

Лабораторная работа №1. Гидравлическое моделирование движения жидкого металла в кристаллизаторе МНЛЗ

1.1 Методика гидравлического моделирования движения жидкого металла в кристаллизаторе МНЛЗ

Распределение скоростных потоков в отливаемой заготовке определяет формирование оболочки, условия удаления неметаллических включений из жидкой сердцевины и процессы взаимодействия жидкого металла с окружающей атмосферой. Так, превышение скорости потоков металла в кристаллизаторе выше определенного предела может привести к размыванию твердой оболочки слитка и вызывать образование горячих трещин.

Наиболее оптимальная скорость движения расплава вдоль фронта затвердевания, при которой, обнаруживается значительно более мелкая и равномерная структура, пониженная ликвация, уменьшение газосодержания, повышенная плотность находится в интервале 0,2 – 0,5 м/с [1]. При этом перемещение жидкой фазы происходит в турбулентном режиме, что приводит к ускорению теплоотвода за счет существенного уменьшения максимального теплового подслоя на фронте затвердевания и увеличения эффективного коэффициента теплопроводности, т.е. вымывания из двухфазной области и выходу к мениску легкоплавких примесей; периодическому механическому разрушению части двухфазной зоны и распределению обломков дендритов в жидкой лунке; коагуляции и выносу к мениску газовых включений (O_2 , N_2 , H_2).

Существующие технологические особенности разливки различных марок стали на различных МНЛЗ с различными вариантами внешнего воздействия приводят к тому, что приведенные выше оптимальные скорости движения расплава вдоль фронта затвердевания в каждом конкретном случае могут иметь различные значения, отличные от оптимальных. Поэтому поиск способов управления скоростями движения расплава вдоль фронта затвердевания при различных условиях непрерывной разливки является актуальным.

Не затвердевшую часть заготовки можно разделить на несколько характерных зон: верхнюю, промежуточную и среднюю. Заметное движение расплава происходит в верхних двух:

- в верхней зоне происходит интенсивная циркуляция, обусловленная внедрением струи;
- в промежуточной зоне, лежащей ниже, движение расплава обусловлено неравномерностью полей плотности расплава,

вызываемого некоторой неравномерностью поля температуры в поперечном сечении заготовки, сотрясением, сопровождающим перемещение слитка вдоль технологической оси, расхождением направления ускорения силы тяжести и направления перемещения слитка (для радиальных машин).

Аналитическое изучение процессов движения потоков расплава сильно затруднено. Поэтому в современных условиях, помимо численных методов решения таких задач с использованием прикладных компьютерных программ моделирования, ценным методом экспериментального исследования является гидравлическое моделирование, позволяющее обобщать результаты единичного опыта и распространять их на группу явлений подобных изучаемому.

Эффективность метода обусловлена дешевизной исследований по сравнению с натурными условиями, возможностью визуального наблюдения физической картины, недоступной глазу в естественных условиях и удобством измерения параметров потока.

Данный метод широко используется для исследования и оптимизации процессов движения расплава в промежуточных ковшах и кристаллизаторах МНЛЗ.

Различными исследователями гидромоделированием исследовалось влияние различных методов подвода металла в кристаллизатор МНЛЗ на глубину и характер распространения циркуляционных потоков в слитке, на поведение шлака на мениске металла и условия всплывания шлака, изучалась зависимость характера истекающей струи из промежуточного ковша в кристаллизатор от геометрических размеров сталеразливочного огнеупорного стакана и т.д. Сущность метода заключается в следующем.

Для получения в модели движения жидкости, подобного движению расплавленной стали в слитке, следует соблюсти равенства в модели и образце критериев Рейнольдса

$$Re = \frac{wD}{\nu} \quad (1.1)$$

обеспечивающего подобие сил вязкости и инерции, Фруда

$$Fr = \frac{\omega^2}{gl} \quad (1.2)$$

обеспечивающего подобие сил тяжести и инерции,

и Вебера

$$We = \frac{\omega l^2}{\varepsilon} \quad (1.3)$$

обеспечивающего подобие сил тяжести и поверхностного напряжения,

- где ω - средняя скорость движения жидкости;
 l - характерный линейный размер;
 ν - кинематический коэффициент вязкости;
 g - ускорение силы тяжести;
 γ - удельный вес жидкости;
 ε - коэффициент поверхностного натяжения.

При расчете модели принимаются следующие допущения:

- а) процесс разливки является изотермическим и движение жидкой стали в слитке вынужденным;
- б) эжектируемый воздух не растворяется в металле;
- в) фронт кристаллизации неподвижен (скорость его движения мала по сравнению со скоростью движения расплавленного металла);
- г) поверхность застывшей корочки является гладкой.

В качестве рабочей жидкости для модели выбирают воду (иногда парафин).

Таким образом, для моделирования процесса непрерывной разливки заготовки сечением 150×150 мм на воде из условия равенства критериев Вебера, определили масштаб модели M , который в данном случае не мог быть выбран произвольно:

$$M = \frac{l'}{l} = \sqrt{\frac{\varepsilon' \gamma}{\varepsilon \gamma'}} \approx 0,6 \quad (1.4)$$

- где ε' и ε - коэффициенты поверхностного натяжения соответственно воды и расплавленной стали;
 γ' и γ - соответствующие удельные веса.

Физические параметры расплавленной стали приняли по литературным данным.

Из условия равенства критериев Фруда определили величины скорости и расхода жидкости в модели:

$$\frac{\omega'}{\omega} = \sqrt{\frac{l'}{l}} = \sqrt{M}; \quad (1.5)$$

$$\frac{Q'}{Q} = \frac{\omega' f'}{\omega f} = \frac{\omega' (l')^2}{\omega l^2} = \left(\frac{l'}{l}\right)^{\frac{1}{2}} \left(\frac{l'}{l}\right)^2 = \left(\frac{l'}{l}\right)^{\frac{5}{2}} = M^{\frac{5}{2}} \quad (1.6)$$

Из условия равенства критериев Рейнольдса определили величину вязкости, которой должна обладать жидкость в модели. Хотя условие подобия сил вязкости при выборе воды в качестве рабочей жидкости для модели соблюдено не было (вода имеет более высокую вязкость, чем этого требует условие $Re=idem$), это не могло вызвать существенного нарушения подобия процесса разливки в модели в связи с автомодельностью процессов в известной области значений критерия Re .

Саму модель кристаллизатора МНЛЗ изготавливают из оргстекла, что позволяет более удобно наблюдать за потоками жидкости в модели кристаллизатора. Размер модели слитка в верхней части соответствует сечению кристаллизатора, а в нижней части их пропорционально уменьшают на толщину корочки, которую определяют из средней скорости вытягивания для слитка заданного сечения и равного по данным предприятия ПФ ТОО «Кастинг» 1,5 м/мин.

Общая схема установки для моделирования непрерывной разливки и ее чертеж изображены на рисунке 3. Установка состоит из кристаллизатора 1, разливочного сопла 2, резервуара с красителем 3, ротаметра 4, мерного бака 5. Измерение параметров потока возможно визуальным методом с использованием локального подкрашивания, непосредственным измерением скоростей с использованием напорных трубок.

Характер распространения струи исследуется визуально, для чего необходимо подкрашивание моделирующей жидкости. Количественное измерение скоростей потоков воды в моделях проводится различными способами, например с использованием напорных трубок.

