

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Российский государственный профессионально-педагогический университет»  
Институт инженерно-педагогического образования  
Кафедра металлургии, сварочного производства и методики  
профессионального обучения

**РАЗРАБОТКА МЕТОДИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ  
«МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ» ПО  
ПОДГОТОВКЕ ТЕХНИКОВ НА БАЗЕ КОЛЛЕДЖА ИМЕНИ И.И.  
ПОЛЗУНОВА**

Выпускная квалификационная работа

по направлению подготовки 44.03.04.Профессиональное обучение (по отраслям)  
профилю подготовки Металлургия  
специализации Технология и менеджмент в металлургических производствах  
Идентификационный код ВКР: 157

Екатеринбург 2017

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего  
образования  
«Российский государственный профессионально-педагогический  
университет»  
Институт инженерно-педагогического образования  
Кафедра металлургии, сварочного производства и методики  
профессионального обучения

К ЗАЩИТЕ ДОПУСКАЮ:  
Заведующий кафедрой МСП  
\_\_\_\_\_ Б.Н. Гузанов  
«\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2017 г.

**РАЗРАБОТКА МЕТОДИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ  
«МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ» ПО  
ПОДГОТОВКЕ ТЕХНИКОВ НА БАЗЕ КОЛЛЕДЖА ИМЕНИ И.И.  
ПОЛЗУНОВА**

Выпускная квалификационная работа бакалавра  
по направлению 44.03.04 Профессиональное обучение

Идентификационный код ВКР: 157

Исполнитель:  
студент группы МП-402

(подпись)

К.Е. Бодуленко

Руководитель:  
доцент кафедры МСП,  
канд. пед. наук

(подпись)

Ю.А. Бекетова

Нормоконтролер:  
профессор кафедры МСП,  
канд. техн. наук, доцент

(подпись)

Ю.И. Категоренко

Екатеринбург 2017

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего  
образования  
«Российский государственный профессионально-педагогический  
университет»

Институт инженерно-педагогического образования  
Кафедра металлургии, сварочного производства и методики  
профессионального обучения

Направление подготовки 44.03.04. Профессиональное обучение (по отраслям)

Профиль – Металлургия

Исполнитель:

Фамилия Бодуленко

Имя Ксения

Отчество Евгеньевна

Тема выпускной квалификационной работы «Разработка методического обеспечения дисциплины «Металлургия тяжелых цветных металлов» по подготовке техников на базе колледжа имени И.И. Ползунова»

Утверждена: Протокол заседания кафедры от « \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 20 \_\_ г. № \_\_\_\_

Зав. кафедрой \_\_\_\_\_  
(подпись)

Руководитель ВКР \_\_\_\_\_  
(Ф.И.О.)

Консультант методического раздела \_\_\_\_\_  
(Ф.И.О.)

Рецензент \_\_\_\_\_  
(Ф.И.О.)

Допустить \_\_\_\_\_ к защите выпускной квалификационной работы в государственной экзаменационной комиссии.

Протокол заседания кафедры от « \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 20 \_\_ г. № \_\_\_\_

Зав. кафедрой \_\_\_\_\_ И.О. Фамилия  
(подпись)

Директор \_\_\_\_\_ И.О. Фамилия  
(подпись)

Постановление государственной экзаменационной комиссии:

1. Признать, что обучающийся \_\_\_\_\_ выполнил и защитил выпускную квалификационную работу с оценкой \_\_\_\_\_.

2. Присвоить \_\_\_\_\_ квалификацию бакалавр

Председатель ГЭК \_\_\_\_\_

Технический секретарь ГЭК \_\_\_\_\_

## АННОТАЦИЯ

Выпускная квалификационная работа выполнена на 262 страницах, содержит 1 таблицу, 10 источников литературы, а также 4. приложения на 212 страницах и 5 плакатов.

Ключевые слова: ФГОС СПО, ОБРАЗОВАТЕЛЬНЫЙ ПРОЦЕСС, УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ.

Краткая характеристика содержания ВКР:

1. Основной темой, затронутой в ВКР является «Учебно-методическое обеспечение дисциплины «Металлургия тяжелых цветных металлов»». Рассмотрены следующие проблемы:

- Проведение анализа ФГОС СПО с учетом требований профессионального стандарта.

- Описание технологии урока теоретического обучения в условиях Уральского государственного колледжа имени И.И. Ползунова.

- Проектирование учебно-методического комплекса по дисциплине МДК 01.02 «Металлургия тяжелых цветных металлов» при подготовке по специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов и сплавов» в Уральском государственном колледже имени И.И. Ползунова, включающего лабораторные работы и методические указания к их выполнению; практические задания и методические указания к их выполнению; курсовой проект и методические указания для его выполнению; экзаменационные билеты

2. Целью ВКР является разработка учебно-методического обеспечения для обучения техников по специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов» по дисциплине МДК.01.02 «Металлургия тяжелых цветных металлов»

3. В выпускной квалификационной работе, с учетом поставленной цели, было разработано учебно-методическое обеспечение для техников при подготовке по специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов» по дисциплине

					44.03.04. 157ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Бодуленко К.Е.			«Разработка методического обеспечения дисциплины «Металлургия тяжелых цветных металлов» по подготовке техников на базе колледжа имени И.И. Ползунова»	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Бекетова Ю.А.						
Н. Контр.		Категоренко Ю.И.				ФГАОУ ВО РГППУ ИИПО каф. МСП Гр. МП-402		
Утверд.		Гузанов Б.Н.						



## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	7
1. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МЕТОДИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО ПРОЦЕССА.....	10
1.1. Содержание образования и организация образовательного процесса в среднем профессиональном учреждении.....	10
1.2 Виды и назначения основной документации, регулирующей качество образования.....	16
1.3 Анализ ФГОС с учетом требований профессионального стандарта по родственной специальности.....	22
2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ МЕТОДИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ ПО КУРСУ МДК 01.02 «МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ» И МЕТОДИКА ИХ ПРОВЕДЕНИЯ.....	30
2.1. Дидактическое обоснование типа урока, методов и средств обучения.....	30
2.2. Подготовка к проведению и описание структуры лабораторно-практических работ. ....	44
2.3. Разработка методических указаний по выполнению курсового проекта дисциплины «Металлургия тяжелых цветных металлов» .....	56
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	57
Список используемых источников.....	59
Приложение А .....	60
Приложение Б .....	140
Приложение В.....	234
Приложение Г .....	257

## **ВВЕДЕНИЕ**

Среднее профессиональное образование (СПО) – это уровень профессионального образования, который направлен на подготовку работников и специалистов-практиков среднего звена для всех отраслей экономики: транспорта и связи, промышленности, строительства, сельского хозяйства, здравоохранения, различных отраслей культуры. Обучение осуществляется на базе основного общего (после 9 класса), среднего (полного) общего (после 11 класса) или начального профессионального образования.

В последнее время среднее профессиональное образование занимает значительное место в удовлетворении образовательных потребностей современного общества. В настоящее время это образование имеют 22% населения России, что в 1,5 раза больше, чем доля населения, имеющего высшее профессиональное образование.

Сегодняшний рынок труда не испытывает недостатка в выпускниках вузов, а вот квалифицированные работники среднего звена в остром дефиците. Парадоксальная ситуация с одной стороны объясняется нежеланием выпускников вузов занимать «непрестижные» должности, а с другой отсутствием у них практических профессиональных навыков. В такой ситуации речь идёт уже не о престиже, а о востребованности. И как показывает практика именно квалифицированным рабочим легче трудоустроиться.

За последние годы статус среднего профессионального образования заметно повысился. В некоторых колледжах конкурс при поступлении достигает 7 человек на место. Такой показатель сопоставим с вузовским вступительным конкурсом, и наглядно демонстрирует растущую привлекательность СПО для абитуриентов.

Работа является одной из главных причин роста людей, поступающих в средние специальные учебные заведения. По сравнению с теми временами, когда наиболее престижными являлись профессии экономических или юридических специальностей, на сегодняшний день ситуация на рынке труда значительно изменилась. Специалист со средним специальным образованием может получить более высокооплачиваемую работу, чем выпускник ВУЗа. Первая причина такой кардинальной перемены в том, что средние специальные учреждения заботятся о

практических навыках своих студентов и направляют их на практику в различные фирмы и компании. После окончания обучения такие студенты уже имеют опыт работы и почти не имеют проблем с трудоустройством. Второй причиной является дефицит таких профессий, как слесарь, плотник, сварщик и т.д. Многие заводы и компании платят большие деньги за человека с подобной специализацией.

В настоящее время появилась тенденция опираться на требования профессионального стандарта, в связи с этим, в учебном процессе колледжа ведется интенсивная методическая работа по созданию новых и усовершенствованию имеющихся рабочих программ дисциплин и модулей. Такая работа ведется после внесения обновлений или уточнений требований к специалистам среднего звена.

Таким образом, в колледже имени И.И. Ползунова существует проблема обеспечения образовательной программы «Металлургия цветных металлов» методическими материалами по курсам и модулям.

Цель нашей дипломной работы связана с разработкой учебно-методического обеспечения для обучения техников по специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов» по дисциплине МДК.01.02 «Металлургия тяжелых цветных металлов»

Объект исследования – процесс обучения студентов по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов»

Предмет исследования – учебно-методическое обеспечение дисциплины «Металлургия тяжелых цветных металлов»

В соответствии с поставленной целью работы были намечены следующие задачи:

1. Проведение анализа ФГОС СПО с учетом требований профессионального стандарта.
2. Описание технологии урока теоретического обучения в условиях Уральского государственного колледжа имени И.И. Ползунова.
3. Проектирование учебно-методического комплекса по дисциплине МДК 01.02 «Металлургия тяжелых цветных металлов» при подготовке по



специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов и сплавов» в Уральском государственном колледже имени И.И. Ползунова, включающего:

- лабораторные работы и методические указания к их выполнению по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов»;
- практические задания и методические указания к их выполнению по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов»;
- курсовая работа и методические указания к её выполнению по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов»;
- экзаменационные билеты по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов».

Исходными данными для выполнения дипломной работы по данному направлению являются ФГОС СПО по специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов», профессиональный стандарт «Плавильщик цветных металлов и сплавов», основная профессиональная образовательная программа по специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов», учебный план программы подготовки специалистов среднего звена СПО базовой подготовки по специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов» Уральского государственного колледжа имени И.И. Ползунова, рабочая программа профессионального модуля ПМ.01 «Подготовка и ведение технологического процесса производства цветных металлов и сплавов» для специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов».

# 1. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МЕТОДИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО ПРОЦЕССА

## 1.1. Содержание образования и организация образовательного процесса в среднем профессиональном учреждении

Содержание образования является важным составляющим процесса обучения. Оно является одним из факторов социального и экономического прогресса общества и должно быть ориентировано на:

- развитие общества;
- обеспечение и создание условий для самоопределения и самореализации личности.

Содержание образования обеспечивает:

- соответствующий мировому уровень общей и профессиональной культуры общества;
- наличие кадрового потенциала общества;
- формирование у студентов адекватной самооценки соответствия современному уровню знаний и уровню образовательной программы (ступени обучения)

Содержание образования в среднем специальном учебном учреждении отражено в образовательной программе, утверждаемой образовательным учреждением самостоятельно. Образовательная программа необходима для полного обеспечения достижения обучающимися результатов освоения основных образовательных программ. Ход процесса обучения определяется содержанием образования, в то же время, закономерности этого процесса влияют на формирование содержания. Отражаемое в учебных программах содержание образования, по возможности должно опираться на реальные условия учебного процесса. Если не брать во внимание условия обучения, требования к нему и его особенности, может получиться, что содержание обучения не соответствует реальным целям и требованиям, и его логика не соответствовать логике процесса обучения.

В Российской Федерации (РФ) реализуются следующие образовательные программы:

1. Общеобразовательные (основные и дополнительные);
2. Профессиональные (основные и дополнительные).

Основные общеобразовательные программы направлены на решение задач адаптации личности к жизни в обществе, формирования общей культуры личности, на осознание основы для осознанного выбора и освоения профессиональных образовательных программ.

К основным общеобразовательным относятся программы:

1. Дошкольное образование;
2. Начального общего образования;
3. Основного общего образования;
4. Среднего (полного) общего образования.

Основные профессиональные образовательные программы направлены на решение задач последовательного повышения профессионального и общеобразовательного уровней, подготовку специалистов соответствующей квалификации.

К основным профессиональным программа относятся:

1. Среднее профессиональное образование;
2. Высшее профессиональное образование;
3. Послевузовское профессиональное образование.

Рассмотрим основные направления развития содержания среднего профессионального образования. Главное содержание деятельности специалиста среднего звена заключается в оценке, выборе и реализации наиболее эффективного и качественного из возможных решений профессиональных задач, разработке их нестандартных вариантов. Этой деятельности во многом присущи черты конструирования решений, поиска и технического творчества. Поэтому специалисты со средним специальным, равно как и с высшим, образованием входят в категорию работников, профессионально занятых преимущественно умственным трудом.

Основными функциями специалистов среднего звена в сфере материального производства являются: подготовка и обработка технической, технологической и других видов информации для обеспечения инженерно-технических и управленческих решений; управление деятельностью первичных звеньев производства; научно-вспомогательная и инженерно-вспомогательная сферы работ; обеспечение эффективности наиболее сложных, современных технических и технологических систем и управление ими. В рамках указанных функций развиваются принципиально новые направления деятельности специалистов среднего звена, связанные с элементами менеджмента (управления), маркетинга и одновременно непосредственным исполнением технологических процессов.

В последние годы определились следующие основные направления развития содержания среднего профессионального образования: совершенствование перечня специальностей среднего профессионального образования; расширение гибкости и вариативности содержания; дифференциация, гуманизация и гуманитаризация содержания, усиление общенаучной и общепрофессиональной подготовки, информатизация содержания, преемственность содержания среднего профессионального образования с другими уровнями образования.

Необходимость повышения профессиональной мобильности специалистов технического профиля, расширения подготовки кадров среднего звена для сфер управления, сервиса, социального обеспечения стала причиной совершенствования перечня специальностей среднего профессионального образования. Были укрупнены технические специальности, расширен перечень специальностей в области экономики и управления, в гуманитарно-социальной сфере, обеспечена соотнесенность специальностей среднего профессионального образования со специальностями и направлениями подготовки в высшей школе.

Дифференциация содержания среднего профессионального образования проявляется в разнообразии профессиональных образовательных программ. В настоящее время среднее профессиональное образование реализуется по двум основным программам — базового и повышенного уровня. Повышенный уровень дает возможность выпускнику приобрести качественно новую квалификацию. В

настоящее время, доля выпуска специалистов среднего звена повышенного уровня составляет 11,6%.

Усиление общенаучной и общепрофессиональной подготовки обеспечивает полноту восприятия будущей профессиональной деятельности, понимание закономерностей, взаимосвязей фактов и явлений, свойственных общепрофессиональным знаниям в рамках как направления подготовки (группы специальностей), так и конкретной специальности, развивает способность к формированию междисциплинарных знаний. Как результат, мы наблюдаем расширение потенциальной сферы деятельности и повышение социальной защищенности выпускников.

Перспективы развития содержания среднего профессионального образования связаны с его интеллектуализацией, у студентов развивается системное мышление и умение научно-исследовательской работы, формируется научная картины мира.

Средством формирования единого образовательного пространства, в условиях расширения академических свобод образовательных учреждений, развития вариативности и гибкости содержания образования, повышения требований к уровню образованности, профессиональной мобильности и конкурентоспособности выпускников, является Федеральный государственный образовательный стандарт среднего профессионального образования (ФГОС СПО). Он представляет собой комплекс нормативных, организационных и методических документов, определяющих структуру и содержание образования и создающих основу для обеспечения необходимого качества подготовки специалистов. Также содержание обучения в колледже имени И.И. Ползунова определяется квалификационными требованиями к выпускникам, учебными планами и программами, реализуемыми в среднем учебном учреждении. В связи с этим процесс обучения имеет следующие цели:

- обеспечить обучающихся системой разносторонних специальных знаний;
- выработать значимые и необходимые профессиональные навыки и умения;
- сформировать высокие нравственные качества;
- развить физические и интеллектуальные способности;

- психологически подготовить их к будущей деятельности.

В этом проявляется многофункциональность учебного процесса.

Процесс обучения представляет собой взаимосвязанную деятельность обучающихся и педагога, то есть его можно назвать двухсторонним неразрывным процессом преподавания и учения.

Основой обучения является учебно-познавательная деятельность студентов – сюда относят осознание изучаемого материала, творческое его осмысление и умение использовать на практике приобретенные знания для решения учебных и профессиональных задач.

Сущность процесса обучения в колледже состоит в том, что это организованный, систематический, целенаправленный процесс обеспечения обучающихся знаниями, навыками и умениями, совершающийся педагогом при их активном и сознательном участии. Отличительной особенностью содержания среднего профессионального образования является его практико-ориентированность.

Важно понимать, что учебный процесс (процесс обучения) - это совокупность последовательных и взаимосвязанных действий педагога и учащихся, направленных на сознательное и прочное усвоение системы знаний, умений, навыков, формирование умения применять их в жизни, на практике, развитие самостоятельного мышления, наблюдательности и других познавательных способностей, и личных качеств учащихся, овладение элементами культуры учебного труда, формирование основ мировоззрения. [6] Необходимая совокупная реализация всех компонентов обучения педагогический процесс направленный на всестороннее творческое саморазвитие личности обучающегося обуславливает следующие функции обучения:

- образовательную (формирование у учащихся системы научных, технических и производственных знаний, умений применять полученные знания для решения учебных и производственных задач);

- воспитательную (формирование у учащихся основ научного мировоззрения, убеждений, уважения к труду, высоких нравственных качеств,

готовности к социальному общению, соблюдению норм и правил гражданского поведения)

- развивающую (формирование у учащихся рациональных приемов и способов мышления, развитие познавательной активности и самостоятельности, внимания, памяти, речи, культуры учебного труда [5]. Системообразующим элементом процесса обучения являются цели образования. Цели, задаваемые педагогической системе, образуют определенную иерархию.

Первый уровень целей – социальный заказ общества, его различных социальных групп всем системам образования на определенный общественный образец личности человека как гражданина, профессионала.

Второй уровень целей – образовательная цель для каждой образовательной программы, для каждого типа образовательных учреждений в отдельности, в которой социальный заказ, то есть первый уровень целей, преобразован в понятиях и категориях педагогики.

Третий уровень целей – это те педагогические цели, которые реализуются повседневно, на каждом учебном занятии.

Процесс обучения обусловлен целью образования и взаимодействием основных его компонентов: содержания обучения; преподавания, то есть деятельности педагога; учения – учебной деятельности учащихся; педагогических средств – форм, методов, средств обучения.

Обучение – это разновидность человеческой деятельности, которая носит двухсторонний характер. Оно обязательно предполагает взаимодействие обучаемых и педагога.

Учение – это систематическая, сознательная учебная деятельность учащихся по овладению знаниями, умениями и навыками, в ходе которой происходит развитие их познавательных сил и способностей. В учебном процессе не ставится задача открытия новых научных или технических истин, а требуется их освоение и практическое применение. Многие виды знаний усваиваются учащимися через объяснения педагога, различные изображения, описания в учебниках, из базы данных заложенных в компьютерах.

Говоря о взаимодействии педагога и учащихся, следует иметь в виду, что при этом управляющей и руководящей стороной является педагог. В то же время, как бы педагог ни стремился к эффективной организации учебного процесса, если при этом нет активной деятельности со стороны учащихся, процесс обучения фактически будет отсутствовать, это значит, что дидактическое взаимодействие реально не функционирует.

Для процесса обучения присущи основные закономерности, на которые необходимо опираться при организации учебного процесса:

- обучение, воспитание и развитие учащихся осуществляется только в процессе их деятельности;
- результаты обучения зависят от понимания учащимися целей обучения и значимости для них содержания изучаемого;
- в значительной степени от уровня учебно-производственной и познавательной активности обучающихся определяются результаты обучения;
- эффективность обучения зависит от вооружения учащимися учебными умениями;
- плодотворность усвоения знаний пропорциональна объему их практического применения;
- успешность усвоения знаний и умений зависит от мотивации учения, внимания и интереса учащихся;
- качество знаний и умений учащихся зависит от продуктивности управления учебным процессом со стороны педагога. [6].

## **1.2 Виды и назначения основной документации, регулирующей качество образования**

Среднее профессиональное образование (СПО) может стать как промежуточным этапом в освоении профессии с перспективой поступления в высшее учебное заведение, так и остаться самостоятельным инструментом по подготовке квалифицированных рабочих. В первую очередь СПО подготавливает специалистов среднего звена. Также они предоставляют более глубокое изучение



вопросов, связанных с получением профессии. Происходит это на базе полного среднего, основного образования или же после окончания НПО.

СПО можно получить в средних специальных учебных заведениях (Ссузах). К ним относятся техникумы и колледжи. По сути, все эти учебные заведения исполняют одинаковые функции – готовят специалистов среднего звена, занимаются повышением квалификации и курсами переподготовки специалистов различных профессий. Ссузы предлагают очную форму обучения, заочную и очно-заочную (вечернюю), а также экстернат. В зависимости от выбранной специальности и базового образования абитуриента определяется срок обучения в средних специализированных учебных заведениях.

1. Техникум (училище). Это один из видов средних специальных учебных заведений. Такой тип образовательных учреждений даёт только базовые знания в выбранной специальности, готовит квалифицированных рабочих. Срок обучения составляет 3 года, а по некоторым специальностям 2 года.

По организационно-правовой форме техникумы бывают трёх видов:

- Государственные образовательные учреждения среднего профессионального образования (ГОУ СПО) и автономные учреждения;
- Негосударственные образовательные учреждения среднего профессионального образования (НОУ СПО);
- Автономные некоммерческие организации среднего профессионального образования (АНОО СПО).

В техникум могут поступить как выпускники 9 классов (на базе основного общего образования), так и выпускники 11 классов (на базе среднего (полного) общего образования). В качестве вступительных испытаний в техникумы признаются результаты ГИА-9 и ЕГЭ соответственно.

Обучение в техникуме (закон «О воинской обязанности и военной службе») не даёт отсрочку от военной службы.

2. Колледж. В отличие от техникума обучение ведётся по программам с углубленным изучением специальности. Уровень подготовки специалистов среднего звена по максимуму приближен к вузовским стандартам.

Колледж (слово с латинским корнем «collegium», что переводится как «классическое») – учебное заведение. В России колледж – вид учреждения среднего профессионального образования. В отличие от техникума колледж реализует образовательные программы среднего профессионального образования базовой и углубленной подготовки. Срок обучения в колледже составляет 3 года (по некоторым специальностям – 2 года), и 4 года – по углубленной подготовке.

Поступить в колледж можно как на базе основного общего образования (9 классов), так и с аттестатом за 11 класс.

Колледж готовит специалистов-практиков и работников среднего звена для всех отраслей экономики: промышленности, строительства, транспорта и связи, сельского хозяйства, различных отраслей культуры, здравоохранения.

Обучение в колледже максимально приближено к вузовскому. Студент колледжа получает студенческий билет и зачётную книжку. Учебный год делится на семестры. Между семестрами студенты колледжа сдают сессии. Как и студенты вузов, учащиеся колледжей (очная форма обучения) пользуются определенными привилегиями: получают стипендию, обеспечиваются общежитием, пользуются студенческим проездным билетом и т.д.

Выбирая учебное заведение для получения СПО важно определиться с преследуемыми целями.

Если цель – только получение рабочей специальности без углубленной квалификации, то в этой ситуации стоит выбрать техникум. Получив базовые знания, можно в максимально сжатые сроки начать свою трудовую деятельность. Даже если через несколько лет возникнет желание или необходимость повысить квалификацию, то это можно будет сделать по сокращённой программе.

Если есть чёткое намерение получить углубленные знания в выбранной специализации, то, конечно же, здесь больше подходит колледж, а для тех, кто стремится по окончании обучения поступить в вуз, для увеличения шансов на поступление лучше выбрать «прикреплённый» к нему колледж.

В рассмотренных учебных учреждениях образовательный процесс ведется с учетом требований следующих документов:

- Федеральный государственный образовательный стандарт среднего профессионального образования;
- основная профессиональная образовательная программа;
- профессиональный стандарт.

Рассмотрим назначение каждого документа в отдельности.

Вступивший в силу в 2013 г. закон «Об образовании в РФ» открыл новые возможности для развития региональных систем профессионального образования. Началось обсуждение проектов нормативно-правовых актов по реализации закона, в частности проекта приказа Министерства образования и науки РФ «Порядок организации и осуществления образовательной деятельности по образовательным программам среднего профессионального образования». Именно на этом этапе велика вероятность чрезмерной регламентации, ограничения самостоятельности и инициативы профессиональных образовательных организаций в реализации своей образовательной деятельности.

Федеральный государственный образовательный стандарт (ФГОС) как документ, регулирует создание основных образовательных программ, на основании требований, представленных в нем. Введен Законом Российской Федерации «Об образовании» в 29.10.2013 году №1199 [9].

Федеральные государственные образовательные стандарты обеспечивают:

1. Единство образовательного пространства Российской Федерации;
2. Преемственность основных образовательных программ начального общего, основного общего, среднего (полного) общего, начального профессионального, среднего профессионального и высшего образования.

Федеральным законом от 1 декабря 2007 года N 309-ФЗ была утверждена новая структура государственного образовательного стандарта. Теперь каждый стандарт включает 3 вида требований:

1. К структуре основных образовательных программ, в том числе требования к соотношению частей основной образовательной программы и их объёму, а также к соотношению обязательной части основной образовательной программы и части, формируемой участниками образовательного процесса;

2. К условиям реализации основных образовательных программ, в том числе кадровым, финансовым, материально-техническим и иным условиям;

3. К результатам освоения основных образовательных программ.

Миссия Федеральных государственных образовательных стандартов среднего профессионального образования как одного из основных элементов системы профессионального образования, заключается в обеспечении:

- единства образовательного пространства Российской Федерации как совокупности всех институтов, и программ образования, их социокультурной и методологической направленности;

- преемственности основных образовательных программ, включая программы общего, высшего и дополнительного образования;

- вариативности содержания образовательных программ как основы вариативности образования в целом;

- возможности формирования образовательных программ различных уровней сложности и направленности с учетом требований рынка труда;

- удовлетворения образовательных потребностей и способностей обучающихся;

- удовлетворения образовательных кадровых потребностей сферы труда;

- государственных гарантий уровня и качества среднего профессионального образования на основе единства обязательных требований к условиям реализации основных образовательных программ и результатам их освоения.

Задачи Федеральных государственных образовательных стандартов среднего профессионального образования:

1. Нормативно-методическое обеспечение разработки и реализации основных профессиональных образовательных программ (требования к структуре, условиям и результатам).

2. Обеспечение единства требований к качеству образовательной деятельности при реализации программ среднего профессионального образования.

3. Обеспечение расчетов нормативов затрат при реализации программ среднего профессионального образования, включая определение норм

обеспеченности образовательной деятельности учебными изданиями в расчете на одного обучающегося по основной образовательной программе [9].

Примерная основная образовательная программа - учебно-методическая документация (примерный учебный план, примерный календарный учебный график, примерные рабочие программы учебных предметов, курсов, дисциплин (модулей), иных компонентов), определяющая рекомендуемые объем и содержание образования определенного уровня и (или) определенной направленности, планируемые результаты освоения образовательной программы, примерные условия образовательной деятельности, включая примерные расчеты нормативных затрат оказания государственных услуг по реализации образовательной программы;

Образовательная программа - комплекс основных характеристик образования (объем, содержание, планируемые результаты), организационно-педагогических условий и в случаях, предусмотренных настоящим Федеральным законом, форм аттестации, который представлен в виде учебного плана, календарного учебного графика, рабочих программ учебных предметов, курсов, дисциплин (модулей), иных компонентов, а также оценочных и методических материалов [4];

Профессиональный стандарт – это характеристика квалификации, необходимой работнику для осуществления определенного вида профессиональной деятельности.

Можем отметить, что ранее в законодательстве отсутствовало понятие профессионального стандарта, и это затрудняло разработку и реализацию профессиональных стандартов на практике.

Для работодателей профессиональный стандарт будет являться основой для установления более конкретных требований при выполнении трудовой функции работника с учетом специфики деятельности организации.

Положения соответствующих профессиональных стандартов должны учитываться при формировании федеральных государственных образовательных стандартов профессионального образования. Таким образом должна решиться появившаяся в последние годы проблема, когда выпускник учебного заведения

обладает одними профессиональными навыками, а работодателю требуются совсем другие.

Подготовка квалифицированных рабочих имеет первостепенное значение, так как в значительной мере от уровня, полученной ими квалификации, зависят реальные успехи производства.

### **1.3 Анализ ФГОС с учетом требований профессионального стандарта по родственной специальности**

Структура и содержание квалификационной (профессионально-квалификационной) характеристики анализируется в следующей последовательности:

1. Специальность 22.02.02 «Металлургия цветных металлов» включает в себя область профессиональной деятельности выпускников: производство цветных металлов и сплавов; организация деятельности структурного подразделения. Техник готовится к следующим видам деятельности: подготовка и ведение технологического процесса производства цветных металлов и сплавов; обслуживание основного, вспомогательного технологического оборудования и коммуникаций в производстве цветных металлов и сплавов; контроль промежуточных и конечных продуктов в производстве цветных металлов и сплавов; планирование и организация работы коллектива исполнителей и обеспечение безопасности труда на производственном участке; выполнение работ по одной или нескольким профессиям рабочих, должностям служащих. Форма обучения очная. Срок обучения 2 года 10 месяцев (на базе среднего общего образования) и 3 года 10 месяцев (на базе основного общего образования)

2. Перечень требований к результату обучения (знаний и умений) специалиста соответствующего уровня квалификации, обеспечиваемые данной учебной дисциплиной.

Уметь:

1. Выбирать сырьевые материалы для производства цветных металлов на основе их свойств;
2. Выбирать способы подготовки сырья;

3. Выполнять расчет сырьевых материалов;
4. Отслеживать показания КИП, анализировать их, вносить коррективы в процесс;
5. Рассчитывать материальный баланс процесса;
6. Рассчитывать материальные потоки;
7. Определять основные параметры технологического режима;
8. Регистрировать и обрабатывать данные технологических процессов;

Знать:

1. Физические и химические свойства цветных металлов;
2. Виды сырья;
3. Способы подготовки сырья;
4. Основные физические и химические процессы в производстве цветных металлов;
5. Способы и технологию переработки сырьевых материалов;
6. Типовые технологические процессы производства основных цветных металлов, этапы и условия протекания технологических процессов;
7. Методы расчета материального баланса технологического процесса

В связи со вступлением в силу нового федерального государственного образовательного стандарта (ФГОС) среднего профессионального образования (СПО) по специальности 22.02.02 Metallургия цветных металлов хотелось бы выделить наиболее значимые из произошедших изменений [8].

Первое, на что следует обратить внимание, - раздел номер 1 «Область применения»: здесь мы уходим от привычного нам понятия «Образовательное учреждение», заменяя его словосочетанием «Образовательная организация»; а вместо «Основной профессиональной образовательной программы» или сокращенно ОПОП, теперь используем понятие «Программа подготовки специалистов среднего звена», или ППССЗ сокращенно.

В отличие от предыдущего стандарта, во ФГОС СПО 3+ реализация программы подготовки специалистов среднего звена предусматривает возможность использования сетевой формы обучения.

В предыдущем стандарте право на реализацию образовательной программы имели образовательные учреждения среднего и высшего профессионального образования при наличии соответствующей лицензии.

В новом стандарте право на реализацию ППССЗ с применением сетевой формы имеют не только образовательные организации, но и медицинские организации, организации культуры, физкультурно-спортивные и иные организации, обладающие ресурсами, необходимыми для осуществления обучения.

Также в стандарте СПО 3+ добавлен абзац: «При реализации программы подготовки специалистов среднего звена образовательная организация вправе применять электронное обучение и дистанционные образовательные технологии. При обучении лиц с ограниченными возможностями здоровья обозначенные формы обучения должны предусматривать возможность приема-передачи информации в доступных для них формах».

ФГОС СПО 3+ допускает получение среднего профессионального образования по программе подготовки специалистов среднего звена только в образовательной организации. Сроки обучения остались прежние: это 2 года 10 месяцев на базе 11 классов и на 1 год дольше – на базе 9 классов.

Однако обратим внимание на название первого столбца таблицы: в новом стандарте вместо «Образовательная база приема» используется словосочетание «Уровень образования»; а вместо «Нормативного срока освоения ОПОП», мы теперь используем формулировку «Срок получения СПО».

Если предыдущий стандарт был ориентирован на подготовку специалистов на базе девяти классов с учетом профиля получаемого профессионального образования, то ФГОС 3+ предполагает реализацию программы подготовки специалистов среднего звена с учетом получаемой специальности.

Наряду с обозначенными изменениями, в стандарте ФГОС СПО 3+ исключено понятие «вечерняя» форма обучения. Сроки получения СПО по ППССЗ базовой подготовки увеличиваются независимо от применяемых образовательных технологий, в том числе для инвалидов и лиц с ограниченными



возможностями здоровья – не более чем на 10 месяцев. Этого в предыдущем стандарте не было.

В разделе 5 «Требования к результатам освоения ППССЗ» обозначено всего 9 общих компетенций.

ОК.10. Об исполнении воинской обязанности для юношей исключена.

Незначительные изменения коснулись раздела 6 «Требования к структуре ППССЗ» - исключено пояснение к ГИА – подготовка и защита ВКР.

Также ФГОС СПО 3+ предполагает использование зачетных единиц при определении структуры и трудоемкости ППССЗ в соотношении 1 зачетная единица – 36 академических часов.

В разделе 7 добавлен абзац, обязывающий образовательные организации при реализации программ подготовки специалистов среднего звена использовать государственный язык Российской Федерации или государственный язык республик в соответствии с действующим законодательством.

Оценка качества освоения ППССЗ наряду с промежуточной и государственной итоговой аттестацией обязательно должна включать текущий контроль успеваемости, в предыдущем стандарте был текущий контроль знаний.

А фонды оценочных средств должны позволять оценить не только знания, умения и освоенные компетенции, но и практический опыт.

Фонды оценочных средств разрабатываются и утверждаются образовательной организацией после предварительного положительного заключения работодателей для ГИА плюс в новом стандарте для промежуточной аттестации по модулям.

Если в предыдущем стандарте к ГИА допускались обучающиеся, представившие документы, подтверждающие освоение компетенций и прохождение практик по основным видам профессиональной деятельности, а также дополнительные сертификаты, дипломы олимпиад, конкурсов, характеристики с мест преддипломной практики и пр. То в новом ФГОС – для допуска к ГИА обучающийся, первое, не должен иметь академической задолженности и, второе, в полном объеме должен выполнить учебный план.

И, наконец, абзац, определяющий требования к содержанию, объему и структуре ВКР на основании порядка проведения ГИА в соответствии со статьей 15 закона об образовании от 10 июля 1992 года, в новом стандарте исключен.

Исходя из того, что на сегодняшний день важно учитывать требования профессионального стандарта [2] при формировании программ для ФГОС становится актуальным проведение сравнительного анализа. Это необходимо для сравнения компетенций и обобщенных трудовых функций чтобы предусмотреть программой подготовки (реализуемой в колледже) требования работодателей (Таблица 1)

Таблица 1. Сравнительный анализ требований ФГОС СПО и профессионального стандарта

<b>ФГОС СПО</b>	<b>Профессиональный стандарт</b>
Профессиональные компетенции	Трудовые функции по каждой ОТФ или трудовые действия
1	2
ПК 2.1. Готовить основное и вспомогательное технологическое оборудование к работе;	<i>Подготовка оборудования, механизмов и оснастки печи к плавке цветных металлов и сплавов</i>
ПК 3.4 Оформлять техническую, технологическую и нормативную документацию о состоянии оборудования и режимах в процессе получения цветных металлов ПК 1.3 Контролировать и регулировать технологический процесс.	Получение (передача) информации при приемке-сдаче смены о сменном производственном задании, состоянии рабочего места, неполадках в работе обслуживаемого оборудования, имевших место отклонений от установленных режимов подготовки к плавке, принятых и требующихся мерах по их устранению;
ПК 4.3. Обеспечивать безопасные условия труда, соблюдение требований охраны труда и промышленной безопасности, системы менеджмента качества, производственной дисциплины на участке:	Проверка наличия, комплектности, чистоты и исправности системы аспирации, ограждений, средств коллективной и индивидуальной защиты и связи, производственной сигнализации, блокировок, аварийного инструмента, противопожарного оборудования и газозащитной аппаратуры на рабочем месте;
ПК 2.2. Выполнять текущее обслуживание коммуникаций, основного и вспомогательного технологического оборудования;	Контроль технического состояния оборудования и механизмов печи, сифонов, фурм, форсунок, кессонов, желобов, загрузочного и разливочного оборудования печи, систем транспортировки продуктов плавки и газоотведения, технологической обвязки печей, приспособлений и оснастки;
ПК 2.4. Выявлять и устранять неисправности в работе основного и вспомогательного технологического оборудования;	Проверка состояния огнеупорной футеровки печи;
ПК 2.1. Готовить основное и вспомогательное технологическое оборудование к работе;	Подготовка изложниц, форм, ковшей, желобов, шлаковых чаш для приема расплава;

1	2
ПК 2.4. Выявлять и устранять неисправности в работе основного и вспомогательного технологического оборудования;	Устранение утечек воздуха;
ПК 2.2. Выполнять текущее обслуживание коммуникаций, основного и вспомогательного технологического оборудования;	Очистка загрузочных и шлаковых окон, порогов печей и горнов;
	Замена шпуровой плиты, отстойников, изложниц, электродов в электропечах, штейновых и грануляционных желобов;
	Прессование ниппелей;
	Заправка сифонов;
	Обслуживание пульверизационных форсунок;
	Обслуживание установок испарительного охлаждения печей;
	Размывка ванны от насталеобразований;
	Чистка печей, зонтов, напыльников от насталей;
	Чистка фурм, форсунок и леток;
ПК 4.2. Оформлять техническую документацию о состоянии рабочего места в соответствии с нормативной документацией	Ведение агрегатного журнала и учетной документации рабочего места плавильщика;
	<i>Выполнение вспомогательных операций при плавке и выпуске продуктов плавки из печи</i>
ПК 3.4 Оформлять техническую, технологическую и нормативную документацию о состоянии оборудования и режимах в процессе получения цветных металлов ПК 1.3 Контролировать и регулировать технологический процесс.	Получение (передача) информации при приемке-сдаче смены о сменном производственном задании, режиме работы печей, наличии и достаточности шихтовых и вспомогательных материалов, необходимых для осуществления процесса плавки, а также имевших место в течение смены отклонений от установленного режима работы печей
ПК 4.3. Обеспечивать безопасные условия труда, соблюдение требований охраны труда и промышленной безопасности, системы менеджмента качества, производственной дисциплины на участке;	Проверка наличия и комплектности аварийного инструмента, средств пожаротушения и газозащитной аппаратуры
ПК 1.1. Осуществлять подготовку исходного сырья к переработке;	Комплектование плавки необходимым по количеству и составу набором вспомогательных, шихтовых, легирующих и присадочных материалов
ПК 2.2. Выполнять текущее обслуживание коммуникаций, основного и вспомогательного технологического оборудования и подготавливать для этого соответствующие материалы	Приготовление огнеупорных материалов
	Формирование комплектов материалов набойки для заправки ковшей, желобов и других вспомогательных материалов для плавки
	Заправка выпускных отверстий, шлаковых окон, порогов, желобов, заделка летки

1	2
ПК 1.1. Осуществлять подготовку исходного сырья к переработке; ПК 1.2. Вести технологический процесс по результатам анализов, показаниям контрольно-измерительных приборов (далее - КИП)	Подготовка проб к плавке в лабораторных условиях:
	Подготовка материалов для плавки
	Съем окисной и шлаковой пленок с поверхности металла при разливке
ПК 4.2. Оформлять техническую документацию в соответствии с нормативной документацией	Ведение агрегатного журнала и учетной документации рабочего места плавильщика
ПК 1.3. Контролировать и регулировать технологический процесс.	<i>Контроль готовности оборудования печи, подготовки шихтовых, флюсовых, легирующих и огнеупорных материалов к плавке</i>
ПК 3.4 Оформлять техническую, технологическую и нормативную документацию о состоянии оборудования и режимах в процессе получения цветных металлов ПК 1.3 Контролировать и регулировать технологический процесс.	Получение (передача) информации при приемке-сдаче смены о сменном производственном задании, режиме работы печей, имевших место отклонений от установленных режимов плавки, принятых и требующихся мерах по их устранению
ПК 1.3. Контролировать и регулировать технологический процесс.	Контроль полноты и качества работ по подготовке к плавке
	Проверка наличия в заданном составе и объемах шихтовых, флюсовых и легирующих материалов для плавки
	Контроль качества вспомогательных материалов (огнеупорные смеси, глина, кругляк для дразнения) для плавки
ПК 2.2. Выполнять текущее обслуживание коммуникаций, основного и вспомогательного технологического оборудования;	Проверка готовности желобов, изложниц, форм, ковшей, шлаковых чаш
	Осмотр заделки леток
	Проверка выполнения наращивание и замены электродов в электропечах Проверка качества футеровки желобов для приема жидкого чернового металла и выпуска рафинированного
ПК 1.3.Контролировать и регулировать технологический процесс;	Контроль выполнения графика разогрева при пуске печи
ПК 2.2. Выполнять текущее обслуживание коммуникаций, основного и вспомогательного технологического оборудования;	Обслуживание печей и выпускных отверстий при подготовке к выпуску металла, наблюдение за их техническим состоянием, состоянием сифонов, фурм, кессонов, желобов
ПК 4.2. Оформлять техническую документацию в соответствии с нормативной документацией	Ведение агрегатного журнала и учетной документации рабочего места плавильщика;
ПК 2.3. Управлять работой основного и вспомогательного технологического оборудования;	<i>Управление процессом плавки сырья, оборотов и промпродуктов, рафинирования цветных металлов и сплавов</i>

1	2
ПК 1.2. Вести технологический процесс по результатам анализов, показаниям контрольно-измерительных приборов (далее - КИП).	Ведение процессов: плавки, переплавки, рафинирования цветных металлов и сплавов; пульверизации алюминия; грануляции; плавки руд, агломерата, концентрата, огарка; фьюмингования; вельцевания; дистилляции и купеляции в печах различной конструкции;
ПК 2.3. Управлять работой основного и вспомогательного технологического оборудования;	Управление печами, технологической обвязкой и вспомогательным оборудованием;
ПК 1.2 Вести технологический процесс по результатам анализов, показаниям контрольно-измерительных приборов (далее - КИП).	Приемка жидкого конвертерного шлака, штейнов, чернового металла;
ПК 1.3. Контролировать и регулировать технологический процесс;	Введение загрузки в печь шихты (концентратов, рудных материалов), жидких материалов (расплавов), штейнов, чернового металла, конвертерного шлака, шлакообразующих, флюсовых материалов
	Проверка правильности загрузки печи по объемам, химическому составу переплавляемых материалов
	Ведение процесса плавки, переплавки, рафинирования металла
	Управление интенсивностью дутья, тепловым и тяговым режимами, положения электродов электропечей, добавлением флюсов, оборотных материалов, для поддержания оптимального режима плавки
	Поддержание оптимальных режимов плавки и работы плавильного агрегата
ПК 1.2. Вести технологический процесс по результатам анализов, показаниям контрольно-измерительных приборов (далее - КИП).	Отбор представительных проб для лабораторных исследований
ПК 1.3. Контролировать и регулировать технологический процесс;	Регулирование высоты продуктов плавки в сифоне, отстойнике, печи и горне
ПК 1.2. Вести технологический процесс по результатам анализов, показаниям контрольно-измерительных приборов (далее - КИП).	Плавка проб сложных руд, содержащих сульфиды никеля, меди, железа
	Съем дросса с поверхности расплав цинка в ванне печи
	Определение готовности плавки
	Выпуск чернового металла и рафинированного металла, штейна, сплавов, шлака
ПК 3.3. Оценивать качество готовой продукции	Контроль качества продуктов плавки
ПК 4.2. Оформлять техническую документацию в соответствии с нормативной документацией	Ведение агрегатного журнала и учетной документации рабочего места плавильщика

## **2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ МЕТОДИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ ПО КУРСУ МДК 01.02. «МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ» И МЕТОДИКА ИХ ПРОВЕДЕНИЯ**

### **2.1. Дидактическое обоснование типа урока, методов и средств обучения.**

Для начала дадим дидактическое обоснование типа урока, методов и средств обучения.

Учебный процесс представляет собой единство содержания (содержательного аспекта технологии обучения), организационных форм, методов и средств обучения (процессуального аспекта технологии обучения).

Организация преподавателем эффективного обучения студентов возможна, прежде всего, при умелом использовании организационных форм обучения. В современной дидактике разработано большое множество их классификаций (объединение по неочевидным признакам в классы) и типологий (объединение по очевидным признакам типам). При этом каждая из них раскрывает различные стороны организации обучения. На основании этого происходит систематизация и обобщение известных форм, что выражается в основаниях данных классификаций и типологий. Так, в основе одних лежит количественный состав обучающихся, в основе других – место учебы, в основе третьих – продолжительность занятий и т.д. [5].

С.А. Смирнов выделяет следующие три группы форм обучения:

1. Формы обучения в целом (их еще называют системами или педагогическими технологиями).
2. Формы учебной деятельности обучающихся (парная, групповая, индивидуальная, коллективная).
3. Формы организации текущей учебной работы класса, группы (уроки его типы), а также внеурочной работы (экскурсия, домашняя работа, факультатив и др.).

В другом учебном пособии при классификации форм обучения (В.А. Сластенин, И.Ф. Исаев, А.И. Мищенко) выделяют три следующие основные системы организации обучения:

1. Индивидуальное обучение и воспитание;
2. Классно-урочная;
3. Лекционно-семинарская.

В рамках этих систем раскрывают все общие и конкретные формы обучения (урок, семинар, лекция, массовые, групповые формы).

«Форма» в переводе с латинского означает наружный вид, внешнее очертание. Следовательно, форма обучения — это внешняя сторона организации учебного процесса, отражающая способ организации деятельности обучающихся, который зависит от:

- количественного состава обучающихся;
- характера взаимодействия педагогов и учащихся;
- степени самостоятельности обучающихся;
- специфики педагогической деятельности.

Исторически сложилось, что первой формой организации обучения можно считать индивидуальную форму. В ее основе – непосредственное общение преподавателя один на один с обучаемым. Обучение в этот период определяется догматичностью, преобладает механическое заучивание и жесткий контроль. При этом преподаватель сам излагает учебный материал, объясняет правила, проверяет выполнение заданных упражнений, ведет беседы с обучающимся, показывает образцы действий. Таким образом, индивидуальное обучение характеризуется следующими признаками: количество обучающихся — один; характер взаимодействия — индивидуальный или парный (преподаватель — ученик); степень самостоятельности обучающегося – минимальная; специфика деятельности преподавателя — информативно-контролирующая. Схематично такое взаимодействие выглядит так:

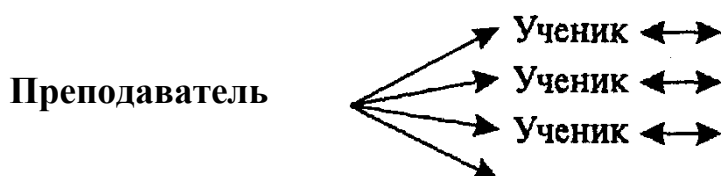
### **Преподаватель ↔ Обучающийся**

По мере развития общества возникает индивидуально-групповая форма обучения. Это форма обучения характеризуется как разновозрастная группа,

обучаемых с разным уровнем подготовки, поэтому занятия ведутся индивидуально с каждым из них, по очереди. Преподаватель объясняет, спрашивает, выдает задания группе. В соответствии с данным выше определением формы обучения индивидуально-групповой форме присущи следующие признаки:

- количественный состав обучающихся – 10 –15 чел.;
- характер взаимодействия – парно-параллельный;
- степень самостоятельности и, следовательно, степень руководства со стороны преподавателя остаются прежними.

Схематично эту форму обучения можно представить следующим образом:



К концу XVI — началу XVII вв. возникает потребность в массовом обучении, поскольку общество получило импульс в развитии производства и духовной жизни. Возникает массовая форма обучения, создаются достаточно большие группы с постоянным составом обучающихся, которые имеют примерно одинаковый уровень подготовки. Обучение носит преемственный по годам обучения характер, прерываемый каникулами. В течение года процесс обучения происходит по твердому расписанию со всеми обучающимися одновременно. Изучаемый материал разбит на порции, в соответствии с годовым количеством занятий, которые назовут уроками. Так возникает классно-урочная система. Обязательным компонентом обучения является сообщение знаний преподавателем, демонстрация на уроке предметов в натуральную величину и наглядных пособий. Обучающихся учат мыслить самостоятельно, наблюдать, экспериментировать. Обучению, таким образом, придается более активный и сознательный характер [1].

На схеме это выглядит так:

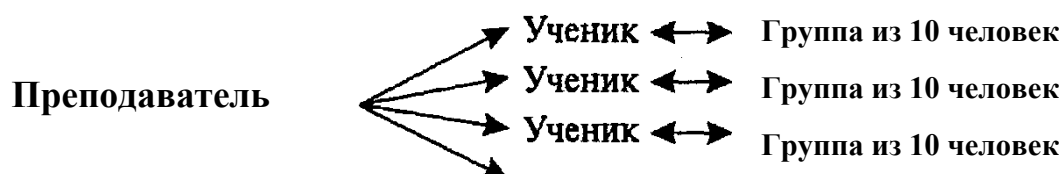
**Преподаватель ↔ группа обучающихся**

Когда возникла потребность обучать всех при минимальных затратах общества, массовая форма стала модифицироваться. Наиболее известной ее



модификацией является форма взаимного обучения (белл-ланкастерская система обучения). Священник Л. Белл в Индии и учитель Дж. Ланкастер в Англии использовали самих учеников в качестве помощника преподавателя (1798 г.). Их опыт распространился в ряде стран (Франция, Бельгия, США и др.). Возникли школы взаимного обучения: обучающиеся, разделенные на десятки (отделения), учились у успевающих учеников (мониторов), которые для обучения товарищей получали от преподавателя инструкцию, чему и как надо учить в предстоящий день. Вместо учебников, пользовались различным дидактическим материалом. Отличительные признаки форма взаимного обучения: охватывала большое количество обучающихся; характер взаимодействия — фронтальный (непосредственный и опосредованный учебной группой); степень самостоятельности обучающихся увеличивается по сравнению с предыдущей формой; деятельность преподавателя сводится к инструктивно-информационной и контролирующей функциям.

Схематично это выглядит так:

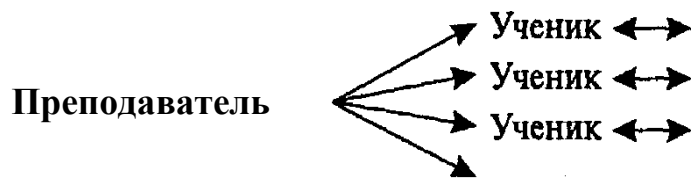


В США в конце XIX в. возникает избирательно-групповая форма обучения, которая известна как «батавская» система. Данная форма обучения предполагала избирательное обучение, при этом все разделялось на две части:

1. Работа преподавателя с целым классом;
2. Работа преподавателя с неуспевающими или с теми, кто затрудняется в освоении материала (индивидуальная работа избирательного характера).

Избирательно-групповая форма обучения охватывает большое количество обучающихся (30 – 40 чел.); характер взаимодействия — фронтальный и парный; степень самостоятельности обучаемых — под руководством преподавателя, деятельности которого сводится к информационной, контролирующей и консультирующей функциям. Эту форму обучения можно изобразить в виде двух схем:

**Преподаватель ↔ Группа обучающихся**



Одновременно с избирательно-групповой формой обучения в Европе возникает дифференцированная форма. Основная ее цель – организация избирательного обучения обучающихся. Избирательность здесь рассматривается как деление обучающихся на группы по способностям, уровню развития и степени подготовленности. Именно в рамках данной формы обучения впервые возникли группы так называемых «сильных», «средних» и «слабых» учащихся. Данная форма легла в основу современного дифференцированного подхода к обучению.

В целях исключения неоднозначного толкования термина «организационные формы обучения» (ОФО) обратимся к структурно-логической схеме, наглядно иллюстрирующей многообразные направления его трактовки в современной литературных источниках:

1. Связанные с порядком осуществления учебного процесса;
2. Связанные с временем и местом обучающихся;
3. Связанные с количественным составом обучающихся на занятии и степенью их самостоятельности [1].

В настоящее время преобладают интегративные (смешанные) урочные формы организации обучения.

Несмотря на разнообразие в существующей профессионально-педагогической культуре уроки сегодня продолжает оставаться ведущей организационной формой обучения в большинстве Образовательных учреждений, то есть обучение, в основном, продолжает осуществляться именно по классно-урочной системе.

Под уроком понимается учебное занятие, проводимое с группой учащихся постоянного состава, одинакового уровня подготовки профессионально подготовленным преподавателем (мастером производственного обучения). Он характеризуется точно регламентированным отрезком времени (для теоретического урока 45 или 90 мин, для уроков производственного обучения – 6

академических часов), постоянным составом учащихся в группах, стабильным расписанием учебных занятий, определенным местом их проведения (кабинет, лаборатория, мастерская).

Данная система обучения, многие годы успешно оправдывая себя в общеобразовательной школе и профессионально-технических учебных заведений, не прижилась в высшей школе. Средние специальные учебные заведения, как некое промежуточное звено, не устраивает ни первая, ни вторая системы. Таким образом, мы делаем вывод, что в настоящее время нет универсальных форм обучения, пригодных для всех учебных заведений (общеобразовательных школ, ссузов, вузов). Это приводит к путанице в определении дидактических понятий, вызывая дисгармонию в сознании преподавателей и затруднение при планировании и организации обучения.

Н.Н. Никитина и др. полагают, что в таком случае основной формой организации обучения в средних специальных и высших учебных заведениях [5] следует считать учебное занятие – целенаправленное, как правило, 45-90 минутное взаимодействие педагога с группой обучающихся по программам определенной дисциплины в соответствии с их целями и задачами.

Анализируя разнообразные формы организации обучения на различных уроках, можно прийти к заключению, что современный урок может включать и индивидуальное (парное) взаимодействие (преподаватель – ученик; ученик–ученик), и групповое (ученик – группа), и фронтальное (преподаватель – группа) и индивидуально-обособленное (самостоятельная работа под руководством преподавателя).

Сегодня приходится констатировать расхождение мнений различных исследователей в отношении общепринятой типологии уроков теоретического обучения: в одном случае это пять уроков, в другом шесть, в другом девять, включая, как хорошо известные в культурной традиции, так и нетрадиционные, а порой и вовсе надуманные и экзотические.

Э.И. Крупицкий отмечает, что тип урока, методы и средства обучения определяются в зависимости от специфики учебного предмета, целей урока, содержания учебного материала урока, особенностей познавательной

деятельности учащихся, деятельности преподавателя по организации усвоения учащимися учебного материала.

Образовательная цель урока— это основная задача, которая решается в процессе формирования знаний и которой подчинена вся работа. Определить образовательную цель урока вовсе не значит указать тему и добавить слова «научить», «сообщить», «выяснить», «сформировать представление», «рассмотреть» и т.п. Определить цель урока — значит диагностично, то есть с обеспечением гарантированной возможностью проверки результата, указать его на конечный результат [10].

Воспитательная цель урока определяет задачи по воспитанию общечеловеческих качеств личности учащихся в ходе его проведения. Воспитание на уроке обеспечивается, прежде всего, тем, что содержание урока увязывается с практикой подготовки специалиста, с обыденной жизнью и т.д. Управление ходом умственно-познавательной деятельности на уроке, систематический контроль за качеством выполнения заданий воспитывает у будущих специалистов такие профессионально-важные и значимые качества личности как добросовестность, аккуратность, чувство ответственности за порученное дело, трудолюбие, бережное отношение к оборудованию, инструменту и т.д.

Урок также должен способствовать развитию обучающихся, вырабатывать у них самостоятельность, логичность, критичность оперативность мыслительной ориентировки (мышления), глубину проникновения в предмет анализа, пространственное воображение при решении профессионально-практических задач. Развивающая цель урока показывает какие психологические стороны личности будут развиваться в ходе его проведения.

В панораме целей уроков теоретического и производственного обучения представлены примерные формулировки их отглагольных форм.

Для того, чтобы обучающиеся успешно овладели предметом, нужна определенная система уроков (учебных занятий), которая обеспечила бы:

- сообщение новых знаний преподавателем;
- восприятие и закрепление этих знаний учащимися;
- применение теоретических знаний в практической деятельности учащихся;

- систематическое повторение программного материала и контроль успеваемости.

Все эти задачи в зависимости от типа урока могут решаться либо в комплексе, либо каждая в отдельности. В зависимости от дидактических задач, решаемых, на уроке, то есть по наличию или отсутствию доминирующей дидактической цели (ДДЦ) наиболее распространены в отечественной дидактике следующие основные типы уроков теоретического обучения.

Урок изучения (формирования) новых знаний. Характеризуется тем, что он целиком или в преобладающей части посвящен работе над приобретением учащимися новых знаний.

Урок применения (закрепления) знаний. Учащиеся в основном применяют полученные знания и умения на практике при выполнении лабораторных и практических работ, при решении задач, самостоятельной работе с технологической документацией, учебниками, справочниками, при выполнении графических работ.

Урок повторения, закрепления и обобщения знаний. Данный тип урока позволяет главным образом, систематизировать полученные знания и умения, связать воедино учебный материал различных тем одного предмета и сведения, изученные в смежных дисциплинах.

Контрольно-проверочный урок, в ходе проведения, которого осуществляется преимущественно контроль и оценка качества успеваемости по теме или разделу данного предмета.

Комбинированный урок (полное учебное занятие), на котором могут решаться совокупность (комбинация) дидактических задач (отсутствие ДДЦ).

«Полное учебное занятие – это занятие, которое имеет интегративные дидактические задачи, направленные на актуализацию ранее изученного материала, выявление уровня усвоения знаний и уровня сформированности умений и навыков (контроль), усвоение нового материала, его систематизацию, обобщение и отработку в типичных и измененных ситуациях» [5].

Деление уроков теоретического обучения на типы достаточно условно. Чаще всего на любых из них могут решаться различные дидактические задачи, но

доминирующий вид работ определит характер урока. Независимо от типа к каждому уроку предъявляются определенные требования. Прежде всего, урок должен обеспечивать формирование у обучающихся определенных знаний, умений и навыков, должен способствовать их воспитанию и развитию, или, другими словами, иметь триединую цель – образовательную, воспитывающую и развивающую» [4].

Рассмотрим классификацию методов обучения.

«Методы обучения – это способы взаимосвязанной деятельности педагога-инженера и обучающихся, при помощи которых достигаются учебно-воспитательные цели [6]

Ю.К. Бабанский под методами обучения понимает приемы или способы оптимального педагогического взаимодействия преподавателя с обучающимися, направленные на достижение учебно-воспитательных целей.

Существуют различные подходы к классификации методов обучения. Они группируются по степени взаимодействия преподавателя и учащихся (рассказ, беседа, самостоятельная работа); в зависимости от решения конкретных дидактических задач (подготовка к восприятию, объяснение нового материала, закрепление, опрос); по логике построения учебного материала (индуктивные, дедуктивные) и др. [4]

В.В. Гузев отмечает, что по характеру учебно-познавательной деятельности обучение может вестись следующими методами.

Объяснительно-иллюстративный (О-И) или репродуктивный метод обучения. На уроке новые знания сообщаются преподавателем с использованием иллюстраций соответствующих фактов, разнообразных наглядных пособий, а учащиеся воспринимают этот учебный материал, обучаются репродуцировать знания и применять их по известному образцу. При такой системе обучения знания даются учащимся в готовом виде. Если учащийся или студент знает, из чего надо исходить, через какие промежуточные результаты пройти в изучении темы, как их достичь, то его функции в обучении сводятся к запоминанию учебного материала и его воспроизведению в случае необходимости [10].

Программированный метод обучения (ПГ). Учащимся показывают не только то, что они должны изучить, но и дают программу последовательности самостоятельных действий по изучению учебного материала, однако промежуточные результаты не указываются. При программированном обучении приобретение знаний ведется по обучающей программе (обучающему алгоритму) с помощью специальных пособий (на бумажной основе, в электронном виде).

Если промежуточные результаты также открыты, но способ их получения обучающемуся не сообщается, то приходится пробовать разные пути, пользуясь множеством открытий. Так повторяется после получения каждого объявленного промежуточного результата. Перед нами стандартная схема эвристического поиска, данный метод обучения называется эвристическим(Э).

Даже, если не известны и промежуточные результаты и пути их достижения, обучающийся сталкивается с противоречием между имеющимися знаниями и необходимыми, то есть попадает в проблемную ситуацию. При проблемном обучении (ПБ) знания не даются в готовом виде, а приобретаются посредством самостоятельной поисковой деятельности учащихся, решения различного рода познавательных задач, а преподаватель лишь координирует эту деятельность.

Рассмотренные методы обучения основаны на том, что обучающийся знает исходные условия (домашнее задание, вводная беседа, опрос по предыдущему материалу). Однако в последнее время все большей популярностью пользуется обучение, при котором исходные условия не выделяются преподавателем, а отбираются обучающимся в зависимости от его понимания учебной задачи. Из этих условий он получает результаты, сравнивая их с планируемыми. При наличии расхождений с целью он возвращается к начальным условиям, вносит в них изменения и вновь проходит этот путь. Этот процесс повторяет процесс моделирования, вследствие чего и метод получил название модельного (М).

Закрывая от обучающегося разные элементы схемы вместе с начальными условиями, можно получить разновидности модельного метода, например, модельно-эвристического. Ситуации с неизвестным конечным результатом не характерны для образовательных учреждений системы профессионально-

технического образования и используются, главным образом, в высшей школе, в подготовке научных кадров высшей квалификации, в решении различных изобретательских задач (ТРИЗ). Есть все основания полагать, что с модельным методом обучения связан завтрашний день профессиональной школы, поскольку он предоставляет обучающемуся наибольшую меру самостоятельности и творческого поиска.

С середины 80-х годов все большую популярность приобретают нетрадиционные уроки в виде деловых игр: урок-суд, урок-аукцион, урок пресс-конференция и так далее. Все деловые игры – это реализация модельного метода обучения. Насыщение образовательных учреждений мощной электронно-вычислительной техникой является средством активизации модельного обучения.

Особенно популярна и наиболее широко освещается в современной педагогической литературе классификация методов обучения по источникам получения знаний. Она включает в себя словесные, наглядные и практические методы обучения [5] и их разновидности.

Выбор оптимального метода обучения определяется, прежде всего, конечной целью урока или его этапов. В связи с тем, что целью обучения в профессиональной школе является формирование у обучающихся знаний, умений и навыков соответствующего уровня квалификации, основное внимание педагога-инженера должно уделяться оптимальному выбору различных сочетаний словесных, наглядных и практических методов обучения.

Применение того или иного метода определяется принципами обучения. Существенное влияние оказывает и содержание учебного материала. Если материал носит описательный, информационный характер, то доминирующими являются, словесные, при изучении конструкции оборудования, инструментов – наглядные, а при освоении трудовых действий и приемов на лабораторно-практических занятиях или уроках производственного обучения, практические методы обучения занимают первостепенное значение.

На выбор метода обучения оказывает влияние и наличие соответствующих учебно-методических комплексов (УМК) по предмету или профессии. Чем лучше оборудованы производственные мастерские, учебные кабинеты и лаборатории,



тем эффективнее можно применять разнообразные наглядные и практические методы обучения.

Весь арсенал технических средств обучения, применяемый педагогом-инженером как в качестве наглядных пособий (реальное оборудование, автомобили, инструмент, приспособления), тренажеров, так и в качестве вспомогательных средств в целях активизации умственно-познавательной деятельности, учащихся на уроке, называют материально-техническим обеспечением урока. К информационно-методическому обеспечению (учебные материалы) относятся различные виды учебной или научной литературы. Дидактические цели в теоретическом и практическом обучении достигаются педагогом-инженером также на основе грамотного использования различных средств обучения: вербальные, натуральные объекты, рисунки на доске, плакаты, экранные, звуковые, экранно-звуковые [5].

Создание методического обеспечения к каждому уроку и систематизация его в виде учебно-методических комплексов (УМК) по предмету является сегодня актуальной и первостепенной методической задачей педагога-инженера.

Подготовка к отдельному уроку – важный этап в процессе подготовки педагога-инженера к занятиям. Чтобы урок достиг поставленной цели, он должен проектироваться с учетом всех его подробностей. Изначально анализируются результаты предыдущего урока, определяется, в какой степени выполнен его план, насколько полно удалось достичь его цель, выясняется на базе какого уже известного обучающимся материала проектируется предстоящее занятие и многое другое.

Подготовка к уроку включает в себя ряд этапов:

1. Определение места и роли данного урока в изучаемой теме и в общей системе уроков по предмету в соответствии с результатами дидактического анализа темы.

2. Уточнение формулировки темы урока в соответствии с тематическим (календарно-тематическим) планом.

3. Дидактическое обоснование типа урока теоретического или производственного обучения. Постановка «триптиха» (дидактическая,

воспитательная, развивающая) целей урока.

4. Анализ структуры и содержания учебного материала урока (учебная программа, учебная литература, результаты дидактического анализа, структурно-логическая схема).

5. Дидактическое обоснование методов и средств обучения, используемых на уроке (учебном занятии).

6. Разработка учебно-планирующей документации к учебному занятию.

6.1. Разработка и оформление плана учебного занятия (урока).

6.2. Разработка и оформление технологической карты учебного занятия (урока).

6.3. При нефронтальном выполнении учебно-производственных работ, то есть в случае невозможности отработки всеми обучающимися группы трудовых приемов и операции по теме занятия, дополнительно мастером производственного обучения разрабатываются графики перемещения, обучающихся по рабочим местам.

7. Разработка комплекса учебно-наглядных средств обучения к уроку (представить в виде макетов плакатов, серии транспарантов, слайдов, документации письменного инструктирования учащихся) [1]

Разработка учебно-планирующей документации к уроку

Подготовка педагога-инженера к занятиям и планирование тесно взаимосвязаны. Планирование уроков является основной подготовительной работой, так как в документации планирования отражаются их конечные и промежуточные результаты.

План учебного занятия – это основной (обязательный) планирующий документ. Он является результатом подготовительной работы педагога-инженера к занятию и отражает, прежде всего, его цели и структуру.

Структурой учебного занятия называется соотношение элементов учебно-воспитательной деятельности педагога-инженера и обучающихся в их строгой последовательности и взаимосвязи. Важно тщательно продумать, какая будет проводиться работа по ходу занятия, на каких его этапах будут применяться те или иные формы, методы и средства обучения, как будут распределены по времени его

этапы и элементы, как перейти от одного этапа к другому, чтобы они были логически завершенными.

Разнообразие типов уроков теоретического и производственного обучения, разнообразность путей достижения целей, применяемых методов и средств обучения, особенности комплектования учебных групп, уровень квалификации педагога-инженера, оснащенность учебного кабинета или лаборатории, характер учебно-производственного задания, организация системы упражнений и многие другие факторы объясняют вариативность структуры плана урока.

Единообразие в планах уроков приводит к потере его динамичности и шаблонности, давно отмеченных как серьезный недостаток современного урока. Таким образом, стандартных и обязательных форм планов урока не существует, однако, это не говорит о произвольности в содержании основных этапов и элементов урока теоретического или производственного обучения.

## **2.2. Подготовка к проведению и описание структуры лабораторно-практических работ.**

Структура урока теоретического обучения определяется его типом и целевой установкой. Так, например, типовая схема комбинированного урока теоретического обучения может выглядеть следующим образом:

1. Организационная часть (проверка наличия учащихся на уроке, а также степени их готовности к работе).

2. Мотивационный компонент (направлен на обеспечение мотивации учащихся, принятию цели урока, внутренней мобилизации и готовности к восприятию учебного материала или решению учебно-производственных задач).

3. Актуализация опорных знаний и умений (преследует цель воспроизведения уже освоенных ранее знаний и умений, являющихся опорными для материала данного урока). Данный этап является подготовительным для основного этапа урока.

4. Изучение нового учебного материала (основной этап урока, направленный на восприятие, запоминания и осмысления новых знаний и способов действий). Порядок вопросов или способов трудовых действий, рассматриваемых на уроке, определяется содержанием структурно-логической схемы.

5. Закрепление нового учебного материала (направлен на повторение, обобщение, систематизацию или контроль качества усвоения пройденного материала, выполнение упражнений в решении типовых задач).

6. Подведение итогов урока (заключается в оценке достижения цели, успешности учебных действий отдельных учащихся и группы в целом на уроке, выявлении наиболее типичных ошибок, их причин и способов предупреждения, выдаче домашнего задания).[6]

Подготовка к проведению лабораторно-практических занятий. Одним из основных звеньев процесса обучения является применение знаний, в результате чего у учащихся формируются практические умения и навыки. В условиях СПО учреждений эту задачу выполняет прежде всего производственное обучение. В процессе изучения общетехнических и специальных предметов задачи

практического применения знаний наряду с упражнениями, системой повторений и домашней работой учащихся решается также при проведении лабораторно-практических работ. При этом знания закрепляются и совершенствуются, учащиеся применяют умения творчески их использовать для решения производственных и учебных задач. В ряде случаев лабораторно-практические занятия служат источником новых знаний, способов деятельности, средством их расширения и углубления.

По задачам и месту в учебном процессе лабораторно-практические работы по общетехническим и специальным предметам занимают промежуточное положение между теоретическим и производственным обучением и являются важным средством связи теории и практики. Все это в значительной степени влияет на определение вида, тематики и содержания лабораторно-практических работ, сроков их проведения, методов и приемов руководства деятельностью учащихся.

Дидактический анализ содержания общетехнических специальных предметов позволяет выделить основные виды лабораторно-практических работ, характерные для этих предметов. Эта классификация дает ориентиры для определения тематики лабораторно-практических работ, включаемых в эти программы.

В средних профессиональных образовательных учреждениях для более тесной увязки общеобразовательной и профессионально-технической подготовки проводятся лабораторно-практические работы, имеющие межпредметный характер. При этом учащиеся приобретают и закрепляют умения применять на практике знания и по общеобразовательным и по общетехническим или специальным предметам в комплексе. Такие лабораторно-практические работы главным образом проводят в тех случаях, когда аналогичный материал общеобразовательных и технических предметов изучается примерно в один и тот же период времени.

Лабораторно-практические работы могут быть как иллюстративными, так и исследовательскими.

Если учащиеся выполняют работы по какому-либо уже известному их вопросу, после того как преподавателем установлены определенные положения, сделаны выводы, раскрыты закономерности и причинно-следственные связи, проведены необходимые демонстрации, то эти работы являются иллюстрацией к уже изученному учебному материалу. Выполняя работы такого рода, учащиеся еще раз углубляются в изучение данного пороса, охватывают его полнее и всесторонне.

Иной характер имеют работы, если результаты их учащимся предварительно неизвестны и опытные исследования предшествуют тем выводам, которые даются в учебниках или на уроках. В этих случаях в результате лабораторно-практической работы учащиеся подводятся к новым знаниям или даже самостоятельно усваивают их.

Многие лабораторно-практические работы, предусмотренные учебными программами по общетехническим и специальным предметам, могут носить и иллюстративный, и исследовательский характер.

Работы исследовательского характера вызывают у учащихся значительный интерес, способствует воспитанию у них наблюдательности, аккуратности, внимания, чувства ответственности за результаты работы. Знания, полученные учащимися в процессе выполнения таких работ, - более глубокие и полные по объему.

Однако чтобы ставить более или менее сложный эксперимент и делать выводы, нужны определенные знания и опыт. А у учащихся к моменту проведения лабораторно-практической работы часто ни того, ни другого нет в достаточной степени. Кроме того, проведение лабораторно-практических работ исследовательского характера, как правило, требует значительно больше времени, чем иллюстративных. Сложные зависимости, характеристики, закономерности вообще нецелесообразно предлагать самостоятельно исследовать учащимся даже при непосредственном руководстве преподавателя [6].

Поэтому в исследовательском плане обычно проводятся более простые по содержанию и выводам лабораторно-практические работы. Их обычно планируют на более поздних этапах обучения, когда у учащихся накопится определенный

опыт проведения лабораторных экспериментов. Иллюстративный или исследовательский характер лабораторно-практической работы во многом определяет методику ее проведения: способы руководства деятельностью учащихся со стороны преподавателя, содержание инструктивных указаний, сложность заданий, последовательность выполнения отдельных опытов и т.п.

Лабораторно-практические работы занимают различное место в учебном процессе. Они могут предшествовать изучению учебного материала на уроках. В этом случае их задача – накопить факты, на которые преподаватель и учащиеся могут опереться при дальнейшем рассмотрении вопросов. Это как правило, лабораторно-практические работы исследовательского характера. Лабораторно-практические работы могут проводиться в непосредственной связи с изучением программного материала, облегчая учащимся его усвоение. Наконец, они могут следовать за изучением материала на уроках и включать наблюдения и опыт, имеющие целью подтвердить сообщенные сведения, закрепить усвоенное, научить применять знания при решении конкретных производственно-технических задач [10]

В зависимости от организации лабораторно-практические работы могут быть фронтальными и не фронтальными. При фронтальных лабораторно-практических работах все учащиеся группы выполняют одинаковое задание, работая на однотипном оборудовании, индивидуально или небольшими звеньями. Фронтально должны проводиться прежде всего лабораторно-практические работы, предваряющие или сопровождающие изучение учебного материала на уроках. Возможно и желательно фронтальное проведение лабораторно-практических работ, завершающих изучение соответствующего учебного материала.

Фронтальная организация лабораторно-практических работ имеет ряд преимуществ: работы можно проводить непосредственно после изучения соответствующей темы программы, переходя последовательно от простых к более сложным; значительно облегчается руководство учащимися и наблюдение за ходом выполнения работ; имеется возможность проводить групповой инструктаж.

К недостаткам следует отнести необходимость большого количества одинакового оборудования в лаборатории.

При нефронтальной организации лабораторно-практических работ учащиеся работают звеньями на различном оборудовании. Содержание лабораторно-практических работ при этом различное для отдельных звеньев. Недостатком такой формы организации лабораторно-практических работ является определенная сложность руководства ими, так как преподаватель лишен возможности проводить общий инструктаж всех учащихся и коллективный разбор их итогов. В большинстве случаев лабораторно-практические работы при изучении общетехнических и специальных предметов проводятся нефронтально, так как это не требует лабораторного оборудования сразу для всех учащихся.

Нефронтально проводятся главным образом лабораторно-практические работы иллюстративного характера после изучения части курса. Обычно для них отводится время после прохождения нескольких тем. Группа разбивается на звенья в соответствии с количеством лабораторных рабочих мест, но не более чем по три человека в звене. Звенья обычно комплектуются таким образом, чтобы в них были включены примерно одинаковые по успеваемости учащиеся – в противном случае работу, как правило, выполняют более успевающие, а остальные являются пассивными наблюдателями. Составляется график перемещения, предусматривающий выполнение запланированных на данный период лабораторно-практических работ всеми звеньями по скользящему принципу.

Руководство лабораторно-практическими работами преподавателем происходит в форме инструктирования. Его основная задача заключается в создании у учащихся ориентировочной основы деятельности для наиболее эффективного выполнения заданий.

Считаем необходимым, тем не менее, представить здесь также инвариантную внутреннюю структуру вводного инструктажа лабораторно-практического занятия:

- актуализация знаний и опыта учащихся по вопросам предыдущего учебного материала;



- формирование ориентировочной основы, предстоящей на уроке учебно-производственной деятельности (ООД);
- первичная рефлексия новых знаний и способов трудовых действий («Кому и что не понятно?»);
- выдача учебного (учебно-производственного) задания и расстановка учащихся по рабочим местам.

Ориентировочная основа предстоящей учебно-производственной деятельности учащихся содержит смысловую и двигательную составляющие

Инвариантная смысловая структура ООД включает следующие элементы:

- представление о цели (сообщение темы и цели урока) деятельности, характере учебного задания и продукте рабочего дня (ЧТО предстоит сделать?);
- мотивационный компонент (ДЛЯ ЧЕГО делать?);
- демонстрация желаемого продукта учебных действий (деталь или изделия в натуральную величину) и подробный его анализ в замещенном (графическом или схематическом) виде (ЧТО требуется сделать?);
- выбор или анализ конфигурации и материала заготовки (ИЗ ЧЕГО можно сделать?);
- разработка наиболее рациональной технологии выполнения операции или изготовления (сборки, контроля), эксплуатации или ремонта изделия (КАК сделать?), включая выбор оптимальных методов и способов технологического воздействия на заготовку;
- рациональный выбор оборудования, инструментов и приспособлений (С ПОМОЩЬЮ ЧЕГО можно сделать?);
- рассмотрение видов брака, возможных при изготовлении данной детали или изделия, установление его причин и способов устранения или предупреждения (КАК ДЕЙСТВОВАТЬ, ЧТОБЫ ИЗБЕЖАТЬ ОШИБОК?);
- организация рабочего места (КАК ДЕЙСТВОВАТЬ НАИБОЛЕЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНО?);
- техника безопасности (КАК ДЕЙСТВОВАТЬ БЕЗОПАСНО, ЧТОБЫ ИЗБЕЖАТЬ ТРАВМАТИЗМА до начала, в течение и по окончании работы?)[1].

В основу системы целеполагания, структуры и содержания лабораторно-практических занятий по операционно-комплексной системе их организации, положена иерархическая система формирования двигательного навыка, разработанная выдающимся нейрофизиологом Н.А. Бернштейном.

Для более эффективной организации самостоятельной работы учащихся при выполнении лабораторно-практических работ применяют документацию письменного инструктирования: инструкционные карты – для операционных уроков и инструкционно-технологические карты – для комплексных уроков производственного обучения. Основные учебные достоинства письменного инструктирования заключаются в следующем:

1. Учащийся имеет возможность обратиться к инструкции в любое время.
2. При изучении инструкции учащийся не зависит от деятельности других учащихся.
3. Учебная деятельность учащегося становится более активной и самостоятельной.
4. Учебный процесс в большей степени соотнобразуется с индивидуальными особенностями каждого учащегося.
5. Инструктивный материал можно изучать непосредственно в производственных условиях, у рабочего места [2].

Заключительный инструктаж (рефлексивная основа деятельности – РОД) проводится при подведении итогов урока, сообщается о достижении его целей, рефлексии, возникших в ходе урока наиболее типичных затруднений учащихся, их причин и способов предупреждения, выставлении отметок и выдачи домашнего задания.

По месту в учебном процессе и основной дидактической цели инструктирование разделяется на вводное, текущее и заключительное; по способу подачи информации – на устное и письменное.

Вводное инструктирование (вводный инструктаж) имеет важное значение при подготовке учащихся к выполнению лабораторно-практической работы.

Каждая лабораторно-практическая работа только тогда дает положительный и ценные результаты, когда учащимся ясна цель предстоящей работы, понятны

пути, которыми они должны идти к цели. Учащиеся должны представлять, в какой связи предполагаемая им работа находится с изученным материалом или какое значение она имеет для дальнейшего продвижения вперед. В процессе вводного инструктажа раскрывается цель работы, определяется план ее проведения, даются необходимые инструктивные указания об организации работы, обращении с приборами и оборудованием, о ведении записей, расчетов, подготовке материалов для отчета.

Методика вводного инструктажа во многом зависит от характера и организации лабораторно-практической работы. Если поводится лабораторно-практическая работа исследовательского характера, преподаватель подробно объясняет учащимся ее порядок, указывается, в какой последовательности производить замеры величин, как вести их записи, демонстрирует приемы выполнения. Особое внимание как при проведении вводного инструктажа, так и в ходе работы преподаватель обращает на необходимость сравнения получаемых результатов, выявление зависимости между ними, обоснование выводов. Учащиеся должны четко понимать, что основная задача состоит в практическом подтверждении изученного положения, сущности явления или процесса, их основных закономерностей.[5]

При проведении иллюстративной лабораторно-практической работы вводный инструктаж направлен на раскрытие взаимосвязи данной работы с материалом, изученным на предшествующих уроках. Для вводного инструктажа опрос учащихся по пройденному материалу, четкое определение выводов, закономерностей, правил, которые лежат в основе тех процессов, которые будут воспроизводиться в ходе лабораторно-практической работы.

Большое влияние на методику проведения вводного инструктажа оказывает организация работы учащихся. При фронтальном проведении лабораторно-практической работы преподаватель делает подробный инструктаж устной форме для всей группы обучающихся. Основу устного инструктажа составляет сочетание объяснения и показа приемов выполнения лабораторно-практической работы. Дело в том, что ориентировочной основой правильного выполнения действий для учащихся зачастую является конкретный образец этих действий,

которому они подражают и с которым сравнивают свои действия в ходе выполнения работы. Такую ориентировочную сторону деятельности преподаватель формирует у учащихся, производя показ приемов.

К сожалению, многие преподаватели при проведении вводных инструктажей к лабораторно-практическим работам не придают должного значения методически грамотному показу приемов. Для преподавателя нет ничего сложного, нового в тех приемах, которые составляют содержание действий, выполняемых в ходе лабораторно-практической работы. Отсюда и пониженное внимание в этом элементе инструктажа. Для учащегося же все новое (будь то простое или сложное) – трудное, непривычное, и тут он особенно нуждается в руководстве.

Для более четкого и яркого восприятия приемов учащимися необходимо сложные приемы разделить на более мелкие и показывать их каждый в отдельности, делать остановки в наиболее характерных моментах. Важно обеспечить хорошую видимость для студентов при показе. Показывая приемы, необходимо давать соответствующие пояснения. Основная цель пояснений – раскрыть «невидимую» сторону показываемого, помочь учащимся лучше разобраться в особенностях движений, действий, но не комментировать то, что хорошо видно и понятно без слов.

При нефронтальной организации лабораторно-практических работ преподаватель не имеет возможности проводить подробный вводный инструктаж для всех учащихся. В этом случае на первом уроке (в соответствии с графиком проведения лабораторно-практических работ) на вводный инструктаж отводится 15-20 мин и рассматриваются следующие вопросы:

1. Цель лабораторно-практических работ.
2. Ознакомление учащихся с графиком проведения работ.
3. Краткое ознакомление с лабораторией, рабочими местами.
4. Правила поведения учащихся в лаборатории.
5. Правила безопасности при выполнении работ.
6. Организация рабочего места учащихся.

7. Порядок получения и выполнения заданий, записи данных, оформления результатов и составления отчета.

8. Выдача заданий к очередным лабораторно-практическим работам.

9. Ответы на вопросы учащихся по заданиям-инструкциям [5].

На следующих занятиях на вводный инструктаж отводится 5-10 мин и проводится он в такой последовательности:

1. Распределение звеньев по рабочим местам в соответствии с графиком проведения работ.

2. Выдача заданий звеньям на выполнение очередных лабораторно-практических работ.

3. Объяснение особенностей выполнения лабораторно-практических работ на данном занятии.

4. Разъяснение ошибок, имевших место на предыдущих занятиях, их причин и способов устранения.

5. Ответы на вопросы учащихся по заданиям-инструкциям.

При проведении нефронтальных, а также сложных и длительных фронтальных лабораторно-практических работ большое значение имеет письменное инструктирование учащихся, в частности в виде заданий-инструкций.

В такой инструкции формулируются тема и цель лабораторно-практической работы; приводится перечень оборудования для ее выполнения: даются указания по оформлению результатов работы; описывается весь ход работы и указываются меры предосторожности, которые нужно соблюдать. Для общетехнических предметов, задания-инструкции издаются централизованно, для специальных предметов обычно разрабатываются преподавателями и утверждаются методическими комиссиями[5].

Руководство выполнением лабораторно-практической работы преподаватель осуществляет в форме текущего инструктирования в процессе обходов рабочих мест. При этом преподаватель контролирует ход работы, помогает учащимся справиться с возникшими затруднениями и неполадками, отвечает на их вопросы. Иногда он сам задает вопросы, чтобы проверить, насколько сознательно учащиеся выполняют работу. Преподаватель вмешивается

в работу учащихся только в тех случаях, если видит, что она пошла ясно по неправильному пути или учащийся нарушает правила безопасности.

В процессе текущего инструктажа, оказывая помощь одному звену или учащемуся, преподавателю ни в коем случае не следует упускать из поля зрения остальных. Наблюдая за действиями учащихся и не опекая по мелочам, преподаватель обязан обеспечить самостоятельность их работы. Помощь учащимся не должна превращаться в подсказку. Если у учащегося возникли затруднения, необходимо путем наводящих вопросов добиться, чтобы он сам понял причины неполадок и нашел способы решения их устранения. Если учащийся испытывает затруднения в обращении с приборами или инструментами, необходимо еще раз показать ему соответствующие приемы и предложить повторить их.

При выполнении сложных лабораторно-практических работ полезно проводить на определенном этапе промежуточный контроль выполненной учащимися части работы.

Если лабораторно-практическая работы выполняется звеньями, необходимо следить, чтобы в работе принимали участие все члены звена. В звене работа должна быть распределена таким образом, чтобы у каждого были определенные обязанности. Например, один устанавливает заданные параметры, третий ведет их записи, другой следит за показанием приборов. В ходе работы учащиеся меняются ролями, чтобы каждый выполнил все элементы задания.

Работа учащегося или звена начинается с анализа задания и изучения его выполнения. Затем, подготовив все необходимое и тщательно организовав рабочее место, учащиеся приступают к выполнению отдельных этапов задания, производят необходимые расчеты, записи, формулируют выводы.

В ходе лабораторно-практической работы необходимо следить за выполнением указаний, сделанных во время вводного инструктажа, соблюдением техники безопасности, организацией рабочего места. Особое внимание необходимо обращать на культуру труда учащихся, которая проявляется прежде всего в безупречном выполнении правил поведения в лаборатории. Не сдерживая инициативы учащихся, нужно приучить их работать под руководством

преподавателя, это является важным, когда работа связана с электрическим током, химическими реактивами, огнем, газом, сжатым воздухом или с использованием дорогостоящей аппаратуры и приборов. Руководя ходом лабораторно-практических работ, необходимо добиваться выполнения каждой операции в назначенное время. Это обеспечит своевременное окончание всей работы. Часто, увлекаясь первыми операциями (подключение приборов, сборка схемы, настройка испытываемой машины и т.п.), учащиеся начинают спорить, выявлять причины неполадок и забывают о необходимости своевременного и тщательного выполнения основных операций, составляющих суть лабораторно-практической работы. В таких случаях необходимо быстро решить спорные вопросы и указать учащимся на непроизводительную трату времени. Наблюдая за учащимися, преподаватель накапливает данные для оценки их работы [4].

В передовых техникумах лаборатории оборудованы пультами управления, связанными с рабочими местами учащихся. Это обеспечивает более тесную обратную связь между учащимися и преподавателем, позволяет ему следить за работой учащихся и давать им необходимые текущие указания непосредственно со своего рабочего места.

При разработке методических указаний по выполнению лабораторных и практических работ следует учитывать, что они должны включать в себя следующие обязательные пункты:

- название лабораторной или практической работы;
- цели и задачи работы;
- оборудование, используемое в процессе выполнения работы;
- краткие теоретические сведения;
- порядок выполнения лабораторной и практической работы;
- требования к выполнению отчета по проделанной работе;
- контрольные вопросы.

Фрагменты разработанных методических указаний по выполнению лабораторных работ и практических занятий представлены в Приложениях А и Б, соответственно.

### **2.3. Разработка методических указаний по выполнению курсового проекта дисциплины «Металлургия тяжелых цветных металлов»**

Курсовой проект – это самостоятельная учебная научно-методическая работа студентов средних и высших учебных учреждений, выполняемая под руководством преподавателя по общенаучным и специальным предметам учебного плана. Имеет целью развитие у студентов навыков самостоятельной творческой работы, овладение методами современных научных исследований, углублённое изучение какого-либо вопроса, темы, раздела учебной дисциплины (включая изучение литературы и источников).

Методические указания должны включать в себя:

- цель и задачи курсового проекта;
- общие методические указания;
- рекомендуемый план выполнения и защиты курсового проекта;
- задания для выполнения курсовых проектов
- список использованных источников (основная и дополнительная литература, интернет – ресурсы)

Фрагмент разработанных методических указаний по выполнению курсового проекта представлен в Приложение В.



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Происходящие в современном российском обществе изменения требуют качественного преобразования характера и содержания труда: повышения уровня конкурентоспособности работников в разных сферах производственной деятельности, социально-профессиональной мобильности.

Среднее профессиональное образование должно быть направлено прежде всего на удовлетворение потребности экономики. Данная ситуация требует переосмысления ключевых методологических подходов к проектированию и реализации образовательного процесса в средних специальных образовательных учреждениях. В подготовке обучающегося важнейшую роль приобретает ориентация на личность и компетентность.

Суть образовательного процесса в условиях компетентного подхода – создание ситуаций и поддержка действий, которые могут привести к формированию той, или иной компетенции. Компетентный подход – попытка привести среднее профессиональное образование в соответствие с требованиями рынка труда, с запросами общества и личности. В настоящий момент перед российскими вузами на первый план выдвигается задача пересмотра образовательных программ с учетом требований профессионального стандарта.

Целью выпускной квалификационной работы является – разработка учебно-методического обеспечения для обучения техников при подготовке по специальности 22.02.02. «Металлургия цветных металлов» по дисциплине МДК 01.02. «Металлургия тяжелых цветных металлов».

В выпускной квалификационной работе, с учетом поставленной цели, было разработано учебно-методическое обеспечение для техников при подготовке по специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов» по дисциплине МДК 01.02. «Металлургия тяжелых цветных металлов», включающего:

- лабораторные работы и методические указания к их выполнению по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов»;

- практические задания и методические указания к их выполнению по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов»;

- курсовая работа и методические указания к её выполнению по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов»;
- экзаменационные билеты по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов».

Для достижения поставленной цели был проведен анализ требований Федерального государственного образовательного стандарта специального профессионального образования по специальности 22.02.02 «Металлургия цветных металлов» и требований профессионального стандарта по родственной специальности «Плавильщик цветных металлов»; проведен анализ научно-методической литературы по основным формам обучения; определен перечень компетенций техников среднего профессионального образования металлургической специализации с учетом требований профессионального стандарта.

В процессе выполнения выпускной квалификационной работы поставленные задачи были выполнены, цели реализованы.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Дирвук, Е. П. Методическое обеспечение учебного занятия в учреждениях профессионально-технического и среднего специального образования : методическое пособие по курсовому проектированию для студентов специальности 1-08 01 01 «Профессиональное обучение» / Е. П. Дирвук, А. А. Плевко. – Минск : БНТУ, 2013. – 131 с.
2. Профессиональный стандарт «Плавильщик цветных металлов и сплавов»
3. Рабочая программа дисциплины МДК 01.02. «Металлургия тяжелых цветных металлов» - Екатеринбург: УГК им. И.И. Ползунова, 2012. – 66 с.
4. Скакун В.А. Методика преподавания специальных и общетехнических предметов (в схемах и таблицах): учебное пособие для нач. проф. образования / В.А. Скакун. – 4-е изд., стер. – М.: Издательский центр «Академия», 2009. – 128 с.
5. Скакун, В.А. Преподавание общетехнических и специальных предметов в средних ПТУ/ В.А. Скакун. – М.: Высш. шк., 1987. – 272с.
6. