг, при котором сера полностью удаляется из материалов, называют обжигом «намертво». Его применяют в пирометаллургии цинка и свинца, когда из сульфидных концентратов получают огарок, состоящий

только из оксидов металлов. В пирометаллургии меди и никеля применяют неполный или частичный окислительный обжиг, при котором часть сульфидов остается неизменной, т.е. не подвергается окислению. Это объясняется тем, что плавку обожженных медных и никелевых руд и концентратов обычно ведут на штейн, что требует наличия в шихте определенного количества серы, так как позволяет получить более богатые металлами штейны и при этом использовать сернистый газ для производства серной кислоты. Окислительным является и агломерирующий или спекающий обжиг сульфидного сырья, хотя главной его задачей является грануляция измельченных материалов, В качестве примера можно привести агломерацию высокосернистого медно-никелевого концентрата, в процессе которой частично удаляется сера и агломерируется тонкоизмельченный концентрат перед руднотермической плавкой. Окислительным является и обжиг окатышей из тонкоизмельченных железорудных концентратов (обычно магнетитовых). Основная его цель – упрочнение окатышей, для чего необходимо окисление магнетита до гематита при этом создаются условия для удаления из окатышей вредных примесей – серы, мышьяка, цветных металлов путем их окисления и возгонки.

Восстановительный обжиг применяют для восстановления свободных и связанных металлических оксидов руды или концентрата до состояния металла или до состояния низших его оксидов. Примером служит магнетизирующий обжиг железных руд, проводимый в восстановительной газовой атмосфере или с добавкой угля для превращения Fe_2O_3 в сильномагнитную Fe_3O_4 с целью последующего ее магнитного обогащения; восстановление оксидов вольфрама, молибдена и других металлов водородом или углеродом с получением порошкообразных металлов. Получаемые таким образом металлы служат сырьем для развития бескоксовой (получение окатышей) и порошковой металлургии. Особенно широко этот процесс применяют для получения железных порошков. Восстановительный обжиг в умеренно восстановительной среде проводят также для возгонки мышьяка в виде As_4O_6 , когда необходимо предупредить образование нелетучего As_2O_5 . Аналогичный процесс применяют для сульфидизации цветных металлов в окисленных рудах (никель – кобальтовых,

медных). Для успешного перевода окислов цветных металлов в их сульфиды необходимо воздействие на оксиды серосодержащих веществ (элементарная сера, пирит, сульфат натрия и др.) в восстановительных условиях, создаваемых газообразными или твердыми восстановителями. К этой группе процессов можно причислить так же процессы восстановления металлов из оксидов, сульфидов, карбонатов, силикатов с последующей отгонкой их в газовую фазу.

Обжиг, основанный на хлорировании это процессы взаимодействия Cl_2 , HCl и других хлорсодержащих соединений с оксидами, сульфидами, силикатами, ферритами и другими веществами с образованием не летучих или летучих хлоридов. Обжиговые процессы, основанные на хлорировании имеют несколько разновидностей. Хлорирующий обжиг проводится при невысоких температурах с целью получения растворимых соединений металлов, без их возгонки. Восстановительно – хлорирующий обжиг так же проводится в условиях, не способствующих извлечению в газовую фазу хлоридов посредством восстановления их с водородом. Хлоридовозгоночный обжиг в отсутствие кислорода проводится с образованием летучих хлоридов металлов. Окислительно-хлоридовозгоночный метод проводится в присутствии окислителей (кислород, вода), которые принимают косвенное или прямое участие в образовании летучих хлоридов металлов.

2. Агломерирующий обжиг сульфидных концентратов

Агломерацию используют для подготовки сульфидных и окисленных материалов к металлургическим процессам, требующим кусковых шихт, например плавке в шахтных печах. Агломерацию сульфидных материалов проводят с частичной (медные и медно-никелевые концентраты) и максимальной (свинцовые и цинковые концентраты) десульфуризацией. Шихта, поступающая на агломерирующий обжиг, должна удовлетворять следующим требованиям:

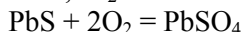
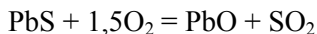
- содержать достаточное количество флюсов для образования при последующей плавке шлака оптимального состава;
- количество сульфидов в шихте должно обеспечивать

требуемый тепловой баланс и необходимое остаточное содержание серы в готовом агломерате.