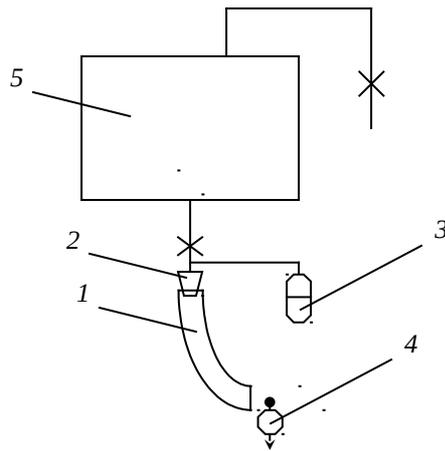
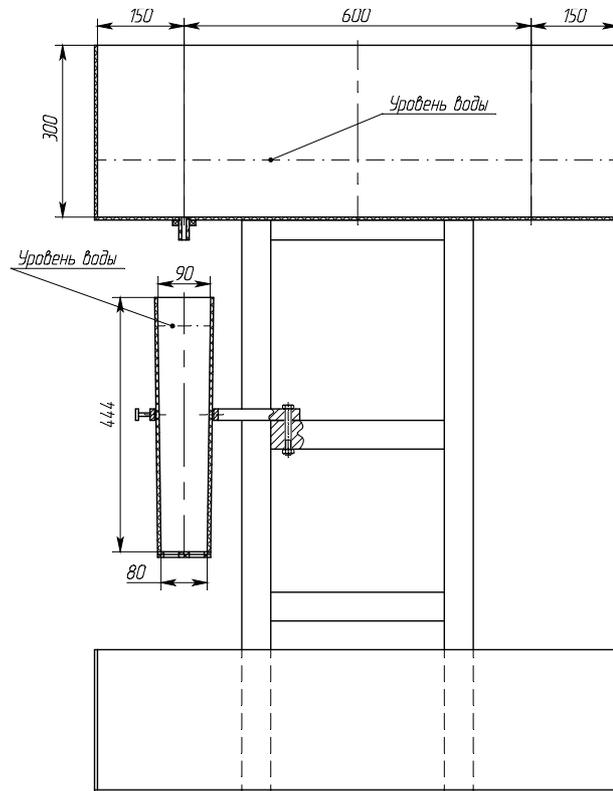


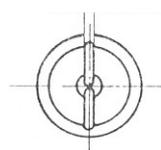
Схема установки для гидравлического моделирования МНЛЗ



Чертеж установки для гидравлического моделирования МНЛЗ

А 1:1 1 11

Рисунок 1



1, 2 – рабочие концы трубки; 3 – чехол; 4 – стенка модели; 5 – шкала с делениями; 6 – указатель положения трубки; 7 – втулка; 8 – уплотнение

Рисунок 2 – Конструкция измерительной трубки

В случае, когда отборные трубки направлены в противоположные стороны, скорость потока рассчитывают по формуле

$$\omega = k\sqrt{2g\Delta p},$$

где Δp – перепад давления;
 $k = 1,4 \div 1,65$.

В работе исследовалось влияние способов подвода металла на движение жидкости в кристаллизаторе МНЛЗ и возможность обеспечения оптимальной скорости движения расплава вдоль фронта затвердевания при различных режимах разливки.

Выполнение работы

По выданному преподавателем заданию рассчитать геометрические размеры модели кристаллизатора и всей установки, объемный расход моделируемой жидкости.

Провести экспериментальные исследования и определить скорости движения модельной жидкости в кристаллизаторе в точках указанных преподавателем.

Проанализировать факторы, влияющие на изменение скорости движения моделирующей жидкости, составить графики.

Содержание отчета

Цель работы, описание проведенного эксперимента, выводы.

Лабораторная работа № 2 Получение глинозема, содопродуктов и цемента из нефелинов способом спекания

Цель работы

Воспроизвести в лабораторных условиях основные операции технологии переработки нефелинов.

2.1 Физико-химические основы комплексной переработки нефелинов спеканием

Основным минералом нефелиновых руд и концентратов является нефелин $(Na, K)_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$. В составе нефелина содержатся оксиды алюминия, натрия, калия и диоксид кремния.

Нефелин перерабатывают по безотходной технологии, в которой все основные компоненты нефелиновой руды Al_2O_3 , $(Na, K)_2O$ и SiO_2

используются для получения полезных продуктов: глинозёма (Al_2O_3), соды (Na_2CO_3), поташа (K_2CO_3) и портландцемента (из шлама от выщелачивания нефелинового спёка).

Нефелиновые руды и концентраты перерабатывают способом спекания (рисунок – 5).

2.1.1 Приготовление нефелиновой шихты. Нефелиновая шихта состоит из двух компонентов: нефелинового концентрата и известняка. Соду в шихту не вводят, так как в самом нефелине содержится количество щелочей ($\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$), достаточное для связывания оксида алюминия в алюминаты натрия и калия. Такая шихта, в которой щелочь рассчитывается только на связывание Al_2O_3 , называется «ненасыщенной». Насыщенную шихту (см. 2.1) применяют для переработки высокожелезистых нефелинов.

Известняк (CaCO_3) вводят из расчёта на образование при спекании двухкальциевого силиката, т.е. на одну молекулу кремнезёма в нефелине дозируют две молекулы известняка. На приготовление шихты подаётся также белый шлам от обескремнивания алюминатного раствора.

В лабораторной работе, когда отсутствуют оборотные продукты (белый шлам и др.), расчёт шихты ведётся по уравнению

$$\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} \text{ мол.} = 2; \quad \frac{\text{CaO}_H + \text{CaO}_{\text{ИЗВ}} \cdot x}{\text{SiO}_{2H} + \text{SiO}_{2\text{ИЗВ}} \cdot x} \text{ мол.} = 2. \quad (2.1)$$

Решая уравнение относительно x получим формулу (2.2) для расчёта количества известняка (x) на 100 кг нефелина

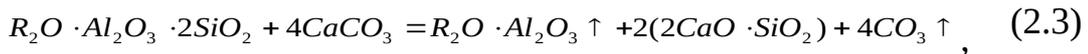
$$x = \frac{200\text{SiO}_{2H} - 107\text{CaO}_H}{1,07\text{CaO}_{\text{ИЗВ}} - 2\text{SiO}_{2\text{ИЗВ}}}, \quad (2.2)$$

где x – количество известняка на 100 кг нефелина, кг;

CaO_H и SiO_{2H} – содержание соответственно CaO и SiO_2 в нефелине, %;

$\text{CaO}_{\text{ИЗВ}}$ и $\text{SiO}_{2\text{ИЗВ}}$ – содержание соответственно CaO и SiO_2 в известняке, %.

