

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт Metallургии и Промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Қадылбек Дәулет Қалымбекұлы

**ДИПЛОМНАЯ РАБОТА**

Исследование обеднения цинксодержащих шлаков фьюмингованием

5B070900 – Metallургия

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт Metallургии и Промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

**ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ**  
Заведующий кафедрой МиОПИ  
кандидат технических наук  
\_\_\_\_\_ М.Б. Барменшинова  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2020 г.

**ДИПЛОМНАЯ РАБОТА**

Исследование обеднения цинксодержащих шлаков фьюмингованием

5B070900 – Metallургия

Выполнил

Қадылбек Дәулет Қалымбекұлы

Научный руководитель  
Кандидат технических наук,  
ассоциированный профессор  
\_\_\_\_\_ Н.К. Досмухамедов  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2020 г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт Metallургии и Промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

5B070900 – Metallургия

**«УТВЕРЖДАЮ»**

Заведующая кафедрой МиОПИ

кандидат технических наук

\_\_\_\_\_ М.Б. Барменшинова

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2020 г.

### **ЗАДАНИЕ**

#### **на выполнение дипломной работы**

Обучающемуся: Кадылбек Дәулет Қалымбекұлы

Тема: «Исследование обеднения цинксодержащих шлаков фьюмингованием»

Утверждена приказом Ректора Университета №762-б от 27.01.2020 г.

Срок сдачи законченной работы «20» мая 2020 г.

Исходные данные к дипломной работе: Промышленные данные ТОО «Казцинк»

Краткое содержание дипломной работы:

а) Литературный обзор современного состояния производства свинца и способов переработки шлаков свинцового производства;

б) Металлургические расчеты;

Перечень графического материала: представлены \_\_\_\_\_ слайдов презентации работы

Рекомендуемая основная литература: из 13 наименований.

**ГРФИК**  
подготовки дипломной работы

Наименование разделов, перечень рассмотренных вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Введение	11.03.2020 г.	
Литературный обзор	25.03.2020 г.	
Металлургические расчеты	08.04.2020 г.	
Заключение	22.04.2020 г.	

**Подписи**

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу  
с указанием относящихся к ним разделов работы

Наименование разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Нормоконтролер	А.Т. Таймасова		

Научный руководитель \_\_\_\_\_ Н.К. Досмухамедов

Задание принял к исполнению обучающийся \_\_\_\_\_ Д.К.Кадылбек

Дата \_\_\_\_\_ «3» февраля 2020 г.

## АНДАТПА

Жұмысқа кіреді: 43 бет, 22 кесте, 2 Сурет, 13 қолданылған әдебиеттер.

Зерттеу пәні: Табиғи газбен фьюменгілеу тәсілінің тиімділігін негіздеу және теориялық зерттеулер.

Жұмыстың мақсаты: Теория және тәжірибе көзқарасынан қорғасын өндірісінің шлактарын табиғи газбен фьюмингтеу тәсілінің тиімділігін анықтау.

Металлургиялық есептеулердің нәтижесі бойынша табиғи газбен фьюмингтеу әдісі кезінде көміртегі диоксидінің және басқа да улы газдардың атмосфераға шығарылу көлемін бірнеше есе азайтады, бағалы металдардың бөлініп алынуын арттырады, металл бойынша кедей шлак алуға мүмкіндік береді.

## АННОТАЦИЯ

Работа включает: 43 страниц, 22 таблиц, 2 рисунков, 13 использованных источников.

Предмет исследования: Теоритическое исследование и обоснования эффективности способа фьюмингования природным газом.

Цель работы: С точки зрения теории и практики выявить эффективность способа фьюмингования свинцовых шлаков с использованием природного газа.

По результатам металлургических расчетов выявлено, что способ фьюмингования с природным газом уменьшает объем выброса диоксида углерода и других ядовитых газов в атмосферу в несколько раз, повышает извлечение ценных металлов в целевые продукты, позволяет получить более бедный шлак по металлу.

## ANNOTATION

The work includes: 43 pages, 22 tables, 2 figures, used sources-13.

Subject of research: Theoretical study and substantiation of the effectiveness of the method of natural gas fusing.

The purpose of the work: Theoretically and practically with metallurgical calculations to reveal the efficiency of the method of fusing with the use of natural gas from the method of fusing with the use of coal dust.

According to the results of theoretical data and metallurgical calculations, it was revealed that the method of fusing with natural gas reduces the volume of emission of carbon dioxide and other poisonous gases into the atmosphere several times, increases the extraction of valuable metals, allows to obtain a poorer slag on the metal.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Современное состояние переработки цинксодержащих шлаков	11
1.1 Характеристики и свойства цинксодержащих шлаков	11
1.2 Способы переработки цинксодержащих шлаков	12
1.2.1 Фьюмингование	12
1.2.2 Вельцевание	13
1.2.3 Электротермический процесс	14
1.3 Выбор и обоснование исследования	14
2 Теория и практика процесса фьюмингования	15
2.1 Теоретические основы процесса фьюмингования	15
2.2 Практика процесса	15
2.3 Продукты фьюмингования	17
3 Металлургические расчеты процесса фьюмингования	18
3.1 Расчет рационального состава цинксодержащего шлака	18
3.2 Расчет материального баланса фьюмингования угольной пылью	18
3.2.1 Расчет количества и состава пыли и газов	18
3.2.2 Расчет количества и состава шлака	22
3.2.3 Материальный баланс процесса	23
3.2.4 Расчет теплового баланса процесса	24
3.2.4.1 Приход тепла	24
3.2.4.2 Расход тепла	24
3.2.5 Тепловой баланс процесса	26
3.3 Расчет материального баланса фьюмингования природным газом	28
3.3.1 Расчет количества и состава пыли и газов	28
3.3.2 Расчет количества и состава шлака	31
3.3.3 Материальный баланс процесса	32
3.3.4 Расчет теплового баланса процесса	32
3.3.4.1 Приход тепла	33
3.3.4.2 Расход тепла	33
3.3.5 Тепловой баланс процесса	34
4 Сравнительный анализ технологических показателей процесса фьюмингования угольной пылью и природным газом	37
Заключение	40
Список использованной литературы	41
Приложение А	42



## ВВЕДЕНИЕ

Разведанные подтвержденные запасы цинка в мире составляют более 350 млн. т. Месторождения цинка имеются в 70 странах мира, обеспеченность запасами с учетом роста потребности в нем составляет более 40 лет. Крупнейшие запасы цинковых руд находятся в России, Австралии, Казахстане, Канаде и Китае.

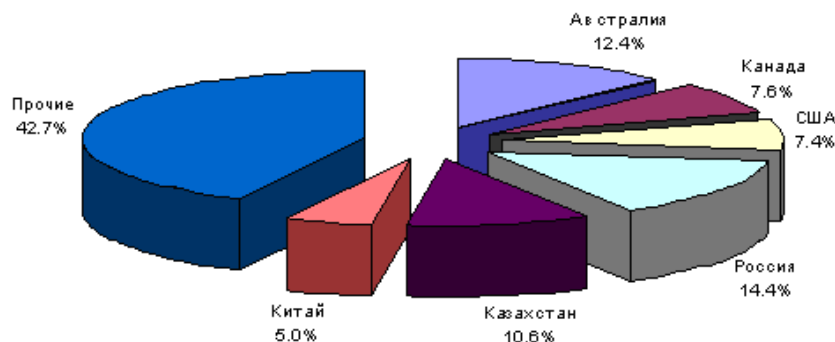


Рисунок 1 – Распределение запасов руд по странам мира

Крупнейшими производителями цинка являются Австралия, Канада и Китай, эти же страны являются основными экспортерами цинка. Крупнейшими импортерами являются США, Тайвань и Германия.

Мировое производство и потребление цинка. Согласно опубликованным данным World Bureau of Metal Statistics (WBMS), мировой рынок цинка был профицит в 2015 году с излишком металла на рынке в размере 81 тыс. тонн по сравнению с дефицитом 209 тысяч тонн, отмеченном в предыдущем году. Задекларированные запасы металла сократились на 80 тыс. тонн в течение года. Запасы LME снизились на 228 тысяч тонн по сравнению с 2014 годом. Запасы LME составляют 42 процента от общего объема запасов. Спрос со стороны Китая вырос на 1,0 процента по сравнению с предыдущим годом. Производство рафинированного металла в Китае выросло на 5,6 процента по сравнению с 2014 годом. Китайский импорт, в основном металла специального высокого качества составил 94,4 тысяч тонн в декабре, самый высокий месячный показатель с мая 2009 года, а за весь 2015 год составил 543,4 тысяч тонн, на 27 тысяч тонн ниже показателя с января по декабрь 2014 года.

Мировое производство рафинированного цинка выросло на 3,1 процента, а потребление выросло на 1,0 процент по сравнению с уровнями, зарегистрированными годом ранее. Японский спрос составил 457,0 тысяч тонн, на 9,2 процента ниже показателя за январь-декабрь 2014 года. Мировой спрос в 2015 году был на 133 тысяч тонн больше, чем за январь-декабрь 2014 года. Китайский видимый спрос за январь-декабрь 2015 года составил 6487 тысяч тонн, почти 47 процентов от общего объема. В декабре 2015 года

производство слябов цинка составило 1130,0 тысяч тонн, а потребление - 1142,9 тысяч тонн.

По данным International Lead and Zinc Study Group (ILZSG), мировой рынок рафинированного цинка характеризовался в 2015 году еще большим избытком, чем оценивает WBMS. Избыток, по сведениям ILZSG, составил 152 тысяч тонн по сравнению с дефицитом металла в размере 247 тысяч тонн по итогам 2014 года. Производство цинка в 2015 году достигло 13,897 млн. тонн, тогда как зафиксированный объем потребления составил 13,745 млн. тонн [1].