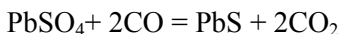
Агломерирующий обжиг сульфидных свинцовых концентратов преследует следующие цели:

- удаление серы путем окисления сульфидного сырья кислородом воздуха. В зависимости от состава сырья степень десульфуризации колеблется от 60 до 85 %;
- окускование мелкого материала и получение пористого, газопроницаемого агломерата, крупностью (20÷100) мм;
- перевод ценных летучих компонентов, присутствующих в концентрате, в газовую фазу с последующим извлечением их из обжиговых газов (сера, мышьяк, сурьма, кадмий и редкие металлы).

Удаление серы осуществляют путем нагревания концентрата в окислительной атмосфере до температуры (1000÷1100) °С. При этом протекают следующие реакции:



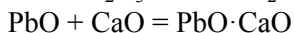
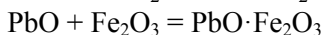
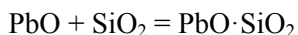
Сульфат свинца в агломерате нежелателен, так как в процессе дальнейшей восстановительной плавки он будет переходит в штейн по реакции:



При температуре свыше 700 °С образовавшийся сульфат свинца диссоциирует:



При температуре выше 650 °С образуются сложные соединения свинца:



Образование этих соединений свинца желательно, так как силикаты и ферриты свинца более легкоплавки и при обжиге

образуют некоторое количество жидкой фазы, что способствует спеканию шихты и получению крупнокускового материала.

Поэтому в шихту добавляют флюсы, которые механически разъединяют зерна сульфидных минералов, способствуя их индивидуальному обжигу, а также улучшают отвод выделяющегося избытка тепла при окислении сульфидов – играют роль терморегуляторов. В качестве флюсов в шихту добавляют известняк, кварц, железную руду, оборотные шлаки.

Получаемый при обжиге агломерат должен обладать следующими качествами:

- высокой прочностью;
- хорошей пористостью (суммарный объем пор – $65\div 75$ %);
- однородностью по химическому и гранулометрическому составу;
- содержание серы – $(1,5\div 2,5)$ %, свинца – $(45\div 55)$ %;
- иметь температурный интервал размягчения – $(950\div 1000)$ °С.

3. Расчет окислительного обжига

На агломерирующий обжиг поступает однородная смесь необходимых материалов – шихта, которая состоит из свинцового концентрата, флюсов, оборотного агломерата и воды.

Шихта, поступающая на агломерирующий обжиг должна содержать оптимальное количество серы ($6\div 8$ %), свинца (не более $(45\div 50)$ %), кремнезема, известняка и железной руды. Содержание серы в шихте регулируется подачей оборотного агломерата в количестве $(100\div 300)$ % от массы свинцового сульфидного концентрата. Количество флюсов должно обеспечивать получение при дальнейшей шахтной восстановительной плавке шлака оптимального состава, содержащего, %: $(20\div 25)$ SiO_2 , $(35\div 40)$ FeO и $(8\div 16)$ CaO . Для снижения расхода флюсов и оборотного агломерата в шихту можно вводить $(5\div 10)$ % оборотного шлака, полученного при плавке. В результате агломерирующего обжига шихты оптимального состава получается «самоплавкий» агломерат, т. е. такой продукт, при плавке которого в шахтных печах не требуется добавка флюсов.

Технику расчетов окислительного обжига рассмотрим на

примерах.

Пример 1. Рассчитать количество оборотного агломерата, возвращаемого в шихту обжига и степень десульфуризации при обжиге. Свинцовый концентрат содержит 16,5 % S. В результате обжига получают свинцовый агломерат, содержащий 1,2 % S. Шихта для обжига должна содержать не более 7 % S.

Решение. Расчет проводим на 100 кг свинцового концентрата. В 100 кг концентрата содержится $100 \cdot 0,165 = 16,5$ кг S. За x – обозначим количество оборотного агломерата, загружаемого на 100 кг концентрата. С этим оборотным агломератом поступает серы – $0,012x$. Тогда содержание серы в шихте, состоящей из концентрата и оборотного агломерата, составит $(100 + x) \cdot 0,07$.

Решаем равенство: $16,5 + 0,012x = (100 + x) \cdot 0,07$ и получаем: $x = 163,8$ кг (или 163,8 %).

Степень десульфуризации (степень удаления серы) при обжиге рассчитывается по формуле:

$$D_S = 100 \cdot m_S^e / m_S^u, \%$$

где m_S^e – количество серы, перешедшее в процессе обжига в газовую фазу; m_S^u – количество серы, содержащееся в шихте поступающей на обжиг.

Количество серы, поступающей с шихтой на обжиг, составляет: $m_S^u = (100 + 163,8) \cdot 0,07 = 18,5$ кг.

Количество серы, перешедшее в газовую фазу при обжиге, находим как разницу между исходным содержанием серы в шихте и серы в полученном агломерате. Т. е.

$$m_S^e = m_S^u - m_S^{agl} = (100 + 163,8) \cdot 0,07 - (100 + 163,8) \cdot 0,012 = 15,3 \text{ кг.}$$

$$\text{Таким образом: } D_S = 100 \cdot m_S^e / m_S^u = 100 \cdot 15,3 / 18,5 = 82,9 \%$$

Ответ: количество оборотного агломерата, подаваемого в шихту аглообжига, составляет 163,8 %, степень десульфуризации при обжиге – 82,9 %.

Пример 2. Степень десульфуризации при агломерирующем обжиге равна 75 %. Шихта состоит из 1 части свинцового сульфидного концентрата, 0,5 части флюсов и 2 частей оборотного свинцового агломерата. Содержание серы в исходном свинцовом

концентрате равно 18 %. Определить концентрацию серы в готовом свинцовом агломерате после аглообжига.

Решение. Расчет ведем на 100 кг свинцового концентрата. На 100 кг концентрата в шихту подают 50 кг флюсов и 200 кг оборотного агломерата. За x обозначим содержание серы в готовом агломерате, доли ед. Содержание серы во флюсах принимаем равным 0. Тогда, зная, что степень десульфуризации при обжиге составляет $D_S = 75$ %, находим содержание серы в готовом агломерате.

$$D_S = 100 \cdot m_S^s / m_S^u = 100 \cdot (m_S^u - m_S^{azl}) / m_S^u$$

где m_S^u – количество серы в шихте; $m_S^u = 100 \cdot 0,18 + 200x$;
 m_S^{azl} – количество серы в готовом агломерате,
 $m_S^{azl} = (100 + 50 + 200) \cdot x$.

$$\begin{aligned} 75/100 &= ((100 \cdot 0,18 + 200x) - (100 + 50 + 200) \cdot x) / (100 \cdot 0,18 + 200x), \\ 0,75 &= (18 + 200x - 350x) / 18 + 200x, \\ 0,75(18 + 200x) &= 18 - 150x, \\ 13,5 + 150x &= 18 - 150x, \\ 300x &= 4,5, \\ x &= 0,015 \text{ (или 1,5 \%)} . \end{aligned}$$

Ответ: концентрация серы в готовом агломерате составляет 1,5 %.

Пример 3. Рассчитать степень десульфуризации при агломерирующем обжиге свинецсодержащей шихты, обеспечивающую при восстановительной плавке агломерата получение штейна, содержащего, %: 12 Cu; 22 S, прочие – до 100 %. Извлечение меди в штейн при плавке 85 %. Остальная медь переходит в шлак и черновой свинец. Состав шихты, поступающей на обжиг, %: 38,0 Pb; 6,4 Zn; 2,6 Cu; 15,0 Fe; 11,0 SiO₂; 5,0 CaO; 8,5 S; 13,6 – прочие. Десульфуризация при шахтной восстановительной плавке составляет 30 %.