2.1.2 Спекание нефелиновой шихты. Взаимодействия компонентов шихты при спекании. Хорошо измельчённая и тщательно перемешанная шихта спекается в трубчатой вращающейся печи при температуре 1250-1300°C. Взаимодействие нефелина с известняком описывается суммарной реакцией



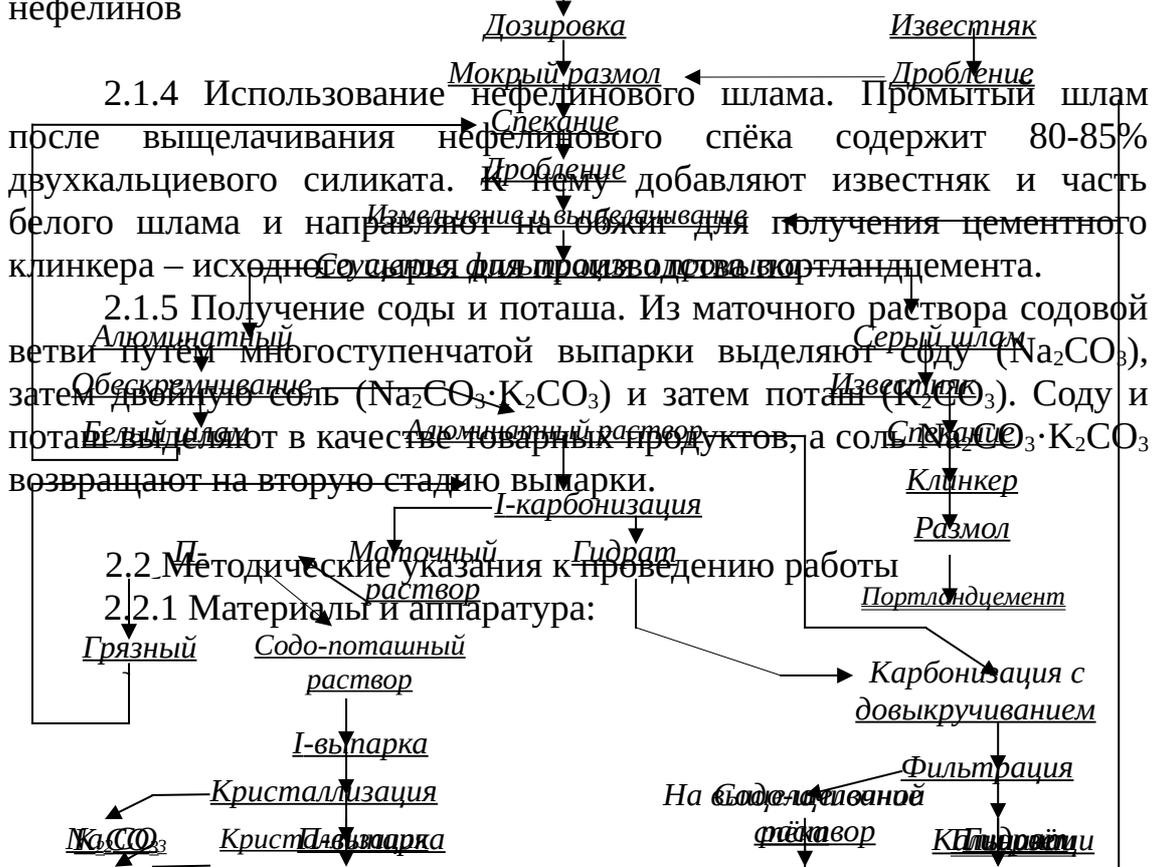
где R – Na, K.

2.1.3 Выщелачивание нефелинового спёка. В нефелиновом спёке относительно небольшое количество водорастворимых алюминатов натрия и калия (~24-26%) находятся в преобладающей массе нерастворимого двухкальциевого силиката (~66-70%). Поэтому, чтобы открыть доступ раствору к поверхности водорастворимых фаз (алюминатов) нефелиновый спёк необходимо хорошо измельчить.

Процессы измельчения и выщелачивания спёка совмещаются в шаровых мельницах. В нефелиновом спёке отношение Na_2O и Al_2O_3 (каустический модуль α_k) близко к единице. Если выщелачивать такой спёк полученными содо-поташными растворами, то будут получаться нестойкие алюминатные растворы с α_k близким к единице. Для повышения стойкости растворов нефелиновые спёки выщелачивают содово-щелочными растворами, полученными после карбонизации с довыкручиванием.

Обескременненный алюминатный раствор содово-щелочной ветви подвергают карбонизации (до появления мути и затем до выкручивания). Выделившийся гидрат после промывки прокаливают, получая глинозём. Маточный раствор после выкручивания (содово-щелочной раствор) направляют на выщелачивание спёка.

Рисунок 5 – Технологическая схема комплексной переработки нефелинов



– материалы: нефелин, известняк, каустическая щелочь, углекислый газ, сода (для насыщенной шихты).

– аппаратура: используется аппаратура, аналогичная работе № 2.

2.2.2 Порядок выполнения работы. По анализам нефелина и известняка рассчитать дозировку известняка на 100 г нефелина по формуле (2.2) и пересчитать на взятую в опыт навеску нефелина. Навески нефелина и известняка тщательно измельчить и смешать в ступке и смесителе. Взвешенное количество шихты поместить в железный тигель и спекать при 1250-1300°C в течение 2 часов. Спёк измельчить и выщелачивать щелочным раствором при $t = 70^\circ\text{C}$ и $ж : т = 5 : 1$.

Количество NaOH в растворе рассчитывается на получение в алюминатном растворе

$$\alpha_k = \frac{Na_2O_{p-ра} + (Na, K)_2O_{неф}}{Al_2O_{3нер}} \text{ мол.} = 1,5. \quad (2.3)$$

По указанию преподавателя для сравнения может быть произведено выщелачивание водой. В дальнейшем работа выполняется аналогично работе № 2.

2.2.3 Порядок записи и обработки данных. Порядок записей и обработки данных - производится аналогично работе № 2.

2.2.4 Указания по технике безопасности. Указания по технике безопасности см. в работе № 2.

2.2.5 Требования к отчёту по работе. Обосновать выбор способа спекания для переработки нефелинов. Описать технологическую схему, как пример безотходной технологии с комплексным использованием всех компонентов сырья. Отрастить особенности составления нефелиновой шихты и выщелачивания спёка. Привести расчёты насыщенной и ненасыщенной нефелиновой шихты, схемы установок, использованных в работе, расчёт товарного выхода глинозёма. Объём отчёта 3-4 страницы.

Практическая работа № 3 Расчеты по обжигу цинкового концентрата

3.1 Расчет рационального состава концентрата

На завод поступает цинковый концентрат следующего элементарного состава, % : Zn – 50,0; Cd – 0,20; Cu – 1,60; Pb – 0,48; Fe – 9,0; S – 34,20; SiO₂ – 2,0; MgO – 0,20; CaO – 0,32; прочих – 2,0; всего – 100,0.

Для расчета рационального (минералогического) состава принимаем, что в концентрате металлы присутствуют в виде следующих минералов: цинк в виде цинковой обманки, кадмий в виде гринокита, свинец в виде свинцового блеска, медь в виде халькопирита, железо в виде пирита и пирротина.

Пустая порода представлена известняком, магнезитом и кремнеземом в свободном виде.

Расчет ведем на 100 кг концентрата.

Серы связано с цинком

$$\begin{aligned} 65,38 \text{ кг Zn} - 32 \text{ кг S} \\ 50,00 \text{ кг} - x \\ x = 24,46 \text{ кг} \end{aligned}$$

Серы связано с кадмием

$$\begin{aligned} 112,4 \text{ кг Cd} - 32 \text{ кг S} \\ 0,2 \text{ кг} - x \\ x = 0,06 \text{ кг} \end{aligned}$$

Серы связано со свинцом

$$\begin{aligned} 207,21 \text{ кг Pb} - 32 \text{ кг S} \\ 0,48 \text{ кг} - x \\ x = 0,07 \text{ кг} \end{aligned}$$

Серы имеется в халькопирите

$$\begin{aligned} 63,57 \text{ кг Cu} - 2 \cdot 32 \text{ кг S} \\ 1,6 \text{ кг} - x \\ x = 1,61 \text{ кг} \end{aligned}$$

Железа имеется в халькопирите

$$\begin{aligned} 55,85 \text{ кг Fe} - 63,57 \text{ кг Cu} \\ 1,6 \text{ кг} - x \end{aligned}$$

$$x = 1,4 \text{ кг}$$

Остальное железо в количестве

$$9,0 - 1,4 = 7,6 \text{ кг.}$$

и оставшуюся несвязанной серу в количестве

$$34,2 - (24,46 + 0,06 + 0,07 + 1,61) = 8,0 \text{ кг.}$$

распределяем между пиритом и пирротинном. Количество железа в пирите обозначим через x . Тогда количество железа в пирротине будет $(7,6 - x)$ кг.