Таблица 1 – Мировой баланс цинка в 2008-2015 гг., млн. тонн

Показатель	2008 г.	2009 г.	2010 г.	2011 г.	2012 г.	2013 г.	2014 г.	2015 г.
Добыча цинковой руды, млн. т.	11,89	11,61	12,36	12,59	12,91	13,06	13,52	13,47
Производство рафинированного цинка, млн. т.	11,77	11,28	12,87	13,06	12,62	13,02	13,50	13,90
Потребление рафинированного цинка, млн. т.	11,57	10,92	12,63	12,73	12,39	13,17	13,75	13,75

## **1 Современное состояние переработки цинк содержащих шлаков**

В настоящее время в Казахстане переработкой цинк содержащих шлаков занимается Усть-Каменогорский металлургический комплекс компании “Казцинк”.

Усть-Каменогорский металлургический комплекс состоит из цинкового завода мощностью 190 000 т/год. Цинковый завод использует стандартную технологию: обжиг, выщелачивание и очистка растворов, электролиз - с небольшими особенностями. Первоначально завод был построен в 60-х годах прошлого века для прироста мощности старого цинкового завода (ныне выведенного из эксплуатации) и, постепенно расширяясь, достиг сегодняшней производительности 190 000 т цинка в товарных видах продукции в год (цинк металлический, цинк-алюминиевый сплав, сульфат цинка). Сырьем для завода являются сульфидные цинковые концентраты Малеевского рудника (с содержанием цинка в среднем 53,5%), и других предприятий. Концентраты перерабатываются в обжиговых печах кипящего слоя с дутьем, обогащенным кислородом. Отходящие газы обжиговой печи улавливаются и переводятся в серную кислоту контактным способом, а цинковый огарок, продукт обжига, выщелачивается отработанным электролитом. Из полученного раствора после очистки от меди и кадмия, получают катодный цинк электролизом.

Полученные вельц-возгоны и шлако-возгоны от переработки цинковистых шлаков свинцового производства на шлако-возгоночной установке выщелачиваются в отработанном электролите, очищаются от примесей хлора, мышьяка и сурьмы и передаются в цикл выщелачивания огарка. Цинк из цинковых кеков извлекается пирометаллургическим способом либо в вельц-печи непосредственно из кеков, либо на шлаковозгоночной установке из шлака, образующегося после плавки кеков в составе шихты свинцового завода (выбор технологии зависит от содержания драгметаллов в цинковых концентратах). Получившаяся в результате окись цинка очищается от свинца, хлора, мышьяка и сурьмы в цикле выщелачивания окиси до повторного поступления на стадию выщелачивания. В процессе электролиза из цинковых растворов цинк осаждается на катодную основу, образуя цинковые катоды, которые далее переплавляются в индукционной печи в чушки или используются для производства сплавов и отгружаются конечным потребителям [2].

### **1.1 Характеристики и свойства цинк содержащих шлаков**

Шлак - многокомпонентный неметаллический расплав (после затвердевания - камневидное или стекловидное вещество). По жидкому шлаку существует несколько точек зрения:

– шлак является сплавом оксидов металлов, которые при затвердевании образуют химические соединения, - точка зрения устаревшая и в настоящее время несостоятельна.

– шлак- расплав химических соединений, что не объясняет протекающие восстановительные процессы в шлаке.

– шлак представляет собой химические соединения, частично находящихся в состоянии диссоциации и, которые взаимодействуют с шихтой, восстанавливают металлы, образуя новые химические соединения, свою очередь диссоциирующие.

– настоящее время фундаментально обосновано представление, описывающее электрохимическую природу шлака [3].

Шлак свинцовой плавки по составу заметно отличается от шлака доменной и никелевой плавки. Доменные шлаки содержат главным образом  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{CaO}$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и практически не содержат железа. Шлаки восстановительной никелевой плавки содержат 42-44%  $\text{SiO}_2$  и около 50% суммы  $\text{FeO}$ ,  $\text{CaO}$  и  $\text{MgO}$ . Шлак свинцовой плавки содержит обычно 20-30%  $\text{SiO}_2$ , 5-25%  $\text{ZnO}$ , 35-40%  $\text{FeO}$  и 10-15%  $\text{CaO}$ . Правильный выбор состава шлака в значительной степени определяет результат плавки. Выбирать состав шлака нужно с учетом не только технологических, но и экономических факторов, т.е. исходя из условия минимального расхода флюсов, обеспечивающего успешную плавку сырья данного состава. Температура плавления шлаков свинцовой плавки лежит в пределах 1050-1150°C [4].

Промежуточными продуктами плавильного передела свинцового производства являются шлак, штейн, шпейза, пыль и газы плавильных агрегатов.

Шлаки свинцовой шахтной плавки переходят до 80% цинка из шихты, некоторая часть свинца и меди. Концентрация последних в расплаве достигает 2.0-1.0 %.

В шлак переходит до 65%  $\text{Ge}$ , 55%  $\text{Ti}$ , 45%  $\text{In}$ , 30%  $\text{Te}$ , а также другие редкие и рассеянные элементы [5].

## **1.2 Способы переработки цинк содержащих шлаков**

Для извлечения цинка и свинца из цинкосодержащих шлаков применяют процессы: фьюмингования, вельцивания, электротермический процесс.

### **1.2.1 Способ фьюмингования**

Фьюмингование (газ-процесс), при помощи которого цинк и свинец переводятся в газовую фазу из жидкого шлака путем продувки последнего

пылеугольной смесью или конверсированным природным газом. Это основной способ переработки шлаков.

Периодический процесс фьюмингования имеет ряд существенных недостатков и, в первую очередь, - низкий КПД установки по времени и большие колебания в температурном режиме котла-утилизатора. Переводом фьюмингования на непрерывный процесс устраняются эти недостатки (такая установка, работающая на мазуте, используется на одном из заводов Болгарии).

Процесс фьюмингования хорош тем, что:

- не требует подготовки сырья для переработки, так как использует жидкий шлак отстойника шахтной печи;
- используется теплота жидкого шлака для ведения процесса;
- большая часть теплоты от сжигания топлива и окисления паров металлов используется КПД котлами, что увеличивает КПД установки;
- происходит высокое извлечение металлов из шлака.

Извлечение свинца составляет 90-98%, цинка - 88-94%, германия- 60%, практически полностью извлекаются кадмий и индий. Для извлечения меди в печь или отстойник подают пирит, в результате чего получают бедный штейн, в который также извлекаются благородные металлы. Расход топлива составляет 20-25% от веса шлака. Один кг вдуваемого угля дает 7-9 кг пара в котлах при 100° С. Производительность установки - 25-45 т шлака в сутки на каждый м<sup>2</sup> площади пода печи [7].

### **1.2.2 Способ вельцевания**

Вельцевание (перекатывание). Этот процесс применяется для переработки твердых цинксодержащих материалов. В этом процессе цинк и свинец также переводятся в газовую фазу путем нагрева цинксодержащего материала в смеси с мелким коксиком или углем в трубчатой печи диаметром 2,5-4,5 длиной 30-90 м и наклоненной на 3-5°. Лучшие сорта оксидов направляются в лакокрасочную промышленность. Зараженные примесями оксиды перерабатываются на цинковом заводе с получением цинка и остатков, которые снова направляются в свинцовое производство [6].

В настоящее время вельцевание-эффективный процесс переработки шлаков свинцовой плавки из отвалов, накопившихся за многие годы. В возгоны извлекают цинк, свинец, кадмий. Медь и благородные металлы остаются в клинкере, который направляют в шихту медной плавки. При отсутствии в клинкере меди и благородных металлов его целесообразно использовать в качестве строительного материала.

К достоинствам вельцевания шлаков следует отнести высокое извлечение цинка, свинца и кадмия в возгоны, простоту осуществления процесса, небольшие эксплуатационные затраты.

Недостатки вельцевания: сравнительно низкая производительность печи; возможность переработки только твердых шлаков; большой расход кокса; значительный выход газов; получения большого количества клинкера, переработка которого связана с большими трудностями [7].

### **1.2.3 Способ электротермического процесса**

Электротермический процесс. В электропечи расход кокса сводится к минимуму, необходимому для реакций восстановления (4-5%). Вследствие этого парциальное давление паров цинка в газовой фазе приближается к теоретическому и возникают благоприятные условия для конденсации цинка в металл. Впервые этот способ был применен в США. В Советском Союзе данный способ исследовался Лакерником М.М. и др. применительно к шлакам Лениногорского свинцового завода, который содержит 11 % цинка и 3% свинца. Пары цинка конденсировались в жидкостном конденсаторе, орошаемом жидким цинком. Возгонка цинка составила 85%, из них около 83% конденсируется в жидкий металл. Расход электроэнергии составил 1200 кВт/ч на одну тонну цинка [6].

Достоинства электротермической переработки шлаков:

- Возможность получения в одну стадию металлического цинка и свинца, штейна и отвального шлака;

- Отсутствие топочных газов, простота очистки и использование отходящих газов;

- Невысокий расход кокса;

Возможность полной механизации и автоматизации процесса.

- Недостатки электроплавки:

- Невысокая скорость отгонки цинка;

- Получение цинка низкого качества;

- Образование в печи железистых настывлей;

- Высокий расход электроэнергии;

- Сравнительно высокое содержание цинка в отвальном шлаке [7,248].

### **1.3 Выбор обоснования исследования**

В данной дипломной работе был выбран способ фьюмингования с использованием природного газа. Это наиболее распространенный способ в мире. Особенностью этого процесса является продувка восстановителем шлак (идея Автогенной плавки А.В Ванюкова было основано на процессе фьюмингования). Этот способ отличается высоким извлечением нужных металлов, а конкретно цинка, свинца и кадмия. Процесс фьюмингования может быть осуществлен двумя способами, продувкой в шлак восстановителя

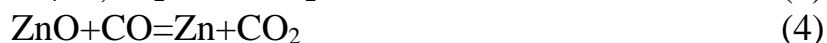
угольной пылью или природным газом. Способ с применением природного газа был выбран с точки зрения экологии, высокого извлечения металлов в целевой продукт, меньшего расхода восстановителя.