Решение. Расчет ведем на 100 кг шихты. В 100 кг шихты содержится 2,6 кг меди и 8,5 кг серы. Медь при агломерирующем обжиге полностью остается в агломерате, а при шахтной восстановительной плавке агломерата на 85 % переходит в штейн,

т. е. $2,6 \cdot 0,85 = 2,21$ кг. При содержании меди в штейне 12 % масса получаемого штейна составит:

$$\begin{aligned} & 2,21 \text{ кг} - 12 \% \\ & x \text{ кг} - 100 \% , x = 18,4 \text{ кг} \end{aligned}$$

При содержании серы в штейне 22 %, ее количество составит: $18,4 \cdot 0,22 = 4,05$ кг.

Так как степень десульфуризации при шахтной восстановительной плавке 30 %, следовательно, 70 % серы остается при плавке в штейне, значит, общее количество серы поступившее с агломератом на плавку составляет:

$$\begin{aligned} & 4,05 \text{ кг} - 70 \% , \\ & x \text{ кг} - 100 \% , x = 5,78 \text{ кг} \end{aligned}$$

Если с шихтой на агломерирующий обжиг поступает 8,5 кг серы, а в готовом агломерате ее содержится 5,78 кг, то степень десульфуризации при агломерирующем обжиге составляет: $D_S = 100 \cdot (m_S^{ш} - m_S^{агл}) / m_S^{ш} = 100 \cdot (8,5 - 5,78) / 8,5 = 32$ %.

Ответ: степень десульфуризации при агломерирующем обжиге шихты составляет 32 %.

Пример 4. Рассчитать состав свинецсодержащей шихты для получения при агломерирующем обжиге «самоплавкого» агломерата, определить количество флюсов и оборотного агломерата. Для составления шихты используются следующие материалы:

1. Свинцовый концентрат, %: 46,0 Pb; 9,5 Zn; 3,0 Cu; 8,5 Fe; 21,0 S; 3,0 CaO; 2,5 SiO₂; 2,5 Al₂O₃; 4,0 прочие.

2. Кварцевая руда, %: 80 SiO₂; 13,5 FeO; 3,2 Al₂O₃; 1,0 CaO; 2,3 прочие.

3. Железная руда, %: 77,0 FeO; 9,6 SiO₂; 2,0 Al₂O₃; 2,5 CaO; 8,9 прочие.

4. Известняк, %: 50,6 CaO; 5,8 SiO₂; 6,1 FeO; 0,5 Al₂O₃; 37,0 прочие.

5. Обратный шлак, %: 1,6 Pb; 19,5 Zn; 40,1 FeO; 12,0 CaO; 23,9 SiO₂; 2,9 прочие.

Решение. Для определения количества флюсов необходимо рассчитать выход и состав штейна, в который при плавке переходит некоторое количество железа. Обычно штейновую плавку ведут при содержании меди в концентрате более 2 %. Если меди в концентрате менее 2 %, то плавку агломерата ведут без образования штейна и всю медь переводят в черновой свинец. Исходя из практических данных работы свинцовых заводов, принимаем выход штейна от массы концентрата 8,5 %, извлечение меди в штейн – 80 %.

В штейн переходит меди $3,0 \cdot 0,80 = 2,4$ кг. Тогда концентрация меди в штейне составляет: $2,4 \cdot 100 / 8,5 = 28,24$ %. Исходя из практических данных принимаем содержание железа в штейне 27,0 %; серы – 20,0 %; свинца – 15 %; цинка – 5 %. Тогда количество железа, перешедшего в штейн, составляет: $8,5 \cdot 0,27 = 2,29$ кг; серы: $8,5 \cdot 0,20 = 1,7$ кг; свинца: $8,5 \cdot 0,15 = 1,27$ кг; цинка: $8,5 \cdot 0,05 = 0,43$ кг, прочих: $8,5 - 2,4 - 1,7 - 1,27 - 0,43 = 2,7$ кг.

Рассчитываем количество флюсов подаваемых в шихту агломерирующего обжига для получения при плавке шлака следующего состава, %: 24,0 SiO₂; 38,5 FeO; 12,5 CaO; 20,0 ZnO; 1,5 Pb. Извлечение цинка в шлак принимаем 90 %.