Количество серы в пирите обозначим через a . Тогда количество серы в пирротине будет $(8,0 - a)$ кг.

Для определения неизвестных составляем уравнения

$$55,85 \text{ кг Fe} - 2 \cdot 32 \text{ кг S}$$

$$\frac{x - a}{a} = 1,145x \quad (1)$$

$$7 \cdot 55,85 \text{ кг Fe} - 8 \cdot 32 \text{ кг S}$$

$$\frac{7,6 - x - 8 - a}{8 - a} = 0,65 \cdot (7,6 - x) \quad (2)$$

Решая совместно уравнения (1) и (2), находим $x = 6,186$ кг Fe в FeS_2 ; $a = 7,07$ кг S в FeS_2 .

На долю пирротина приходится

$$7,6 - 6,186 = 1,414 \text{ кг железа,}$$

$$8 - 7,076 = 0,924 \text{ кг серы.}$$

Количество углекислого газа, связанного с окисью кальция, будет

$$56 \text{ кг CaO} - 44 \text{ кг CO}_2$$

$$0,32 \text{ кг} - x$$

$$x = 0,25 \text{ кг CO}_2$$

Количество углекислого газа, связанного с окисью магния, будет

$$\begin{aligned} 40,4 \text{ кг MgO} &- 44 \text{ кг CO}_2 \\ 0,20 \text{ кг} &- x \\ x &= 0,22 \text{ кг CO}_2 \end{aligned}$$

Результаты расчета сводим в таблицу 1.

3.2 Расчет состава и выхода пыли

Принимаем ориентировочно унос пыли при обжиге равным 30 %. Тогда в пыль перейдет следующее количество компонентов (кг) с учетом некоторого обогащения пыли свинцом и кадмием

Цинка	$50,0 \cdot 0,3 = 15,00;$
Кадмия	$0,2 \cdot 0,5 = 0,10;$
Меди	$1,6 \cdot 0,3 = 0,48;$
Свинца	$0,48 \cdot 0,5 = 0,24;$
Железа	$9,0 \cdot 0,3 = 2,7;$
Кремнезема	$2 \cdot 0,3 = 0,6;$
Окси кальция	$0,32 \cdot 0,3 = 0,1;$
Окси магния	$0,2 \cdot 0,3 = 0,06;$
Прочих	$1,53 \cdot 0,3 = 0,46.$

По своему химическому составу пыль подобна огарку, но вследствие сульфатизации, происходящей в газоходной системе, содержание сульфатной серы в пыли выше, чем в огарке. Для расчета принимаем содержание сульфидной серы в пыли 0,3 % и сульфатной – 5,2 %, считая что вся сульфидная сера будет связана с цинком, а сульфатная свяжет весь свинец и некоторое количество цинка. Все остальные компоненты будут присутствовать в пыли в виде окислов.

Обозначим через x количество пыли, получающейся из 100 кг концентрата. Тогда количество сульфидной серы в пыли составит $0,003x$, а сульфатной – $0,052x$.

В соответствии с правилами стехиометрических расчетов находим, что количества отдельных соединений в обожженной пыли.

Сернистого цинка

$$\frac{97,4}{32} \cdot 0,003x = 0,009x.$$

Сульфата свинца

$$0,24 + 0,037 + 0,074 = 0,3510 \text{ кг.}$$

Сульфата цинка

$$(0,052x - 0,037) \cdot \frac{161,4}{32} = 0,262x - 0,187.$$

Оксици цинка

$$\frac{15 \cdot 16}{65,4} + 15 - 0,003x \frac{81,4}{32} - (0,052x - 0,037) \cdot \frac{81,4}{32}.$$

Оксици кадмия

$$0,1 + 0,014 = 0,114 \text{ кг.}$$

Оксици меди

$$0,48 + 0,12 = 0,6 \text{ кг.}$$

Оксици железа

$$2,7 + 1,158 = 3,858 \text{ кг.}$$

Все эти соединения и имеющиеся в пыли компоненты пустой породы и прочие дадут в сумме общее количество пыли

$$x = 0,009x + 0,351 + 0,262x - 0,187 + 18,67 - 0,007x - 0,132x + 0,094 + 0,114 + 0,6 + 3,858 + 0,6 + 0,06 + 0,1 + 0,46.$$

Решая полученное уравнение, находим, что $x = 28,47$ кг.

Подставляя значения x , высчитываем весовое количество соединений цинка

Сернистого цинка

$$0,009 \cdot 28,47 = 0,258 \text{ кг.}$$

Сульфата цинка

$$0,262 \cdot 28,47 - 0,187 = 7,272 \text{ кг.}$$

На долю окиси цинка осталось цинка

$$15 - \frac{0,258 \cdot 65,4}{97,4} - \frac{7,272 \cdot 65,4}{161,4} = 11,881 \text{ кг.}$$

Окиси цинка будет

$$11,881 + \frac{11,881 \cdot 16}{65,4} = 14,797 \text{ кг.}$$

Рациональный состав получившейся пыли приведен в таблице 2.

3.3 Расчет состава и выхода огарка

В огарок перейдут из концентрата следующие количества компонентов, кг

Цинка	50,0 - 15,0 = 35,00;
Кадмия	0,2 - 0,1 = 0,1;
Меди	1,6 - 0,48 = 1,12;
Свинца	0,48 - 0,24 = 0,24;
Железа	9,0 - 2,0 = 6,30;
Кремнезема	2,0 - 0,6 = 1,40;
Окиси кальция	0,32 - 0,1 = 0,22;
Окиси магния	0,2 - 0,06 = 0,14;
Прочих	1,53 - 0,46 = 1,07.

По литературным данным и на основании практики заводов принимаем содержание сульфидной серы в огарке равным 0,3 % и сульфатной – 0,8 %. Вся сульфидная сера связана с цинком, а сульфатная связывает 50 % свинца, весь кальций, весь магний, остальное количество связано с цинком. Медь и кадмий присутствуют в виде окислов, железо – в виде окиси свободной и связанной в феррит цинка.

Таблица 2 – Рациональный состав пыли, %

Соединения	Zn	Pb	Cd	Cu	Fe	S₃	S_{SO₄}	SiO₂	MgO	CaO	O₂	Прочие	Всего
ZnS	0,173	-	-	-	-	0,085	-	-	-	-	-	0,258	
ZnSO ₄	2,946	-	-	-	-	-	1,442	-	-	-	2,884	-	7,272
ZnO	11,881	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,915	-	14,797
PbSO ₄	-	0,24	-	-	-	-	0,037	-	-	-	0,074	-	0,351
CdO	-	-	0,1	-	-	-	-	-	-	-	0,014	-	0,114
CuO	-	-	-	0,48	-	-	-	-	-	-	0,12	-	0,6
Fe ₂ O ₃	-	-	-	-	2,7	-	-	-	-	-	1,158	-	3,858
SiO ₂	-	-	-	-	-	-	-	0,6	-	-	-	-	0,6
MgO	-	-	-	-	-	-	-	-	0,006	-	-	-	0,006
CaO	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1	-	-	0,1
Прочие	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,46	0,46
Итого кг	15,00	0,24	0,1	0,48	2,7	0,085	1,479	0,6	0,006	0,1	7,166	0,46	28,42
%	52,65	0,84	0,35	1,68	9,47	0,3	5,2	2,15	0,21	0,35	25,18	1,62	100

Выход огарка обозначим через x . Тогда сульфидной серы в огарке будет $0,003x$ и сульфатной – $0,008x$. Количества отдельных соединений в огарке.

Сернистого цинка

$$\frac{97,4}{32} \cdot 0,003x = 0,009x.$$

Окси свинца

$$0,12 + 0,009 = 0,129 \text{ кг.}$$

Сульфата свинца

$$0,12 + 0,018 + 0,036 = 0,174 \text{ кг.}$$

Сульфата кальция

$$0,22 + 0,12 + 0,19 = 0,53 \text{ кг.}$$

Сульфата магния

$$0,14 + 0,11 + 0,17 = 0,42 \text{ кг.}$$

Сульфата цинка

$$(0,008x - 0,018 - 0,12 - 0,11) \cdot \frac{161,4}{32} = 0,04x - 1,24.$$

Окси цинка

$$\left[\frac{35 \cdot 16}{65,4} + 35,0 \right] - 0,004x \frac{81,4}{32} - (0,008x - 0,248) \cdot \frac{81,4}{32}.$$

Окси меди

$$1,12 + 0,27 = 1,39 \text{ кг.}$$

Окси кадмия

$$0,1 + 0,014 = 0,114 \text{ кг.}$$

Окси железа

$$6,3 + 2,73 = 9,03 \text{ кг.}$$

Все эти соединения и имеющиеся в огарке кремнезем и прочие дадут в сумме общее количество огарка

$$x = 0,009x + 0,129 + 0,174 + 0,53 + 0,42 + 0,04x - 1,24 + 43,56 + +0,03x + 0,63 + 1,39 + 0,114 + 9,03 + 1,4 + 1,07.$$

Решая полученное уравнение, находим, что $x = 58,48$ кг.

Подставляя значение x , высчитываем весовое количество соединений цинка.

Сернистого цинка

$$0,009 \cdot 58,48 = 0,53 \text{ кг.}$$

Сульфата цинка

$$0,04 \cdot 58,48 - 1,24 = 1,099 \text{ кг.}$$

Окиси цинка

$$43,56 - 0,03 \cdot 58,48 = 41,81 \text{ кг.}$$

Приближенно принимаем, что 50 % железа, присутствующего в огарке, связано в виде феррита цинка, т.е.

$$9,03 : 2 = 4,506 \text{ кг Fe}_2\text{O}_3.$$

Окиси цинка содержится в феррите

$$\frac{4,506 \cdot 81,4}{159,6} = 2,299 \text{ кг.}$$

Данные расчеты сводим в таблице 30.

Таблица 3 – Рациональный состав огарка, %

Соединения	Zn	Pb	Cd	Cu	Fe	S _s	S _{SO₄}	CaO	MgO	SiO ₂	O ₂	Прочие	Всего
ZnS	0,35	-	-	-	-	0,18	-	-	-	-	-	-	0,53
ZnSO ₄	0,44	-	-	-	-	-	0,219	-	-	-	0,44	-	1,099
ZnO	32,363	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,967	-	40,33
ZnO·Fe ₂ O ₃	1,847	-	-	-	3,15	-	-	-	-	-	1,808	-	6,805
PbSO ₄	-	0,12	-	-	-	-	0,018	-	-	-	0,036	-	0,174
PbO	-	0,12	-	-	-	-	-	-	-	-	0,009	-	0,129
CdO	-	-	0,1	-	-	-	-	-	-	-	0,014	-	0,114
CuO	-	-	-	1,12	-	-	-	-	-	-	0,25	-	1,37
Fe ₂ O ₃	-	-	-	-	3,15	-	-	-	-	-	1,356	-	4,506
MgSO ₄	-	-	-	-	-	-	0,11	-	0,14	-	0,17	-	0,42
CaSO ₄	-	-	-	-	-	-	0,12	0,22	-	-	0,19	-	0,53
SiO ₂	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,4	-	-	1,4
прочие	-	-	-	-	-	--	-	-	-	-	-	1,07	1,07
Итого													
кг	35	0,24	0,1	1,12	6,3	0,18	0,467	0,22	0,14	1,4	12,24	1,07	58,48
%	60	0,4	0,17	1,92	10,75	0,3	0,8	0,37	0,23	2,4	20,93	1,82	100

3.4 Расчет необходимого количества воздуха

В результате обжига в огарке и пыли остается серы, кг

Сульфидной $0,18 + 0,085 = 0,265$;

Сульфатной $0,457 + 1,479 = 1,946$;

Всего..... $2,211$.

Всего выгорает серы

$$34,20 - 2,211 = 32,00 \text{ кг.}$$

Десульфуризация при обжиге составляет

$$\frac{32,00}{34,2} \cdot 100 \approx 93\%.$$

Принимаем на основе практики, что 95% серы сгорает с образованием сернистого газа и 5% переходит в серный ангидрид. Тогда потребуется кислорода:

для образования сернистого газа

$$32,00 \cdot 0,95 \cdot \frac{32}{32,06} = 30,26 \text{ кг,}$$

Для образования серного ангидрида

$$\frac{32 \cdot 0,05 \cdot 48}{32,06} = 2,39 \text{ кг.}$$

Из таблиц 29 и 30 видно, что для образования окислов и сульфатов пыли и огарка требуется кислорода

$$7,166 + 12,24 = 19,406 \text{ кг.}$$

Всего для окисления серы и металлов необходимо кислорода

$$30,26 + 2,39 + 19,406 = 52,056 \text{ кг.}$$

С этим количеством кислорода будет введено азота

$$\frac{52,056 \cdot 77}{23} = 174,28 \text{ кг.}$$

Теоретически необходимое количество воздуха составит

$$52,056 + 174,28 = 226,336 \text{ кг.}$$

Учитывая высокое содержание серы в концентрате, принимаем 25%-ный избыток воздуха при обжиге. Следовательно, количество воздуха, поступающего на обжиг, составит

$$226,336 \cdot 1,25 = 282,92 \text{ кг,}$$

или по объему

$$282,92 / 1,293 = 218,8 \text{ нм}^3.$$

В том числе кислорода

$$52,056 \cdot 1,25 = 65,07 \text{ кг}$$

и азота

$$174,28 \cdot 1,25 = 217,85 \text{ кг.}$$

3.5 Расчет состава отходящих газов

При обжиге получается сернистого газа

$$32 \cdot 0,95 + 30,26 = 60,56 \text{ кг,}$$

а серного ангидрида

$$32 \cdot 0,05 + 2,39 = 3,99 \text{ кг.}$$

Углекислый газ, получающийся при диссоциации карбонатов, в количестве 0,47 кг также переходит в обжиговые газы. В газах будет присутствовать весь азот, поступающий с воздухом, и кислород избыточного воздуха, количество которого составляет

$$65,07 - 52,056 = 10,0 \text{ кг,}$$

или

$$\frac{10 \cdot 22,4}{32,06} = 7,0 \text{ нм}^3.$$

Полученные данные сводим в таблицу 4.

Таблица 4 – Состав обжиговых газов

Компоненты	кг	нм ³	% (по объему)
SO ₂	60,56	21,20	10,32
SO ₃	3,99	1,12	0,55
CO ₂	0,47	0,24	0,01
N ₂	217,85	174,28	85,5
O ₂	10,00	7,00	3,62
Итого	292,87	203,84	100

3.6 Составление материального баланса обжига

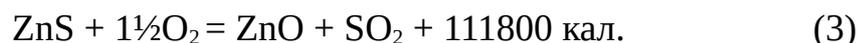
Данные проведенного расчета сводим в таблице 5.

Таблица 5 – Материальный баланс процесса обжига, кг

Элемент	Приход			Расход		
	концентрат	воздух	всего	огаро к	пыль	газы
Zn	50	-	50	35	15	-
Cd	0,2	-	0,2	0,1	0,1	-
Cu	1,6	-	1,6	1,12	0,48	-
Pb	0,48	-	0,48	0,24	0,24	-
Fe	9	-	9	6,3	2,7	-
S	34,2	-	34,2	0,647	1,564	32
SiO ₂	2	-	2	1,4	0,6	-
CaO	0,32	-	0,32	0,22	0,1	-
MgO	0,2	-	0,2	0,14	0,06	-
N ₂	-	217,84	217,84	-	-	217,85
O ₂	-	65,07	65,07	12,24	7,166	45,66
CO ₂	0,47	-	0,47	-	-	0,47
Прочие	1,53	-	1,53	1,07	0,46	-
Итого	100	282,92	382,92	58,48	28,47	295,98

3.7 Составление теплового баланса обжига

3.7.1 Подсчет прихода тепла. 3.7.1.1 Тепло, получаемое от окисления сульфида цинка по реакции



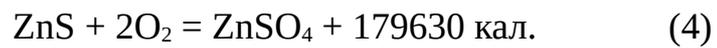
Окисляется сульфид цинка

$$\frac{(11,881 + 32,363) \cdot 97,4}{65,4} = 65,9 \text{ кг.}$$

Выделится тепла

$$\frac{111800 \cdot 65,9}{97,4} = 75644 \text{ ккал.}$$

3.7.1.2 Тепло от окисления сульфида цинка по реакции



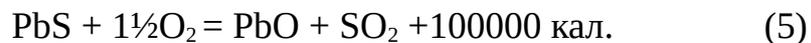
Окисляется сульфид цинка

$$\frac{(0,44 + 2,946) \cdot 97,4}{65,4} = 5,108 \text{ кг.}$$

выделится тепла

$$\frac{179630 \cdot 5,108}{97,4} = 9876 \text{ ккал.}$$

3.7.1.3 Тепло, получаемое от окисления сульфида свинца по реакции



Окисляется сульфид свинца

$$\frac{239,2 \cdot 0,12}{207,2} = 0,138 \text{ кг.}$$

Выделится тепла

$$\frac{100000 \cdot 0,138}{239,2} = 58 \text{ ккал.}$$

3.7.1.4 Тепло от окисления сульфида свинца по реакции



Окисляется свинца

$$0,12 + 0,24 = 0,36 \text{ кг,}$$

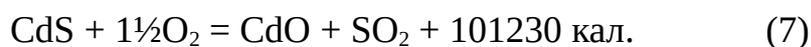
что в пересчете на сульфид свинца даст

$$\frac{0,36 \cdot 239,2}{207,2} = 0,415 \text{ кг.}$$

Выделится тепла

$$\frac{194800 \cdot 0,415}{239,2} = 338 \text{ ккал.}$$

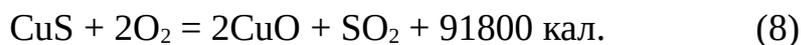
3.7.1.5 От окисления сульфида кадмия по реакции



Будет получено тепла

$$\frac{101230 \cdot 0,2}{144,4} = 140 \text{ ккал.}$$

3.7.1.6 Тепло, получаемое от окисления сульфида меди по реакции



Полусернистой меди образуется при диссоциации халькопирита

$$\frac{1,6 \cdot 159,2}{127,2} = 2 \text{ кг.}$$

выделится тепла

$$\frac{91800 \cdot 2}{159,2} = 1150 \text{ ккал.}$$

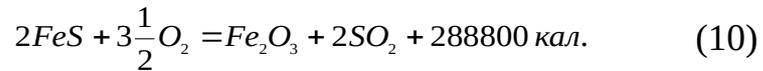
3.7.1.7 От окисления пирита по реакции



выделится тепла

$$\frac{799000 \cdot 13,262}{479,2} = 22100 \text{ ккал.}$$

3.7.1.8 Тепло, выделяющееся при окислении сернистого железа по реакции



Количество сернистого железа, получающегося от диссоциации пирротина и халькопирита, будет

$$(1,414 + 0,93) + (1,4 + 0,8) = 4,544 \text{ кг.}$$

Выделится тепла

$$\frac{288800 \cdot 4,544}{175,6} = 7460 \text{ ккал.}$$

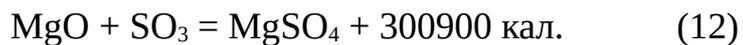
3.7.1.9 От образования сульфата кальция по реакции



Выделится тепла

$$\frac{317400 \cdot 0,53}{136,1} = 1240 \text{ ккал.}$$

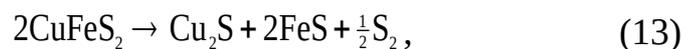
3.7.1.10 От образования сульфата магния по реакции



Выделится тепла

$$\frac{300900 \cdot 0,42}{120,3} = 1050 \text{ ккал.}$$

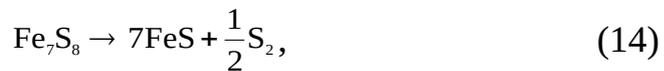
3.7.1.11 Тепло, выделяющееся при сгорании серы, полученной при диссоциации халькопирита и пирротина при диссоциации халькопирита по реакции



выделяется серы

$$\frac{4,61 \cdot 32}{355,8} = 0,4 \text{ кг};$$

При диссоциации пирротина по реакции



отщепляется серы

$$\frac{2,338 \cdot 32}{646,6} = 0,11 \text{ кг}.$$

Так как при сгорании одного килограмма серы выделяется тепла 2218 ккал, то в нашем случае выделится

$$(0,4 + 0,11) \cdot 2218 \text{ ккал} = 1330 \text{ ккал}.$$

3.7.1.12 Тепло, вносимое воздухом, входящим в печь при температуре 50°, будет

$$218 \cdot 0,312 \cdot 50 = 3375 \text{ ккал}.$$

3.7.1.13 Принимая теплоемкость концентрата равной 0,1 ккал/г·град и учитывая, что он поступает в печь с влажностью 5 % и имеет температуру 40°, находим тепло, вносимое концентратом

$$105 \cdot 0,1 \cdot 40 = 420 \text{ ккал}.$$

3.7.2 Подсчет расхода тепла.

3.7.2.1 Принимая температуру отходящих газов 850° и находя теплосодержание газов при этой температуре по таблицам, определяем потери тепла с отходящими газами

$$22,79 \cdot 441,09 = 10152 \text{ ккал};$$

$$174,28 \cdot 279,22 = 48662 \text{ ккал};$$

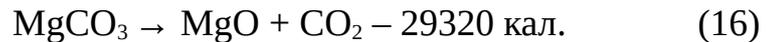
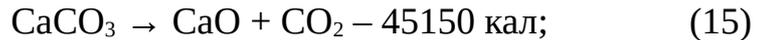
$$7 \cdot 296,39 = 2073 \text{ ккал};$$

Всего 60897.

3.7.2.2 Потери тепла с огарком и пылью, выходящими при средней температуре 650°, составят

$$(58,48 + 28,47) \cdot 0,22 \cdot 650 = 12415 \text{ ккал.}$$

3.7.2.3 Расход тепла на разложение карбонатов кальция и магния по реакциям



$$\frac{45150 \cdot 0,57}{100,1} = 257 \text{ ккал,}$$

$$\frac{29320 \cdot 0,42}{84,3} = 146 \text{ ккал.}$$

3.7.2.4 Тепло, расходуемое на разложение халькопирита и пирротина, определяем из расчета затраты 22 ккал на каждый килограмм железа

$$1,4 + 1,414 = 2,814 \text{ кг железа,}$$
$$2,814 \cdot 22 = 625 \text{ ккал.}$$

3.7.2.5 Тепло, расходуемое на испарение и удаление влаги концентрата. На испарение влаги

$$5 \cdot 630 = 3150 \text{ ккал.}$$

Удаляясь вместе с обжиговыми газами при температуре 650°, влага унесет с собой тепла

$$\frac{5 \cdot 22,4}{18} \cdot 339,85 = 2115 \text{ ккал.}$$

3.7.2.6 Для простоты расчета потери тепла через стены и свод обжиговой печи примем, согласно практическим данным, равным 10 %.

Все полученные данные сводим в таблицу 6 теплового баланса и по разности определяем количество избыточного тепла, которое должно быть поглощено водой, циркулирующей в кессонах.

Составление теплового баланса обычно преследует цель установить расход топлива или электрической энергии, необходимых для осуществления того или иного пирометаллургического процесса. Так как обжиг в кипящем слое протекает без затраты топлива, а наоборот, с выдачей тепловой энергии на сторону, то цель составления теплового баланса в данном случае сводится к определению избыточного тепла, по которому рассчитываются кессоны.

Таблица 6 – Тепловой баланс обжига цинкового концентрата в печи КС на 100 кг

Приход тепла			Расход тепла		
статьи	ккал	%	статьи	ккал	%
От окисления					
ZnS до ZnO	75644	61,00	С обжиговыми газами	60897	49,10
ZnS до ZnSO ₄	9875	7,95			
PbS до PbO	58	0,04	С огарком и пылью	12415	10,00
PbS до PbSO ₄	338	0,27			
CdS до CdO	140	0,11	На разложение карбонатов	403	0,32
Cu ₂ S до CuO	1150	0,93			
FeS ₂ до Fe ₂ O ₃	22100	17,80			
FeS до Fe ₂ O ₃	7460	6,00	На разложение сульфидов	625	0,50
От образования					
CaSO ₄	1240	1,00			

MgSO ₄	1050	0,84	На удаление влаги	5265	4,28
От сгорания S до SO ₂	1330	1,07			
Тепло, вносимое воздухом	3375	2,75	Потери тепла	12418	100,0
Тепло, вносимое концентратом	420	0,34	Избыток тепла	32157	25,80
Всего	124180	100,0	Всего	124180	100,0

3.8 Расход воды, циркулирующей в кессонах

Принимая суточную производительность печи равной 150 т, определяем часовое количество избыточного тепла

$$\frac{35559 \cdot 150000}{24 \cdot 100} = 2222437 \text{ ккал / час.}$$

Вода входит в кессоны при температуре 20° и отводится из них при температуре 55°. Расход воды определим по формуле

$$V = \frac{Q}{C(t_2 - t_1)},$$

(17)

где Q – избыточное тепло, ккал/час;

t₁ – температура воды, поступающей в кессоны;

t₂ – температура воды, отводимой из кессонов;

V – часовой расход воды, л;

C – теплоемкость воды, кал/г · град.

$$V = \frac{2222437}{1 \cdot (55 - 20)} = 63500 \text{ л/час} = 63,5 \text{ м}^3/\text{час.}$$

3.9 Расчет количества сопел на поду печи

Часовой расход воздуха на печь принятой выше производительности составит

$$\frac{150000 \cdot 218}{24 \cdot 100} = 13625 \text{ м}^3,$$

или 16350 м³ при 50°.

При скорости прохождения воздуха через сопло 15 м/сек и живом сечении одного сопла 0,0002 м² количество сопел составит

$$\frac{16350}{15 \cdot 3600 \cdot 0,0002} \approx 1570 \text{ штук.}$$

На практике суммарное живое сечение сопел составляет обычно 0,8 – 1% от площади пода печи.

4 Контрольные вопросы

1. Свойства меди и её соединений.
2. Минералы меди и медные руды.
3. Способы подготовки медной шихты.
4. Теоретические основы и практика обжига сульфидных медных шихт.
5. Конструкция и принцип работы многоподовых печей.
6. Конструкция и принцип работы печей кипящего слоя.
7. отражательная плавка медных шихт.
8. Электроплавка медных руд и концентратов.
9. Теоретические основы и практика конвертирования медных штейнов.
10. Огневое рафинирование черновой меди, теория окисления и ошлакования.
11. Электролитическое рафинирование меди, катодный и анодный процессы.
12. Подготовка сырья к металлургической переработке.

13. Методы выщелачивания в гидрометаллургии меди.
14. Свойства никеля и его соединений, области применения.
15. Минералы никеля и никелевые руды.
16. Схема восстановительно-сульфидирующей шахтной плавки окисленных никелевых руд.
17. Подготовка шихты к плавке в шахтной печи.
18. Технологическая схема обжига никелевых фэйнштейнов.
19. Восстановительная плавка закиси никеля на металл в дуговых печах.
20. Технологическая схема переработки сульфидных Cu – Ni руд и концентратов.
21. Гидрометаллургия никеля.
22. Способы очистки технологических газов Ni и Cu производства.
23. Аппаратура очистки технологических газов Ni и Cu производства.
24. Методы извлечения цветных металлов из шлаков.
25. Физические свойства свинца, области применения.
26. Химические свойства свинца и его соединений.
27. Минералы и руды свинца.
28. Принципиальные схемы переработки свинцовых концентратов.
29. Обжиг в металлургии цинка и требования к огарку в пирометаллургической технологии получения цинка.
30. Конструкция печи КС, её работа.
31. Общая характеристика традиционных методов дистилляции.
32. Схема рафинирования черного цинка.
33. Гидрометаллургия цинка. Факторы, влияющие на полноту и скорость растворения цинка.
34. Обжиг в металлургии цинка. Требования к огарку в гидрометаллургической технологии получения цинка.
35. Поведение компонентов цинкового огарка при выщелачивании.
36. Аппаратура для выщелачивания, сгущения и фильтрации.
37. Электролиз растворов сульфата цинка.
38. Вельцевание цинковых кеков.
39. Плавка КИВЦЕТ – ЦС, особенности подготовки шихты к плавке.
40. Рафинирование черного свинца.
41. Зависимость способа переработки от состава сырья.
42. Агломерирующий обжиг. Подготовка шихты агломерации.
43. Конструкция и работа агломашины. Особенности агломерации с дутьём снизу.
44. Шахтная восстановительная плавка агломерата. Теоретические основы восстановления оксидов.
45. Конструкция и работа шахтной печи.

46. Переработка промпродуктов рафинирования свинца.
47. Переработка промпродуктов свинцового производства.
48. Алюминиевые руды и минералы.
49. Получение глинозема из бокситов способом Байера.
50. Методы получения глинозема из алюминиевого сырья.
51. Кальцинация гидрооксида алюминия.
52. Физико-химические основы спекания бокситов с известняком и содой; аппаратурное оформление.
53. Выщелачивание спека.
54. Последовательный вариант способа байер-спекание.
55. Параллельный вариант способа Байер-спекание.
56. Технология процесса электролиза алюминия.
57. Рафинирование алюминия электролизом.
58. Минералы и руды магния.
59. Обезвоживание природных карналлита и бишофита.
60. Руды и минералы титана.
61. Свойства и области применения титана и его важнейших соединений и сплавов.
62. Технология плавки ильменитовой руды с получением чугуна и титанового шлака.
63. Восстановление четыреххлористого титана магнием.
Теоретические основы и технология процесса.
64. Сортамент продукции выпускаемой предприятиями черной и цветной металлургии.
65. Сравнительный анализ качества металла полученного различными технологиями пиро-, гидро- и электро- металлургии.
66. Общая характеристика способов послеплавильной обработки металлов. Теоретические основы процессов десульфурации, дефосфорации, удаления других нежелательных примесей.
67. Общие закономерности растворения газов в металле: кислород, водород, азот. Формы и виды нахождения газов в металле. Влияние содержания газов на свойства металла. Физико-химия процессов дегазации металла.
68. Классификация металлов и сплавов ответственного назначения. Обработка металлов вакуумом. Продувка металла инертными газами.
69. Назначение переплавных процессов. Вакуумно-индукционный переплав (ВИП), сущность, марки и назначение выпускаемой продукции.
70. Внепечное вакуумирование. Способы порционного и циркуляционного вакуумирования. Агрегатное оформление процесса.
71. Физико-химические основы раскисления металлов и сплавов.

Способы раскисления.

72. Организация и условия разливки стали. Кипящая, полуспокойная и спокойная сталь. Кристаллизация и строение стальных слитков.

Оборудование для разливки металла. Технология разливки различных марок стали. Дефекты стальных слитков. Разливка стали на машинах непрерывного литья заготовок.

73. Попутная продукция металлургических предприятий: шлаки, пыль, шламы, растворы, газы. Их характеристика и влияние на экологическую обстановку.

74. Технологии комплексной переработки металлургического сырья. Селективное восстановление металлов. Роль попутной продукции для промышленного комплекса страны.

75. Требования, предъявляемые к качеству выпускаемой продукции и технологические пути повышения конкурентоспособности на внутреннем и мировом рынке металлов.

76. Теоретические основы послеплавильной обработки металлов.

77. Причины образования неметаллических включений и их влияние на качество металла.

78. Законы лежащие в организации процесса удаления неметаллических включений и создании формы распределения включений в металле без ухудшения качества в случае невозможности полного их удаления.

79. Современные технологии получения металлов высокого качества.

80. Обработка металла синтетическим шлаком.

81. Вдувание в металл порошкообразных материалов.

82. Ускоренная или направленная кристаллизация металла.

83. Обработка металлов и сплавов в ковше жидкими синтетическими шлаками, разновидности и технологические особенности этого способа.

84. Экономическая эффективность обработки металла специально приготовленным шлаком.

85. Процесс вдувания в металл сильных раскислителей и десульфураторов.

86. Виды МНЛЗ и их конструкция.

87. Технология разливки на МНЛЗ и качество металла. Основные технико-экономические показатели разливки: производительность, номинальное и фактическое время работы в году, длительность разливки, скорость разливки и т.д.

88. Способы утилизации вредных выбросов.

89. Экономическая эффективность различных способов производства черных и цветных металлов.

90. Перспективы развития черной и цветной металлургии.

Литература

1 Байбеков М. К. Магниетермическое производство губчатого титана / Байбеков М. К., Попов В. Д., Черпасов И. М. – М. : Металлургия, 1984. – 96 с.

2 Беляев А. И. Металлургия легких металлов. – М. : Металлургия, 1970. – 368 с.

3 Еремин Н. И. Процессы и аппараты глиноземного производства / Еремин Н. И., Наумчик А. Н., Казаков В. Г. – М. : Металлургия, 1980. – 360 с.

4 Ни Л. П. Производство глинозема: справочное изд. / Ни Л. П., Райзман В. Л., Халяпина О. Б. – Алматы, Институт металлургии и обогащения МН-АН РК, 1998. – 356 с.

5 Николаев И. В. Металлургия легких металлов / Николаев И. В., Москвитин В. И., Фомин Б. А. – М. : Металлургия, 1977. – 432 с.

6 Справочник металлурга по цветным металлам. Производство алюминия. – М. : Металлургия, 1971. – 320 с.

7 Троицкий И. А. Металлургия алюминия / Троицкий И. А.,

- Железнов В. А. – М. : Metallургия, 1977. – 392 с.
- 8 Худайбергенов Т. Е. Metallургия легких металлов: учебник – Алматы, 2001. – 235 с.
- 9 Влияние внешних воздействий на процесс формирования слитков и заготовок. Скворцов А.А., Акименко А.Д., Ульянов В.А. - М.: Metallургия, 1991. – 216 с.
- 10 Власов Н.Н. Разливка черных металлов/ Власов Н.Н., Король В.В., Радя В.С.: Справочное изд., перераб. и доп. М.: Metallургия, 1987. – 423 с.
- 11 Лабораторные работы по технологии литейного производства: Учеб. пособие. А.В. Курдюмов, А.М. Михайлов, Б.В. Бауман. Под общ. ред. А.В. Курдюмова. – 2-е изд. М.: Машиностроение, 1990. – 272 с.
- 12 Малевич Ю.А., Самойлович Ю.А. Теплофизические основы затвердевания отливок и слитков. – Мн.: Выш. шк., 1989. – 203 с.
- 13 Самойлович Ю.А., Крулевецкий С.А., Горяинов В.А., Кабаков З.К. Тепловые процессы при непрерывном литье стали. – М.: Metallургия, 1982. – 152 с.
- 14 Специальные способы литья: Справочник/ В.А. Ефимов, Г.А. Анисович, В.Н. Бабич/ Под общ. ред. В.А. Ефимова. – М.: Машиностроение, 1991. – 436 с.: ил.
- 15 Валиев Х. Х. Metallургия свинца, цинка и сопутствующих металлов / Валиев Х. Х., Романтеев Ю. П. – Алматы: 2000. – 441 с.
- 16 Воскобойников В. Г. Общая metallургия: учебник для вузов / Воскобойников В. Г. , Кудрин В. А., Якушев А. М. – М. : Metallургия, 1987. – 240 с.
- 17 Диев Н. П. Metallургия свинца и цинка / Диев Н. П., Гофман И. А. – М. : Metallургиздат, 1961. – 406 с.
- 18 Диомедовский Д. А. Metallургические печи цветной metallургии. – М. : Metallургиздат, 1970. – 265 с.
- 19 Зайцев В. Я. Metallургия свинца и цинка / Зайцев В. Я., Маргулис Е. В. – М. : Metallургия, 1985. – 263 с.
- 20 Казачков Е. А. Расчеты по теории metallургических процессов: учеб. пособие для вузов. – М. : Metallургия, 1988. – 288 с.
- 21 Коротич В. И. Metallургия: учебник для вузов. – Екатеринбург: УГТУ, 2001. – 395 с.
- 22 Полькин С. И. Обогащение руд цветных и редких металлов / Полькин С. И., Адамов Э. В. – М. : Недра, 1975. – 154 с.
- 23 Спурников А. П. Комплексное использование сырья в

цветной металлургии. – М. : Металлургия, 1977. – 35 с.

24 Цейдлер А. А. Цветные металлы. – М. : Metallurgizdat, 1931. – 1259 с.

Содержание

Введение.....	3
Лабораторная работа № 1 Гидравлическое моделирование движения жидкого металла в кристаллизаторе МНЛЗ	4
Лабораторная работа № 2 Получение глинозема, содопродуктов и цемента из нефелинов способом спекания	5
Практическая работа № 3 Расчеты по обжигу цинкового концентрата	6
4 Контрольные вопросы	4
Литература.....	51