## 2 Теория и практика процесса фьюмингования

### 2.1 Теоретические основы процесса фьюмингования

Сущность процесса Фьюмингования заключается в следующем. В ванну расплавленного шлака, содержащего оксиды металлов, вдувается воздух в смеси с восстановителем (угольная пыль или природный газ). Количество вводимого воздуха недостаточно для полного горения восстановителя, поэтому углерод пыли сгорает до оксида углерода, а природный газ - до оксида углерода и водорода, которые восстанавливают присутствующие в шлаке оксиды металлов [6].

Основные реакции протекающие при фьюминговании:



Аналогично восстанавливаются и соединения свинца. Железо частично восстанавливается до металлического, которое реагирует с оксидами и сульфидами свинца и цинка по реакциям:

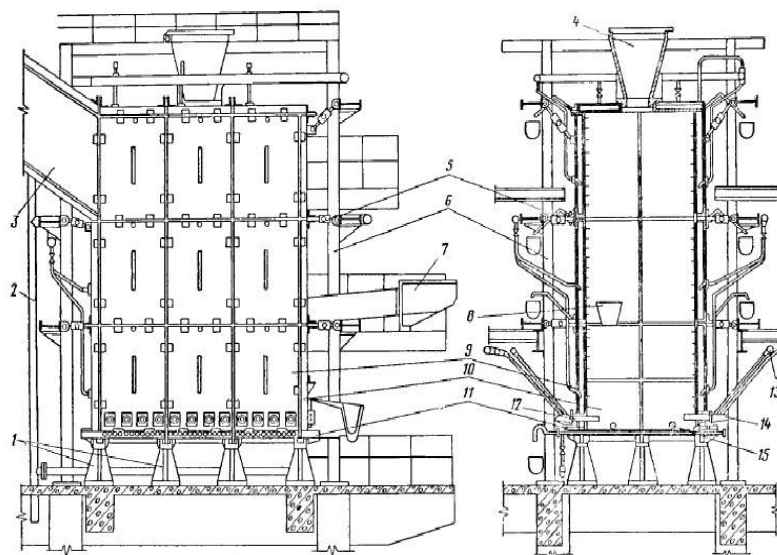


### 2.2 Практика процесса фьюмингования

Теоретические основы процесса восстановления оксидов металлов рассмотрены ранее, напомним о них. Из компонентов жидкого шлака, нагретого до температуры 1250-1300°C, заметной летучестью обладают кадмий, цинк, сульфид свинца, оксид свинца и свинец (по убывающей упругости пара). Упругость паров оксида цинка при этих температурах очень мала и возогнать его поэтому не представляется возможным. В этой связи целесообразно восстановить оксид цинка и отогнать его в виде пара (температура кипения цинка 906°C), для чего в жидкой ванне необходимо создать соответствующую восстановительную атмосферу. По равновесным кривым до температуры 1200°C происходит восстановление железа из его закиси, что нежелательно при фьюминговании, так как железо, имея температуру плавления гораздо выше температуры процесса, выделится в



твердом виде, покрывает ванну печи металлической коркой и выведет печь из строя. При более высоких температурах сродство железа к кислороду изменяется по отношению сродства цинка к кислороду (оно становится большим) и в первую очередь будет восстанавливаться цинк. Поэтому пока в шлаке будет оксид цинка, при данной температуре свободного железа не образуется. В этой связи для гарантии не восстановления железа следует процесс продувки заканчивать с не доизвлечением цинка (оставляют невосстановленным в шлаке 3,0-1,5% цинка). Оставление небольшого количества цинка в шлаке невосстановленным объясняется еще и экономикой процесса: при малых содержаниях цинка в шлаке скорость его возгонки резко падает, что вызывает лишний расход восстановителя (при одинаковой подаче восстановителя в печь количество восстановленного цинка в единицу времени резко падает в конце продувки). Продувку шлака поэтому проводят 1,5-3,0 часа. Возгонные печи (шлако-возгонные установки - ШВУ) располагаются в одном крановом пролете с шахтными печами для удобства обслуживания. Печь шахтного типа с площадью сечения 3-24 м<sup>2</sup> (2,4 х (1,2 - 9,6)) высотой до 9 м. Подина печи сделана из чугуновых плит, охлаждаемых с помощью залитых в чугун трубок, по которым циркулирует вода. Стенки печи, колошник закрытого типа и газоход выполнены из кессонов. На внутренней стенке кессонов для удержания гарнисажа наварены в шахматном порядке на расстоянии 50 мм штыри. Имеются желоба для заливки цинковистого шлака и выпуска отработанного. Общий вид печи показано на рисунке 2.



- 1 - опоры основания печи; 2 - подающая водный магистраль; 3- кессонированный газоход; 4 -загрузочная воронка; 5 -упорные домкраты; 6 - колонна каркаса печи;7 - заливочная чаша; 8 - заливочное окно; 9 - фурменные кессоны; 10 - выпускные кессоны; 11-подовые кессоны; 12 - огневые патрубки; 13-коллекторы воздушные и угле-воздушные; 14-фурмы; 15-выпускные отверстия

Рисунок 2 – Общий вид фьюминг-печи

### 2.3 Продукты процесса фьюмингования

Печь позволяет наряду с текущими шлаками перерабатывать твердые шлаки прошлых лет (до 20% в загрузке), поэтому в торцевой части для них предусмотрен люк. На колошнике печи и в верхнем газоходе, отводящем газы в камеру котла-утилизатора, имеются отверстия, через которые организовано подается в печь воздух для окисления летящих паров цинка и свинца, сульфидов металлов, а также оксида углерода. Вся система находится под небольшим разрежением, благодаря чему предотвращается выделение газов и паров в атмосферу цеха.

После фьюмингования шлак из печи направляется в отвал. Газы после сжигания летучих из ш лака и оксида углерода имеют температуру более 1200°C, поэтому они отводятся под котлы утилизаторы. Под котлом они охлаждаются до 320°C и затем дополнительно отдают тепло в экономайзере (до 120°C) для подогрева питающей котел воды, откуда поступают на очистку от пыли в рукавные фильтры.

Процесс фьюмингования хорош тем, что:

- не требует подготовки сырья для переработки, так как использует жидкий шлак отстойника шахтной печи;
- используется теплота жидкого шлака для ведения процесса;
- большая часть теплоты от сжигания топлива и окисления паров металлов используется КПД котлами, что увеличивает КПД установки;
- происходит высокое извлечение металлов из шлака.

Извлечение свинца составляет 90-98%, цинка - 88-94%, германия- 60%, практически полностью извлекаются кадмий и индий. Для извлечения меди в печь или отстойник подают пирит, в результате чего получают бедный штейн, в который также извлекаются благородные металлы. Расход топлива составляет 20-25% от веса шлака. Один кг вдуваемого угля дает 7-9 кг пара в котлах при 100 °С. Производительность установки – 25-45 т шлака в сутки на каждый м<sup>2</sup> площади пода печи [7].

### 3 Металлургические расчеты процесс фьюмингования цинксодержащих шлаков

#### 3.1 Расчет рационального состава цинксодержащего шлака

Исходные данные:

1) Восстановитель угольная пыль.

Расчет для цинксодержащего шлака свинцовой плавки следующего состава, %: 18 ZnO; 23,5 SiO<sub>2</sub>; 38,4 FeO; 10,3 CaO; 3,5 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 2,1 MgO; 1,0 Pb, 3.25 прочие.

Таблица 2 – Рациональный состав шлака (100 кг)

Соединения	Zn	Pb	Fe	Mg	O <sub>2</sub>	Прочие	Всего
ZnO	14,46				3,54		18,0
FeO			29,84		8,56		38,4
Pb		1,0					1,0
MgO				1,26	0,74		2,1
SiO <sub>2</sub>							23,5
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>							3,5
CaO							10,3
прочие						3,25	3,25
итого	14,46	1,0	29,84	1,26	12,84	3,25	100

#### 3.2 Расчет материального баланса фьюмингования угольной пылью

Восстановитель – угольная пыль, содержащая 75% C, 20% золы и 5% влаги.

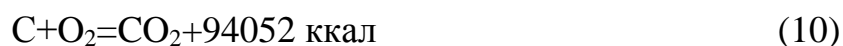
Состав золы пылеугля, %: 50 SiO<sub>2</sub>; 25 Feo; 15 Caо; 10 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

Согласно практике степень извлечения в возгоны: Zn – 88% и Pb – 98%.

Расчет процесса фьюмингования ведется на 100 кг шлака.

##### 3.2.1 Состав и количество пыли и газов

На фьюмингование шлак поступает в жидком состоянии при 1200°C. Сначала его необходимо разогреть до рабочей температуры. Допустим, что процесс фьюмингования протекает при 1220°C. Разогрев шлака проводится за счет сжигания угольной пыли при  $\alpha = 1$ , т.е. По реакции:



Количество тепла, которое необходимо получить от сжигания пылеугля, чтобы нагреть шлак от 1200 до 1220 °С ( $\delta t$ ), определим по формуле:

$$Q=c_{\text{шл}} \cdot m_{\text{шл}} \cdot \delta t \quad (11)$$

где  $c_{\text{шл}}=0,3$  ккал/(кг·град.) – теплоемкость шлака;  
 $m_{\text{шл}} = 100$  кг;  
 $\delta t = 1220-1200 = 20$  °С

Тогда:

$$Q = 0,3 \cdot 100 \cdot 20 = 600 \text{ ккал} \quad (12)$$

По реакции (10) определяем количество углерода ( $G$ ), при сжигании которого выделяется 600 ккал:

$$G = \frac{12 \times 600}{94052} = 0.077 \text{ кг (или } G = \frac{0.077}{0.75} = 0.1 \text{ кг природного газа)} \quad (13)$$

На горение израсходуется кислорода ( $G$ ):

$$G = \frac{0.077 \times 32}{12} = 0.205 \text{ кг}$$

$$G = 0.205 \div 0.23 = 0.893 \text{ кг воздуха} \quad (14)$$

С воздухом в печь будет поступать азота  $G = 0,893 - 0,205 = 0,688$  кг.  
 При горении выделится:

$$G = \frac{0.077 \times 44}{12} = 0.282 \text{ кг} \quad (15)$$

Вычислим количество угля, которое необходимо загрузить в печь для восстановления ZnO и PbO.

Расчет проведем для процесса восстановления ZnO и PbO при 1220°С. Для селективного восстановления оксида цинка необходимо в печи поддерживать кислородный потенциал равным  $10^{-10}$  атм. (восстановительная атмосфера для оксида цинка).

Определим условия окисления углерода угля, при которых равновесное давление кислорода в системе равно  $10^{-10}$  атм.

*Расчет процесса горения угля*

Определим для реакции



Соотношение  $\frac{N_{\text{CO}_2}}{N_{\text{CO}}}$  ( $N_{\text{CO}_2}$  и  $N_{\text{CO}}$  – число молей соответственно  $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$  в газовой смеси  $\text{CO}_2 + \text{CO}$  при атм.  $P_{\text{O}_2}=10^{-10}$ ).

Константа равновесия для реакции (16):

$$K_p = \frac{N_{\text{CO}}}{N_{\text{CO}_2} P^{1/2} P_{\text{O}_2}} = \exp [(29366/1493 - 8.961) * 2.3023/2] = 225630 \quad (17)$$

Отсюда:

$$\frac{N_{\text{CO}_2}}{N_{\text{CO}}} = 2.256. \quad (18)$$

$$\frac{N_{\text{CO}_2}}{N_{\text{CO}}} = A \quad (19)$$

Для определения численных значений  $N_{\text{C}}$  и  $N_{\text{CO}}$  необходимо второе условие (или уравнение 2).

Условие 2 установим, основываясь на следующих положениях:

- при сгорании 1 кг угля окисляется 750 г углерода (75% C) или моля углерода:

$$N_{\text{C}} = 750/12 = 62.5 \text{ г} \quad (20)$$

- при принятом значении  $P_{\text{O}_2}$  это количество углерода (N) частично окисляется до  $\text{CO}_2$  и частично до  $\text{CO}$ , следовательно:

$$N_{\text{C}} = N_{\text{CO}_2} + N_{\text{CO}}. \quad (21)$$

Таким образом, получаем систему двух линейных уравнений с двумя неизвестными ( $N_{\text{CO}_2}$  и  $N_{\text{CO}}$ ):

$$\frac{N_{\text{CO}_2}}{N_{\text{CO}}} = A. \quad (22)$$

$$N_{\text{C}} = N_{\text{CO}_2} + N_{\text{CO}}. \quad (23)$$

Преобразовав ее относительно неизвестных

$$N_{\text{CO}} = N_{\text{C}} / (1 + A) \quad (24)$$

$$N_{\text{CO}_2} = A * N_{\text{CO}} \quad (25)$$

Вычисляем их численные значения:

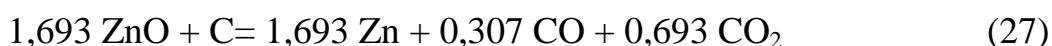
$$N_{\text{CO}} = 19,195; \quad N_{\text{CO}_2} = 43.304$$

Такое количество молей CO и CO<sub>2</sub> будет образовываться при сгорании 1 кг угля (750 г C) при заданном P<sub>O<sub>2</sub></sub>.

Для рассчитанного значения N<sub>c</sub>=62,5 определим долю г-молей CO и CO<sub>2</sub>, образующихся из 1 г-моля C:

$$N_{CO}=0.307, N_{CO_2}=0.693 \quad (26)$$

Теперь можно записать реакцию восстановления ZnO с соответствующими коэффициентами для ZnO, CO и CO<sub>2</sub>, которые будут характеризовать равновесный состав газовой фазы при атм. P<sub>O<sub>2</sub></sub>=10<sup>-10</sup>:



По реакции (27) вычислим количество углерода, требуемое для восстановления оксида цинка. Для этого определим количество оксида цинка, которое необходимо восстановить из шлака при извлечении его в возгоны 88%.

В исходных 18 кг ZnO шлака содержится 14,46 кг Zn. При фьюминговании в возгоны перейдет 14,46 кг · 0,88 = 12,72 кг Zn, в отвальном шлаке останется 14,46 – 12,72 = 1,74 кг Zn или 2,17 кг ZnO.

Таким образом, в процессе фьюмингования восстанавливается ZnO шлака:

$$G_{ZnO} = 18 - 2,17 = 15,83 \text{ кг} \quad (28)$$

Определим количество углерода, которое будет реагировать при восстановлении с 15,83 - 12,72 = 3,11 кг кислорода, входящего в состав ZnO:

$$G_{CH_4}^{ZnO} = \frac{3,11 \times 12}{1,693 \times 16} = 1,38 \text{ кг C в пересчете на уголь} \quad (29)$$

$$G = 1,38 : 0,75 = 1,84 \text{ кг} \quad (30)$$

В результате восстановления 15,83 кг ZnO выделится:

$$\frac{1,38 \times 28 \times 0,307}{12} = 0,99 \text{ кг CO} \text{ и } \frac{1,38 \times 44 \times 0,693}{12} = 3,51 \text{ кг CO}_2 \quad (31)$$

Рассчитаем количество углерода, необходимого для восстановления оксида свинца.

В исходном шлаке содержится 1 кг свинца, в возгоны перейдет 0,98 кг Pb. В пересчете на PbO это составит:

$$G = \frac{0,98 \times 223,2}{207,2} = 1,06 \text{ кг} \quad (32)$$

Оксид свинца восстанавливается по реакции:



На восстановление PbO израсходуется:

$$G_{\text{PbO}} = \frac{1,06 \times 12}{223,2} = 0,057 \text{ кг CO в пересчете на уголь } 0,076 \text{ кг} \quad (35)$$

В результате восстановления выделится:

$$\frac{0,057 \times 28}{12} = 0,133 \text{ кг CO}_2 \quad (36)$$

### 3.2.2 Расчет количества и состава шлака

Для расчета массы отвального шлака примем количество угля, необходимого для поддержания теплового баланса в процессе фьюмингования, равным  $b$  кг.

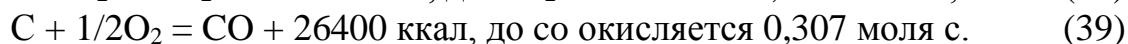
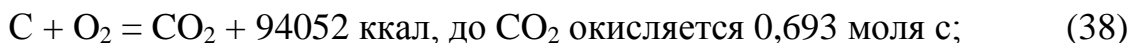
Тогда масса отвального шлака составит:

$$100 + 0,2 \cdot (b + G_{\text{H}} + G_{\text{Ц}} + G_{\text{С}}) - G_{\text{Ц,В}} - G_{\text{С,В}} = 100 + 0,2 \cdot (b + 0,1 + 1,84 + 0,076) - 15,83 - 1,06 = 83,51 + 0,2 b, \quad (37)$$

где 100 – масса исходного шлака;

0,2 – доля золы в массе угля, поступающего в процесс фьюмингования.

Определим количество CO и CO<sub>2</sub>, образующееся при сгорании в кг угля. Уголь, необходимый для поддержания теплового баланса, содержит 0,75· $b$  кг углерода, который одновременно сгорает по двум реакциям:



$$0,75 \cdot b \text{ кг углерода содержат } \frac{0,75 \times b \times 10^3}{12} = 59,375 b \text{ г – моля C.}$$

Следовательно, до CO<sub>2</sub> окислится  $62,5 \cdot b \cdot 0,693 = 43,304 b$  г-моля C, а до CO  $62,5 \cdot b \cdot 0,307 = 19,195 b$  г-моля C.

По реакции (37) выделится CO<sub>2</sub>:  $43,304 \cdot b$  г-молей или  $1,90 b$  кг.

По реакции (38) выделится CO:  $19,195 \cdot b$  г-молей или  $0,54 b$  кг.

На горение в кг угля по реакции (37) израсходуется 43,307 в г-молей O<sub>2</sub> или 1,39 · в кг O<sub>2</sub>, что в пересчете на воздух составит – 6,04 В кг.

С этим количеством воздуха в печь будет подаваться 4,65 В кг азота.

На горение в кг угля по реакции (38) израсходуется:

$\frac{19.195 \times B}{2} =$  г – молей O<sub>2</sub> или 0,31 в кг O<sub>2</sub>, что в пересчете на воздух составит 1,35 В кг. С этим количеством воздуха в печь будет подаваться 1,04 в кг азота.

Таким образом, количество воздуха, подаваемого в печь следующее (кг):

0,893 – на разогрев шлака от 1200 до 1220 °С,

6,04 в – на сжигание углерода по реакции (37),

1,35 · в – на сжигание углерода по реакции (38).

Суммарное количество воздуха, подаваемого в печь 0,893 + 7,39 в кг.