Тогда в шлак переходит цинка: $9,5 \cdot 0,90 = 8,55$ кг, оксида цинка в шлаке – $8,55 \cdot 81,4 / 65,4 = 10,64$ кг. Отсюда выход шлака составляет $10,64 \cdot 20 / 100 = 53,2$ кг. В этом количестве шлака содержится, кг: кремнезема – $53,2 \cdot 0,24 = 12,77$ кг; оксида железа (II) – $53,2 \cdot 0,385 = 20,48$ кг; оксида кальция – $53,2 \cdot 0,125 = 6,65$ кг.

В шлак перейдет полностью кварц и оксид кальция из концентрата и из оборотного шлака, добавляемого в шихту обжига в количестве 5 % от массы концентрата.

Тогда с флюсами потребуется добавить следующее количество шлакообразующих оксидов, кг: кремнезема – $12,77 - 2,5 - (5 \cdot 0,239) = 9,08$ кг; оксида железа (II) – $20,48 - (5 \cdot 0,401) - (8,5 - 2,29) \cdot 71,8 / 55,8 = 10,49$ кг; оксида кальция – $6,65 - 3 - (5 \cdot 0,12) = 3,05$ кг.

Рассчитываем количество флюсов алгебраическим методом. Обозначим через x – количество кварцевой руды, через y – количество известняка и через z – количество железной руды. Используя данные о составе флюсов, составляем три уравнения: для кремнезема – $0,8x + 0,058y + 0,096z = 9,08$; для оксида железа (II) –

$0,135x + 0,061y + 0,77z = 10,49$; для оксида кальция – $0,01x + 0,506y + 0,025z = 3,05$.

Решаем систему трех уравнений с тремя неизвестными получаем, кг: $x = 9,58$ кг; $y = 5,27$ кг; $z = 11,55$ кг. Состав шихты на 100 кг свинцового концентрата без учета расхода оборотного агломерата приведен в табл. 11.

Таблица 11

Состав шихты на 100 кг свинцового концентрата

Материал	Количество	
	кг	%
Свинцовый концентрат	100,00	76,1
Кварцевая руда	9,58	7,3
Железная руда	11,55	8,8
Известняк	5,27	4,0
Оборотный шлак	5,00	3,8
Итого	131,40	100

Содержание серы в шихте без оборотного агломерата составит: $21,0 \cdot 100 / 131,4 = 15,98$ %.

Для снижения содержание серы в шихте до оптимального (6÷8) % в шихту добавляют оборотный агломерат.

Рассчитываем окончательный состав шихты агломерирующего обжига. Для этого необходимо найти содержание серы в готовом агломерате. Принимаем, что степень десульфуризации при плавке агломерата в шахтной печи составляет 25 %, поэтому с учетом серы, перешедшей в штейн при плавке, в агломерате можно оставить следующее количество серы, кг: $1,7 \cdot 100 / 75 = 2,27$.

Выход агломерата от массы шихты обжига по производственным данным находится в пределах (88÷93) %. Принимаем в расчетах 92 %, тогда масса агломерата составит, кг: $131,4 \cdot 0,92 = 120,9$. В этом агломерате должно содержаться серы, %: $2,27 \cdot 100 / 120,9 = 1,88$

Обозначим через x – количество оборотного агломерата в 100 кг шихты оптимального состава. Составим уравнение материального баланса обжига по сере:

$$(100 - x) \cdot 0,1598 + 0,0188x = 100 \cdot 0,07,$$

где 0,1598 – содержание серы в шихте без оборотного агломерата, доли ед.; 0,0188 – содержание серы в агломерате, доли ед.; 0,07 – содержание серы в шихте оптимального состава, доли ед.

Решая это уравнение, получаем $x = 63,7$ кг, т. е. в 100 кг шихты оптимального состава содержится 63,7 кг оборотного агломерата. На каждые 36,3 кг свежей шихты необходимо загрузить 63,7 кг оборотного агломерата, что от первоначальной шихты составит $63,7 \cdot 100 / 36,3 = 175$ %.

Выход агломерат от свежей шихты составит $36,3 \cdot 0,92 = 33,4$ кг, а с учетом оборотного агломерата выход агломерата будет равен $63,7 + 33,4 = 97,1$ кг.

В агломерате останется серы $97,1 \cdot 0,0188 = 1,83$ кг. Десульфуризация при обжиге составит $(7 - 1,83) \cdot 100 / 7 = 73,9$ %.

В шихту оптимального состава добавляют $(6 \div 10)$ % воды, которая повышает газопроницаемость шихты и выполняет роль терморегулятора в процессе агломерирующего обжига.

Данные о составе шихты сводим в табл. 12.

Таблица 12

Оптимальный состав шихты агломерирующего обжига свинцового концентрата

Материал	Количество, кг
Свинцовый концентрат	$36,3 \cdot 0,761 = 27,63$
Кварцевая руда	$36,3 \cdot 0,073 = 2,65$
Железная руда	$36,3 \cdot 0,088 = 3,19$
Известняк	$36,3 \cdot 0,04 = 1,45$
Оборотный шлак	$36,3 \cdot 0,038 = 1,38$
Оборотный агломерат	63,7
Итого	100

В шихту оптимального состава добавляют $(6 \div 10)$ % воды, которая повышает газопроницаемость шихты и выполняет роль терморегулятора в процессе агломерирующего обжига

Ответ: состав шихты агломерирующего обжига представлен в табл. 12.

4. Контрольные вопросы

1. Дайте определение понятию «обжиг».
2. Назовите виды обжига по характеру основной реакции.
3. В чем заключается особенность обжига с термической диссоциацией?
4. В чем отличие окислительного обжига от восстановительного?
5. Для чего используют агломерацию?
6. Каким требованиям должна удовлетворять шихта, поступающая на агломерирующий обжиг?
7. Основная цель агломерирующего обжига сульфидных свинцовых концентратов?
8. Для чего в шихту добавляют флюсы?
9. Перечислите какими качествами должен обладать агломерат, полученный при обжиге.

5. Задачи для самостоятельного решения

Задание 1. Рассчитать состав свинецсодержащей шихты для получения при агломерирующем обжиге «самоплавкого» агломерата, определить количество флюсов и оборотного агломерата. Для составления шихты используются следующие материалы: свинцовый концентрат, кварцевая руда, железная руда, известняк, оборотный шлак.

Химический состав свинцового концентрата принять согласно номеру своего варианта по табл. 8.

Оборотный шлак, %: 1,6 Pb; 19,5 Zn; 40,1 FeO; 12,0 CaO; 23,9 SiO₂; 2,9 прочие.

Флюсы: Кварцевая руда, %: 80 SiO₂; 13,5 FeO; 3,2 Al₂O₃; 1,0 CaO; 2,3 прочие. Известняк, %: 50,6 CaO; 5,8 SiO₂; 6,1 FeO; 0,5 Al₂O₃; 37,0 прочие.

Результаты расчетов представить в виде таблицы.

Таблица 13

Химический состав свинцового концентрата

Вариант	Содержание, %						
	Pb	Zn	Cu	Fe	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃
1	46,0	9,5	3,0	8,5	2,5	3,0	1,5
2	42,0	7,0	2,1	9,5	3,0	2,5	2,0

Продолжение табл. 13

Вариант	Содержание, %						
	Pb	Zn	Cu	Fe	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃
3	44,0	8,0	2,0	9,4	3,5	3,0	1,5
4	43,0	8,5	2,6	9,0	2,8	2,4	1,8
5	41,0	9,0	2,5	9,5	3,2	2,8	1,2
6	40,0	8,4	2,7	8,8	3,6	3,2	1,8
7	41,8	8,6	3,2	9,1	3,1	1,6	1,8
8	39,0	7,5	3,0	10,0	3,5	2,5	1,7
9	46,0	9,5	3,0	8,5	2,5	3,0	1,5
10	42,0	7,0	2,1	9,5	3,0	2,5	2,0
11	40,0	6,2	3,5	9,0	3,7	3,0	1,5
12	41,5	6,7	3,6	9,1	4,0	1,7	1,5
13	41,2	6,7	3,1	9,0	4,1	1,5	1,7
14	40,0	7,0	3,8	8,8	4,6	2,0	1,7
15	40,0	6,0	4,0	8,1	4,5	1,1	1,7
16	40,5	6,5	4,1	8,5	4,6	2,2	1,0
17	41,0	9,0	2,5	9,5	3,2	2,8	1,2
18	40,0	8,4	2,7	8,8	3,6	3,2	1,8
19	44,0	8,0	2,0	9,4	3,5	3,0	1,5
20	43,0	8,5	2,6	9,0	2,8	2,4	1,8
21	41,0	9,0	2,5	9,5	3,2	2,8	1,2
22	40,0	8,4	2,7	8,8	3,6	3,2	1,8
23	39,0	7,5	3,0	10,0	3,5	2,5	1,7
24	45,0	8,0	2,9	8,6	2,8	1,2	2,1
25	41,8	8,6	3,2	9,1	3,1	1,6	1,8
26	40,5	7,2	3,2	7,8	3,2	2,5	1,9
27	40,2	8,4	2,3	8,8	3,6	1,8	2,2
28	41,6	6,6	3,5	9,0	3,8	1,9	2,0
29	46,0	9,5	3,0	8,5	2,5	3,0	1,5
30	42,0	7,0	2,1	9,5	3,0	2,5	2,0

РЕКОМЕНДУЕМЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Вершинина Е.П.* Металлургия тяжелых цветных металлов: учебное пособие / Е.П. Вершинина, Э.М. Гильдебрант, Н.В. Марченко. – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 388 с;
2. *Наркевич И.П.* Утилизация и ликвидация отходов в технологии неорганических веществ / И.П. Наркевич, В.В. Печковский. - М.: Химия, 1984.- 150 с;
3. *Нифталиев С.И.* Технология подготовки сырья для неорганических производств: учебное пособие / С.И. Нифталиев, Ю.С. Перегудов. - Воронеж: Воронежский государственный университет инженерных технологий, 2014. - 88 с;
4. *Самарянова Л.Б.* Технологические расчеты в производстве глинозема / Л.Б. Самарянова, А.И. Лайнер. - М.: Metallurgy, 1988. - 257 с;
5. *Позин М. Е.* Технология минеральных удобрений: учеб. для вузов / М.Е. Позин.– Л.: Химия, 1983. - 334 с;
6. *Позин М. Е.* Технология минеральных солей (удобрения, пестицидов, промышленных солей, окислов и кислот). Ч. 1: при участии Л.З. Арсеньевой [и др.]. - Л. : Химия, 1970. - 791 с.
7. Химическая технология неорганических веществ. Книга 1 [Электронный ресурс] : учеб. пособие / Т.Г. Ахметов [и др.]. — СПб. : Лань, 2017. — 688 с;
8. Химическая технология неорганических веществ. Книга 2 [Электронный ресурс] : учеб. пособие / Т.Г. Ахметов [и др.]. —СПб. : Лань, 2017. — 536 с;

СОДЕРЖАНИЕ

1	Введение.....	3
2	Практическое занятие №1. Расчет химического и минерального состава неорганического сырья	4
3	Практическое занятие №2. Рациональный состав руд и концентратов	14
4	Практическое занятие №3. Определение технологических показателей процессов переработки сырья.....	27
5	Практическое занятие №4. Расчет расходных коэффициентов сырья.....	35
6	Практическое занятие №5. Процесс обжига неорганического сырья.....	40
9	Рекомендуемый библиографический список	53

СЫРЬЕВЫЕ МАТЕРИАЛЫ В ТЕХНОЛОГИИ НЕОРГАНИЧЕСКИХ ВЕЩЕСТВ

*Методические указания к практическим занятиям
для студентов бакалавриата направления 18.03.01*

Сост.: *С.Н. Салтыкова, М.Ю. Назаренко*

Печатается с оригинал-макета, подготовленного кафедрой
химических технологий и переработки энергоносителей

Ответственный за выпуск *М.Ю. Назаренко*

Лицензия ИД № 06517 от 09.01.2002

Подписано к печати 24.04.2019. Формат 60×84/16.
Усл. печ. л. 3,1. Усл.кр.-отт. 3,1. Уч.-изд.л. 2,8. Тираж 100 экз. Заказ 396. С 148.

Санкт-Петербургский горный университет
РИЦ Санкт-Петербургского горного университета
Адрес университета и РИЦ: 199106 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2