В таблице 3 представлен состав отходящих газов

Таблица 3 – Состав отходящих газов, кг

Стадия	СО	СО <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
Разогрев шлака	–	0,282	0,688
Восст. ZnO	0,990	3,510	–
Восст. PbO	0,133	–	–
По реакции (5)	–	1,9·в	4,65·в
По реакции (6)	0,54·в	–	1,04·в
Итого	(1,123 + 0,54·в)	(3,792 + 1,9·в)	(0,688 + 5,69·в)

### 3.2.3 Материальный баланс процесса

Количество воздуха, подаваемого в печь:

$$0.893+6.04B+1.35B=0.893+7.39*21.69=161.18 \text{ кг или } 124.95\text{м}^3 \quad (40)$$

Количество угольной пыли:

$$1.84+0.1+0.076+B=1.84+0.1+0.08+21.69=23.71 \text{ кг} \quad (41)$$

Масса отвального шлака:

$$83.51+0.2B=83.51+0.2*21.69= 87.85 \text{ кг} \quad (42)$$

Количество отходящих газов:

$$1.123+0.54B=12.84 \text{ кг или } 10.27 \text{ м}^3 \text{ СО} \quad (43)$$



$$3.792+1.9V=45 \text{ кг или } 22.91\text{ м}^3 \text{ CO}_2 \quad (44)$$

$$0.688+5.66V=123.45 \text{ кг или } 98.76 \text{ м}^3 \text{ N}_2 \quad (45)$$

$$0.05*(1.84+0.1+0.076+V)=1.19 \text{ кг или } 1.48 \text{ м}^3 \text{ H}_2\text{O} \quad (46)$$

Суммарное количество отходящих газов 182,48 кг или 133,42 м<sup>3</sup>.

### 3.2.4 Расчет теплового баланса процесса

При расчете воспользуемся следующими табличными значениями теплоемкости, ккал/(кг·°С):

– шлака  $c_{\text{шл}} = 0,3$ ; – угля  $c_y = 0,24$ ; – воздуха  $c_b = 0,24$ ; – СО  $c_{\text{со}} = 0,245$ ;

– CO<sub>2</sub>  $C_{\text{со2}}=0.245$  – N<sub>2</sub>  $C_{\text{N2}}=0.244$

Принимаем, что температура природного газа и воздуха, поступающего в печь, равна 20 °С, а расход воды на охлаждение кессонов составляет 1 м<sup>3</sup> на 100 кг шлака.

#### 3.2.4.1 Приход тепла

Тепло, вносимое жидким шлаком при 1200 °С:

$$Q_{\text{шл}}=c_{\text{шл}}* m_{\text{шл}} * t_{\text{шл}} = 0.3*100*1200= 36000 \text{ ккал}; \quad (47)$$

Тепло, вносимое угольной пылью

$$Q_y=c_y * m_y * t_y = 0.24*( 1.84+0.1+0.076+V)*20= (4,8V+9.68) \text{ ккал}; \quad (48)$$

Тепло, вносимое воздухом:

$$Q_b=c_b * m_b * t_b = 0.24*(0.893+7.39*V)*20= (35,47V+4.29) \text{ ккал}; \quad (49)$$

Тепло от горения угольной пыли:

$$Q=600 \text{ ккал}; \quad (50)$$

Тепло от горения угольной пыли по реакциям (37) и (38):

$$43,304*V*94,05=4072.7*V \text{ ккал}; \quad (51)$$

$$19,195*V* 26.4=506.7*V \text{ ккал}; \quad (52)$$

### 3.2.4.2 Расход тепла

Тепло, уносимое шлаком при 1220°C:

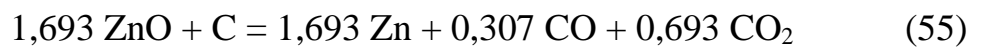
$$Q_{\text{шл}} = c_{\text{шл}} * m_{\text{шл}} * t_{\text{шл}} = 0.3 * (83.51 + 0.2B) * 1220 = (30565 + 73.2B) \text{ ккал}; \quad (53)$$

Тепло, уносимое возгонами:

$$Q_{\text{возг}} = c_{\text{возг}} * m_{\text{возг}} * t_{\text{возг}} = 0.3 * (12.72 + 0.98) * 1220 = 5014.2 \text{ ккал}; \quad (54)$$

Потери тепла за счет эндотермических реакций:

1) при восстановлении 15,83 кг ZnO по реакции (31)



Тепловой эффект которой:

$$Q_p = -94.05 * 0.693 - 26.4 * 0.307 + 27.5 * 1.693 + 83.7 * 1.693 = 115.0 \text{ ккал/моль} \quad (56)$$

где (-94,05), (-26,4), (-83,7) – энтальпии образования соединений соответственно CO<sub>2</sub>, CO, ZnO;

27,5 – теплота, затрачиваемая на испарение металлического цинка.

Потери тепла составляют  $Q = 15.83 * 115 * 10^3 / (1.6993 * 81.4) = 13210$  ккал

2) при восстановлении PbO по реакции (37):



Потери тепла составляют:

$$Q = 0.98 * 26 * 10^3 / (207.2) = 123 \text{ ккал} \quad (58)$$

Потери тепла с угольной пылью:

На нагрев (до 100°C) и испарение влаги:

$$Q_{\text{вл}} = 0.05 * (1.84 + 0.1 + 0.076 + B) * (100 + 539) = 64.41 + 31.95 * B \text{ ккал}; \quad (59)$$

На нагрев водяного пара то 100 до 1220 °C:

$$Q_{\text{вл}} = 0.05 * (1.84 + 0.1 + 0.076 + B) * 0.43 * 22.4 / 18 * (1220 - 100) = 60.41 + 30.0 * B \text{ ккал}; \quad (60)$$

На нагрев золы:

$$Q_3 = 0.2 \cdot (1.84 + 0.1 + 0.076 + V) \cdot 0.3 \cdot 1220 = 147.6 + 73.2 \cdot V \text{ ккал}; \quad (61)$$

Потери тепла с водой, охлаждающей кессоны:

$$Q = c \cdot m \cdot dt = 1 \cdot 1000 \cdot 30 = 30000 \text{ ккал}; \quad (62)$$

Тепло, уносимое газами CO, CO<sub>2</sub> и N<sub>2</sub> при 1220 °C:

$$Q_{CO} = 0.245 \cdot (1.123 + 0.54 \cdot V) \cdot 1220 = (335.7 + 161.4 \cdot V) \text{ ккал}; \quad (63)$$

$$Q_{CO_2} = 0.228 \cdot (3.792 + 1.9 \cdot V) \cdot 1220 = (1054.8 + 528.5 \cdot V) \text{ ккал}; \quad (64)$$

$$Q_{N_2} = 0.244 \cdot (0.688 + 5.66 \cdot V) \cdot 1220 = (204.8 + 1684.9 \cdot V) \text{ ккал}; \quad (65)$$

Суммарное количество тепла, уносимое с газами (без учета паров воды), будет равно:

$$(1595,3 + 2374,8 \cdot V) \text{ ккал} \quad (66)$$

### 3.2.5 Тепловой баланс процесса

Для вычисления величины «в» представим структуру теплового баланса:

приход тепла, ккал

Со шлаком	36000
С угольной пылью	9,68 + 4,8 · в
С воздухом	4,29 + 35,47 · в
От горения угля при разогреве шлака	600
Горение угля по реакциям	4072,7 · в
	506,7 · в
итого:	36614 + 4619,7 · в

Расход тепла, ккал

Со шлаком	30565 + 73,2 · в
С возгонами	5014,2
С газами	1595,3 + 2374,8 · в
На эндотермические реакции	13333
Испарение влаги угольной пыли	64,41 + 31,95 · в
Нагрев пара	60,41 + 30,0 · в
Нагрев золы	147,6 + 73,2 · в
Охлаждение кессонов	30000
итого:	80779,9 + 2583,2 · в

Составим уравнение теплового баланса:

$$36614 + 4619,7 \cdot в = 80779,9 + 2583,2 \cdot в \quad (67)$$

$$B = \frac{80779.9 - 36614}{4619.7 - 2583.2} = 21.69 \text{ кг угля.} \quad (68)$$

Тепловой баланс фьюминг-печи и материальный баланс процесса фьюмингования шлака приведены в таблицах 4 и 5. Количество и состав технологических газов представлен в таблице 6.

Таблица 4 – Тепловой баланс фьюминг-печи

Приход тепла	Q, ккал	%
Со шлаком	36000	26,31
С угольной пылью	113,8	0,08
С воздухом	773,6	0,57
От горения угля	99927	73,04
Итого	136815	100
Расход тепла	Q, ккал	%
Со шлаком	32153	23,5
С газами	53105	38,82
С возгонами	5014,2	3,67
На эндотермические реакции	13333	9,75
Охлаждение кессонов	30000	21,93
Испарение влаги, нагрев пара, золы	3203,8	2,33
Итого:	136808	100
Невязка:	-6,1	–

Таблица 5 – Материальный баланс процесса фьюмингования шлака

Поступило	Масса, кг	Получено	Масса, кг
Цинковистый шлак	100	Отвальный шлак	87,82
Угольная пыль	23,71	Возгоны	13,7
Воздух	161,18	Газы	182,48
Итого:	284,89	Итого:	284
Невязка:	–		–0,89

Таблица 6 – Количество и состав газов на выходе из шлака

Компонент	Масса, кг	Объем, м <sup>3</sup>	% объемн.
CO <sub>2</sub>	45	22,91	17,17
CO	12,84	10,27	7,7

Продолжение таблицы 6

Компонент	Масса, кг	Объем, м <sup>3</sup>	% объемн.
N <sub>2</sub>	123,45	98,76	74,02
H <sub>2</sub> O	1,19	1,48	1,11
Итого	182,48	133,42	100

#### Расчет состава отвального шлака

В отвальный шлак, количество и состав которого представлен в таблиц 1.34, перейдут шлакообразующие соединения, входящие в золу угольной пыли. В пылеугле содержится 20% золы, тогда масса золы:  $0,2 \cdot 23,71 = 4,74$  кг. В этом количестве золы содержится, (кг):  $4,74 \cdot 0,5 = 2,37$  SiO<sub>2</sub>;  $4,74 \cdot 0,25 = 1,19$  FeO;  $4,74 \cdot 0,15 = 0,71$  CaO;  $4,74 \cdot 0,1 = 0,47$  Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

Таблица 7 – Состав и количество отвального шлака

Компоненты	Масса, кг	Содержание, %
ZnO	18,00–15,83=3,17	3,61
SiO <sub>2</sub>	23,50+2,37=25,87	29,45
FeO	38,40+1,19=39,59	45,07
CaO	10,30+0,71=12,01	13,67
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,50+0,47=3,97	4,52
MgO	2,10	2,39
Pb	0,02	0,02
Прочие	1,12	1,27
Итого	87,85	100,00

Таким образом, расчет материального и теплового баланса свидетельствует, что при расходе угольной пыли в количестве 23,71 кг на 100 кг исходного шлака обеспечивает стабильный тепловой режим фьюминг-печи. При этом расход воздуха равен 124,95 м<sup>3</sup>. Выход отвального шлака и возгонов (12,72 кг Zn + 0,98 кг Pb) составляет соответственно 87,9 и 13,7% от количества первичного шлака. Выход газов 1,07 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> расходуемого воздуха.

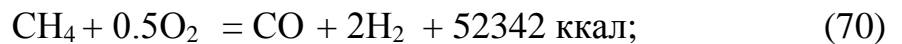
### 3.3 Расчет материального баланса фьюмингования природным газом

Восстановитель – природный газ, содержащая 95% CH<sub>4</sub>, прочие газы 5%. Степень извлечения в возгоны: Zn – 95% и Pb – 99%.

### 3.3.1 Расчет количества и состава пыли и газов

Расчет процесса фьюмингования проведем на 100 кг шлака

На фьюмингование шлак поступает в жидком состоянии при 1200°C. Сначала его необходимо разогреть до рабочей температуры. Допустим, что процесс фьюмингования протекает при 1220°C. (*Природный газ — 95% состоит из метана.*) Разогрев шлака проводится за счет сжигания природного газа при  $\alpha = 1$ , т.е. По реакции:



Количество тепла, которое необходимо получить от сжигания природного газа, чтобы нагреть шлак от 1200 до 1220 °с ( $\delta t$ ), определим по формуле:

$$Q = c_{\text{шл}} \cdot m_{\text{шл}} \cdot \delta t \quad (71)$$

где  $c_{\text{шл}} = 0,3$  ккал/(кг·град.) – теплоемкость шлака;

$$m_{\text{шл}} = 100 \text{ кг};$$

$$\delta t = 1220 - 1200 = 20$$

Тогда:

$$Q = 0,3 \cdot 100 \cdot 20 = 600 \text{ ккал} \quad (72)$$

По реакции (1) определяем количество метана ( $G_c$ ), при сжигании которого выделяется 600 ккал:

$$G = \frac{16 \times 600}{52342} = 0.183 \text{ кг ( или } G = \frac{0.183}{0.95} = 0.192 \text{ кг природного газа) } \quad (73)$$

Для стехиометрическое количества 1.5 раза природного увеличиваем.

На горение израсходуется кислорода:

$$G = \frac{0.183 \times 16}{16} = 0.183 \text{ кг ( или } G = 0.183 \div 0.23 = 0.795 \text{ кг воздуха) } \quad (74)$$

С воздухом в печь будет поступать азота :

$$G = 0.795 - 0,183 = 0,612 \text{ кг} \quad (75)$$

При горении выделится CO :

$$G = \frac{0.183 \times 28}{16} = 0.320 \text{ кг} \quad (76)$$

Вычислим количество метана, которое необходимо подать в печь для восстановления ZnO и PbO.

Расчет проведем для процесса восстановления ZnO и PbO при 1220°C. Для селективного восстановления оксида цинка необходимо в печи поддерживать кислородный потенциал равным  $10^{-10}$  атм. (восстановительная атмосфера для оксида цинка). Определим условия окисления метана природного газа, при которых равновесное давление кислорода в системе равно  $10^{-10}$  атм.

По реакции вычислим количество метана, требуемое для восстановления оксида цинка. Для этого определим количество оксида цинка, которое необходимо восстановить из шлака при извлечении его в возгоны 95%.

В исходных 18 кг ZnO шлака содержится 14,46 кг Zn. При фьюминговании в возгоны перейдет  $14,46 \cdot 0,95 = 13,73$  кг Zn, в отвальном шлаке останется  $14,46 - 13,73 = 0,723$  кг Zn или 0,9 кг ZnO.

Таким образом, в процессе фьюмингования восстанавливается ZnO шлака:

$$G = 18 - 0,9 = 17,1 \text{ кг} \quad (77)$$

Определим количество метана, которое будет реагировать при восстановлении с  $17,1 - 13,73 = 3,37$  кг кислорода, входящего в состав ZnO:

$$G_{\text{CH}_4}^{\text{ZnO}} = \frac{3,37 \times 16}{1,693 \times 16} = 1,99 \text{ кг CH}_4 \quad (78)$$

в пересчете на природный газ:

$$G = 1,84 : 0,95 = 2,1 \text{ кг} \quad (79)$$

В результате восстановления 17,1 кг ZnO выделится:

$$\frac{1,99 \times 28 \times 0,307}{16} = 1,06 \text{ кг CO} \text{ и } \frac{1,99 \times 44 \times 0,693}{16} = 3,8 \text{ кг CO}_2 \quad (80)$$

Рассчитаем количество метана, необходимого для восстановления оксида свинца. В исходном шлаке содержится 1 кг свинца, в возгоны перейдет 0,99 кг Pb. В пересчете на PbO это составит:

$$G = \frac{0,99 \times 223,2}{207,2} = 1,07 \text{ кг} \quad (81)$$

Оксид свинца восстанавливается по реакции:



На восстановление PbO израсходуется:

$$G^{PbO} = \frac{1.07 \times 28}{223.2} = 0.134 \text{ кг CO} \quad (83)$$

В пересчете на природный газ 0.08 кг В результате восстановления выделится.

$$\frac{0.076 \times 44}{28} = 0.119 \text{ кг CO}_2. \quad (84)$$

### 3.3.2 Расчет количества и состава шлака

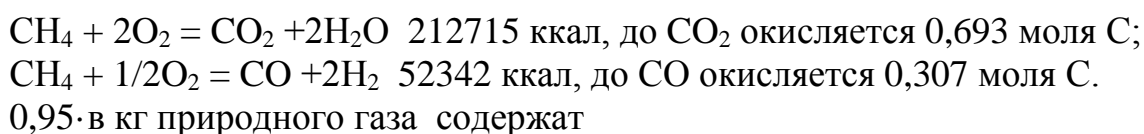
Для расчета массы отвального шлака примем количество природного газа, необходимого для поддержания теплового баланса в процессе фьюмингования, равным  $b$  кг.

Тогда масса отвального шлака составит:

$$100 + (b + 0,1 + 1,92 + 0,08) - 17,1 - 1,07 = 83,93 + b \quad (85)$$

где 100 – масса исходного шлака.

Определим количество CO и CO<sub>2</sub>, образующееся при сгорании в кг природного газа. Природный газ, необходимый для поддержания теплового баланса, содержит 0,95· $b$  кг метана, который одновременно сгорает по двум реакциям:



$$\frac{0.95 \times b \times 10^3}{16} = 59.375 \text{ В г – моля CH}_4 \quad (86)$$

Следовательно, до CO<sub>2</sub> окислится  $59.375 \cdot b \cdot 0,693 = 41,146$  в г-моля C, а до CO  $59.375 \cdot b \cdot 0,307 = 18,228$  в г-моля C.

По реакции (85) выделится CO<sub>2</sub>:  $41,146 \cdot b$  г-молей или  $1.81 \cdot b$  кг.

По реакции (86) выделится CO:  $18,228 \cdot b$  г-молей или  $0.51 \cdot b$  кг.

На горение в кг природного газа по реакции (85) израсходуется 41,146 в г-молей O<sub>2</sub> или  $1,32 \cdot b$  кг O<sub>2</sub>, что в пересчете на воздух составит –  $5.76 \cdot b$  кг.

с этим количеством воздуха в печь будет подаваться  $4,44 \cdot b$  кг азота.

На горение в кг природного газа по реакции (86) израсходуется:



$$\frac{18.228 \times B}{2} = \text{г} - \text{молей } O_2 \quad (87)$$

или 0,291 В кг  $O_2$ , что в пересчете на воздух составит 1,27 в кг. С этим количеством воздуха в печь будет подаваться 0,98 в кг азота.

Таким образом, количество воздуха, подаваемого в печь следующее (кг):

0.795– на разогрев шлака от 1200 до 1220°C,

5.76 в – на сжигание природного газа по реакции (85),

1,27 · в – на сжигание природного газа по реакции (86).

Суммарное количество воздуха, подаваемого в печь 0,795 + 7,03 в кг.

В таблице 8 представлен состав отходящих газов

Таблица 8 – Состав отходящих газов, кг

Стадия	CO	CO <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
Разогрев шлака	0,320	–	0,612
Восст. ZnO	0,990	3,510	–
Восст. PbO	0,133	–	–
По реакции (5)	–	1,81·в	4,44·в
По реакции (6)	0,51·в	–	0,98·в
Итого	(1,443 + 0,51·в)	(3,510 + 1,81·в)	(0,612+ 5,42·в)

### 3.3.3 Материальный баланс процесса

Количество воздуха, подаваемого в печь:

$$0.795+5.76B+1.27B=0.795+7.03*6.4=45.787 \text{ кг или } 35.5 \text{ м}^3. \quad (88)$$

Количество природного газа :

$$1.92+0.1+0.08+B=1.92+0.1+0.08+6.4=8.5 \text{ кг}. \quad (89)$$

Масса отвального шлака:

$$83.93+B=83.93+6.4= 90.33 \text{ кг}. \quad (90)$$

Количество отходящих газов:

$$Q_{CO}=0.245*(1.123+0.51*B)*1220=(335.7+153*B)\text{ккал}; \quad (91)$$

$$Q_{CO_2}=0.228*(3.792+1.81*B)*1220=(1054.8+504*B)\text{ккал}; \quad (92)$$

$$Q_{N_2}=0.244*(0.688+4.44*B)*1220=(204.8+1322*B)\text{ккал}; \quad (93)$$

$$1.123+0.51B=4.387 \text{ кг или } 3.5 \text{ м}^3 \text{ CO}. \quad (94)$$

$$3.792+1.81V=15.376 \text{ кг или } 7.96 \text{ м}^3 \text{ CO}_2. \quad (95)$$

$$0.688+4.44V=29.104 \text{ кг или } 23.28 \text{ м}^3 \text{ N}_2. \quad (96)$$

$$0.05*(1.92+0.1+0.08+V)=0.42 \text{ кг или } 0.525 \text{ м}^3 \text{ H}_2\text{O}. \quad (97)$$

Суммарное количество отходящих газов 49.287 кг или 35.265 м<sup>3</sup>.

### 3.3.4 Расчет теплового баланса процесса

При расчете воспользуемся следующими табличными значениями теплоемкости, ккал/(кг·°С):– шлака  $c_{\text{шл}} = 0,3$ ;– природного газа  $c_{\text{м}} = 0,53$ ;– воздуха  $c_{\text{в}} = 0,24$ ;– СО  $c_{\text{со}} = 0,245$ ; – СО<sub>2</sub>  $c_{\text{со}_2} = 0,245$ ; – N<sub>2</sub>  $c_{\text{N}_2} = 0,244$ .

Принимаем, что температура угольной пыли и воздуха, поступающего в печь, равна 20°С, а расход воды на охлаждение кессонов составляет 1 м<sup>3</sup> на 100 кг шлака.

#### 3.3.4.1 Приход тепла

Тепло, вносимое жидким шлаком при 1200 °С:

$$Q_{\text{шл}}=c_{\text{шл}}* m_{\text{шл}} * t_{\text{шл}} = 0.3*100*1200= 36000 \text{ ккал}; \quad (98)$$

Тепло, вносимое природным газом:

$$Q_{\text{г}}=c_{\text{г}} * m_{\text{г}} * t_{\text{г}} = 0.53*( 1.92+0.1+0.08+V)*20= (10,6V+22.26) \text{ ккал}; \quad (99)$$

Тепло, вносимое воздухом:

$$Q_{\text{в}}=c_{\text{в}} * m_{\text{в}} * t_{\text{в}} = 0.24*( 0,795 + 7,03*V ) *20= (33.7V+3.8) \text{ ккал}; \quad (100)$$

Тепло от горения природного газа:

$$Q=600 \text{ ккал}; \quad (101)$$

Тепло от горения природного газа по реакциям (41) и (42):

$$41,146*V*212.715=8752.4*V \text{ ккал}; 18,228*V* 52.342=954.1*V \text{ ккал}; \quad (102)$$

#### 3.3.4.2 Расход тепла

Тепло, уносимое шлаком при 1220°С:

$$Q=c*m*t=0.3*(85.21+B)*1220=(31186+336B) \text{ ккал}; \quad (103)$$

Тепло, уносимое возгонами:

$$Q_{\text{возг}}=c_{\text{возг}}*m_{\text{возг}}*t_{\text{возг}}=0.3*(12.72+0.98)*1220=5014.2 \text{ ккал}; \quad (104)$$

Потери тепла за счет эндотермических реакций:

1) при восстановлении 17.1 кг ZnO

$$26.4*0.307+27.5*1.693+83.7*1.693=115.0 \text{ ккал/моль}. \quad (105)$$

где (-94,05), (-26,4), (-83,7) – энтальпии образования соединений соответственно CO<sub>2</sub>, CO, ZnO;

27,5 – теплота, затрачиваемая на испарение металлического цинка.

Потери тепла составляют:

$$Q=17.1*115*10^3/(1.6993*81.4)=14270 \text{ ккал} \quad (106)$$

2) при восстановлении PbO:

Потери тепла составляют:

$$Q=0.99*26*10^3/(207.2)=124 \text{ ккал}; \quad (107)$$

Потери тепла с водой, охлаждающей кессоны:

$$Q=c*m*dt=1*1000*31.425=31400 \text{ ккал}; \quad (108)$$

Тепло, уносимое газами CO, CO<sub>2</sub> и N<sub>2</sub> при 1220 °C:

$$Q_{\text{CO}}=0.245*(1.123+0.51*B)*1220=(335.7+153*B) \text{ ккал}; \quad (109)$$

$$Q_{\text{CO}_2}=0.228*(3.792+1.81*B)*1220=(1054.8+504*B) \text{ ккал}; \quad (110)$$

$$Q_{\text{N}_2}=0.244*(0.688+4.44*B)*1220=(204.8+1322*B) \text{ ккал}; \quad (111)$$

Суммарное количество тепла, уносимое с газами (без учета паров воды), будет равно:

$$(1595,3 + 1979*B) \text{ ккал}; \quad (112)$$

### 3.3.5 Тепловой баланс процесса

Для вычисления величины «в» представим структуру теплового баланса:

<u>приход тепла, ккал</u>	
Со шлаком	36000
С природным газом	(10,6В+22.26)
С воздухом	33.7В+3.8
От природного газа при разогреве шлака	600
Горение природного газа по реакциям	8752.4*В
	954.1*В
итого:	36626.04 + 9750.75*В

<u>Расход тепла, ккал</u>	
Со шлаком	31186+336В
С возгонами	5014,2
С газами	1595,3 + 1979 *В
На эндотермические реакции	14394
Охлаждение кессонов	31480
итого:	83608.5 + 2710.8*В

Составим уравнение теплового баланса:

$$36626.55 + 9750.75*В = 83608.5 + 2710.8*В \quad (113)$$

Отсюда:

$$В = \frac{83608.5 - 36626.55}{9750.75 - 2710.8} = 44626.75 \div 6977.95 = 6.4 \text{ кг метана} \quad (114)$$

Тепловой баланс фьюминг-печи и материальный баланс процесса фьюмингования шлака приведены в таблицах 9 и 10.

Количество и состав технологических газов (на выходе из шлаковой ванны) представлен в таблице 11.

Таблица 9 – Тепловой баланс фьюминг-печи

Приход тепла	Q, ккал	%
Со шлаком	36000.0	36.57
С природным газом	90.1	0,09
С воздухом	219.5	0,22
От горения метана	62121.6	63,12
Итого	98431.2	100
Расход тепла	Q, ккал	%
Со шлаком	33336.4	33,85
С газами	14260.9	17,05
С возгонами	5014.2	5

Продолжение таблицы 9

Приход тепла	Q, ккал	%
На эндотермические реакции	14394	13,5
Охлаждение кессонов	31425.0	30.июн
Итого:	98430.5	100
Невязка:	-0.7	–

Таблица 10 – Материальный баланс процесса фьюмингования шлака.

Поступило	Масса, кг	Получено	Масса, кг
Цинковистый шлак	100,00	Отвальный шлак	90.33
Природный газ	8.5	Возгоны	14,72
Воздух	45.787	Газы	49.287
Итого:	154.287	Итого:	154.337
Невязка	–		–0.05

Таблица 11 – Состав и количество газов на выходе из шлака

Компонент	Масса, кг	Объем, м <sup>3</sup>	% объемн.
CO <sub>2</sub>	15.376	июл.96	22.май
CO	4.387	03.май	сен.95
N <sub>2</sub>	29.104	23.28	66.12
H <sub>2</sub> O	0.42	0.525	1,4
Итого	49.287	35.265	100

Расчет состава отвального шлака. В отвальный шлак, количество и состав которого представлен в таблиц 12, перейдут шлакообразующие соединения

Таблица 12 – Количество и состав отвального шлака

Компоненты	Масса, кг	Содержание, %
ZnO	18,00–17.10=0.90	0,9
SiO <sub>2</sub>	23,5	26
FeO	38,4	42,5
CaO	10,3	11,4
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,5	3,87
MgO	2,1	2,3
Pb	1–0.99=0.01	0,012

Продолжение таблицы 12

Компоненты	Масса, кг	Содержание, %
Прочие	11,62	13,018
Итого	90,33	100

Таким образом, расчет материального и теплового баланса свидетельствует, что при расходе природного газа в количестве 6.4 кг на 100 кг исходного шлака обеспечивает стабильный тепловой режим фьюминг-печи. При этом расход воздуха равен 35.5 м<sup>3</sup>. Выход отвального шлака и возгонов (13.73 кг Zn + 0,99 кг Pb) составляет соответственно 90.33 и 14,72 % от количества первичного шлака. Выход газов 1,07 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> расходуемого воздуха. Сводный материальный баланс процесса фьюмингования шлаков свинцового производства приведен в приложении А.

#### 4 Сравнительный анализ технологических показателей процесса фьюмингования угольной пылью и природным газом

*Восстановитель – угольная пыль.* Составы и количество полученных расчетов показаны в таблицах 13-17.

Таблица 13 – Состав отходящих газов, кг

Стадия	CO	CO <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
Разогрев шлака	–	0,282	0,688
Восс. ZnO	0,990	3,510	–
Восс. PbO	0,133	–	–
По реакции (5)	–	1,9·в	4,65·в
По реакции (6)	0,54·в	–	1,04·в
Итого	(1,123 + 0,54·в)	(3,792 + 1,9·в)	(0,688 + 5,69·в)

Таблица 14 –Тепловой баланс фьюминг-печи

Приход тепла	<i>Q</i> , ккал	%
Со шлаком	36000,0	26,31
С угольной пылью	113,8	0,08
С воздухом	773,6	0,57
От горения угля	99927,2	73,04
Итого	136814,6	100,00
Расход тепла	<i>Q</i> , ккал	%
Со шлаком	32152,7	23,50
С газами	53104,7	38,82
С возгонами	5014,2	3,67
На эндотермические реакции	13333,0	9,75
Охлаждение кессонов	30000,0	21,93
Испарение влаги, нагрев пара и золы	3203,8	2,33
Итого:	136808,4	100,00
Невязка:	-6,1	–

Таблица 15 – Материальный баланс процесса фьюмингования шлака

Поступило	Масса, кг	Получено	Масса, кг
Цинковистый шлак	100,00	ОтвальнЫй шлак	87,82
Угольная пыль	23,71	Возгоны	13,70
Воздух	161,18	Газы	182,48

Продолжение таблицы 15

Поступило	Масса, кг	Получено	Масса, кг
Итого:	284,89	Итого:	284,00
Невязка:	–		–0,89

Таблица 16 – Количество и состав газов на выходе из шлака

Компонент	Масса, кг	Объем, м <sup>3</sup>	% объемн.
CO <sub>2</sub>	45,00	22,91	17,17
CO	12,84	10,27	7,70
N <sub>2</sub>	123,45	98,76	74,02
H <sub>2</sub> O	1,19	1,48	1,11
Итого	182,48	133,42	100,00

Таблица 17 – Количество и состав отвального шлака

Компоненты	Масса, кг	Содержание, %
ZnO	18,00–15,83=3,17	3,61
SiO <sub>2</sub>	23,50+2,37=25,87	29,45
FeO	38,40+1,19=39,59	45,07
CaO	10,30+0,71=12,01	13,67
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,50+0,47=3,97	4,52
MgO	2,10	2,39
Pb	0,02	0,02
Прочие	1,12	1,27
Итого	87,85	100,00

*Восстановитель - природный газ.* Составы и количество полученных расчетов показаны в таблицах 18-21.

Таблица 18 – Состав отходящих газов, кг

Стадия	CO	CO <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
Разогрев шлака	0,320	–	0,612
Восст. ZnO	0,990	3,510	–
Восст. PbO	0,133	–	–
По реакции (5)	–	1,81·в	4,44·в
По реакции (6)	0,51·в	–	0,98·в
Итого	(1,443 + 0,51·в)	(3,510 + 1,81·в)	(0,612 + 5,42·в)



Таблица 19 – Материальный баланс процесса фьюмингования шлака

Поступило	Масса, кг	Получено	Масса, кг
Цинковистый шлак	100,00	Отвальный шлак	90.33
Природный газ	8,5	Возгоны	14,72
Воздух	45.787	Газы	49.287
Итого:	154.287	Итого:	154.337
Невязка	–		–0.05

Таблица 20 – Количество и состав газов на выходе из шлака

Компонент	Масса, кг	Объем, м <sup>3</sup>	% объемн.
CO <sub>2</sub>	15.376	7.96	22.5
CO	4.387	3.5	9.95
N <sub>2</sub>	29.104	23.28	66.12
H <sub>2</sub> O	0.42	0.525	1,4
Итого	49.287	35.265	100,00

Таблица 21 – Количество и состав отвального шлака

Компоненты	Масса, кг	Содержание, %
ZnO	18,00–17.10=0.90	0,9
SiO <sub>2</sub>	23,50	26
FeO	38,40	42,5
CaO	10,30	11,4
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,50	3,87
MgO	2,10	2,3
Pb	1–0.99=0.01	0,012
Прочие	11.62	13,018
Итого	90.33	100,00

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1) Шлаки свинцово производства богаты на цинк и свинец и с точки зрения промышленности и экономики эффективно и приемлемо обеднять эти шлаки для извлечения ценных металлов.

2) Цинк содержащие шлаки свинцового производства в среднем содержат 20-30%  $\text{SiO}_2$ , 5-25%  $\text{ZnO}$ , 1%  $\text{Pb}$ , 35-40%  $\text{FeO}$  и 10-15%  $\text{CaO}$ .

3) На основе анализа современного состояния вопроса сформулирована научно-техническая задача эффективной промышленной реализации технологии извлечения цинка из металлургических шлаков методом фьюмингования природным газом

4) Установлено что, метод фьюмингования природным газом проявляет свою эффективность в экологических и экономических ключах.

5) В металлургических расчетах установлено, что количество выброса диоксида углерода при использовании природного газа в 2 раза меньше, чем при использовании угольной пыли.

При использовании природного газа:  $\text{CO}_2$ -15 кг

При использовании угольной пыли:  $\text{CO}_2$ -45 кг

6) Выявлено высокое извлечение цветных металлов при использовании природного газа. Извлечение свинца  $\text{Pb}$  – 99%, цинка  $\text{Zn}$  – 0,95%. При использовании угольной пыли извлечение свинца  $\text{Pb}$  – 98%, цинка  $\text{Zn}$  – 0,88%.

7) Установлено что, метод фьюмингования природным газом позволяет получать бедный по металлу отвальный шлак.

При использовании природного газа:  $\text{Zn}$ -0,9%. $\text{Pb}$ -0,012%.

При использовании угольной пыли:  $\text{Zn}$ -3,61%. $\text{Pb}$ -0,02%.

8) Установлено что, метод фьюмингования природным газом позволяет получать меньше выбросов газов.

При использовании природного газа: 49.287 кг.

При использовании угольной пыли: 182.48 кг.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Мировой рынок цинка-<http://www.ereport.ru/articles/commod/zinc.htm>
- 2 Усть-Каменогорский металлургический комплекс-<http://kazzinc.com/ru/>
- 3 Ванюков А. В., Зайцев В. Я., Шлаки и штейны цветной металлургии.:Металлургия. – 1969. – С. 408.
- 4 Шлаки шахтной восстановительной плавки свинцово концентрата - <http://metal-archive.ru/tyazhelye-metally/1535-shlak-svincovoy-plavki-i-ego-pererabotki.html>.
- 5 Зайцев В. А., Маргулис Е. В.. Металлургия свинца и цинка. Учебное пособие для вузов. - М.:Металлургия. – 1985. – С. 263.
- 6 Валиев Х.Х., Романтеев Ю.П. Металлургия свинца, цинка и сопутствующих металлов.:Учебник. – Алматы. – 2000. – 441 с.
- 7 Шиврин Г.Н., М Металлургия свинца и цинка .: Учебное пособие для техникумов.-М.:Металлургия. – 1982. – С. 352.
- 8 H. Hatayama, I. Daigo, Y. Matsuno, Y. Adachi. Evolution of aluminum recycling initiated by the introduction of next-generation vehicles and scrap sorting technology // Resources, Conservation and Recycling 66. – 2012. – №8. – P.14.
- 9 F. Gomez, J. I. Guzman, J. E. Tilton. Copper recycling and scrap availability // Resources Policy 32. – 2007. – P. 183–190.
- 10 B.D. Pandey, D, Bagchi, V.Kumar, A. P. Agrawal. Pressure sulphuric acid leaching of a sulphide concentrate to recover copper, nickel and cobalt // Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy Section C: Mineral Processing and Extractive Metallurgy. – 2002. – №111. – P. 106–109.
- 11 B.R. Babu, A.K. Parande, C.A. Basha. Electrical and electronic waste: a global environmental problem // Waste Management and Research. – 2007. – №25. – P. 307–318.
- 12 F. Beck, P. Ruetschi. Rechargeable batteries with aqueous electrolytes // Electrochimica Acta. – 2000. – №45. – P.2467–2482.
- 13 Hongquan Liu, Zhixiang Cui, Mao Chen, Baojun Zhao. Phase equilibria study of the ZnO – “FeO” – SiO<sub>2</sub> – Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> system at PO<sub>2</sub> 10–8 atm // Metallurgical and Materials Transactions B. – 2016. – Vol. 47, No. 2. – P. 1113–1123.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А

Таблица 23 – Материальный баланс

Материал	Всего		Cu			Pb			Zn			Fe			As			Sb			
	кг	%	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	
Загружено																					
Шихта	100,00	33,89	13,23	13,23	100,00	25,229	25,23	100,00	5,403	5,40	100,00	8,45	8,45	100,00	3,00	3,00	100,00	1,835	1,83	100,00	
Воздух	178,89	60,62																			
Кокс	16,20	5,49																			
Всего	295,09	100	13,23		100,00	25,23		100,00	5,40		100,00	8,45		100,00	3,00		100,00	1,83		100,00	
Получено																					
Черновой свинец	19,43	6,58	1,12	5,79	8,50	17,66	90,91	70,00										0,48	2,46	26,00	
Штейн	28,33	9,60	11,51	40,61	87,00	6,31	22,26	25,00	0,59	2,10	11,00	3,63	12,82	43,00	0,96	3,39	32,00	0,17	0,58	9,00	
Шлак	48,38	16,39	0,46	0,96	3,50	0,38	0,78	1,50	4,603	9,52	85,20	4,73	9,78	56,00	0,15	0,31	5,00	0,09	0,19	5,00	
Пыль, газы	198,95	67,42	0,13	0,07	1,00	0,88	0,44	3,50	0,205	0,10	3,80	0,08	0,04	1,00	1,89	0,95	63,00	1,10	0,55	60,00	
Всего	295,09	100	13,23		100,00	25,23		100,00	5,40		89,00	8,45		57,00	3,00		100,00	1,83		100,00	

S			O2			N2			SiO2			CaO			C			Прочие		
I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III
5,70	5,70	100,00	3,73	3,73	9,03				18,35	18,35	100,00	4,07	4,07	100,00				11,01	11,01	84,99
			37,57	21,00	90,97	141,32	79,00	100,00												
															14,25	88,00	100,00	1,94	12	15,01
5,70		100,00	41,30		100,00	141,32		100,00	18,35		100,00	4,07		100,00	14,25		100,00	12,95		100,00
																		0,17	0,85	1,27
4,56	16,09	80,00																0,61	2,14	4,67
			3,69	7,63	8,94				18,16	37,55	99,00	4,03	8,34	99,00				12,07	24,95	93,20
1,14	0,57	20,00	37,60	18,90	91,06	141,32	71,03	100,00	0,18	0,09	1,00	0,04	0,02	1,00	14,25	7,16	100,00	0,11	0,06	0,85
5,70		100,00	41,30		100,00	141,32		100,00	18,35		100,00	4,07		100,00	14,25		100,00	12,95		100,00

I-количество, кг; II- содержание, %; III-распределение, %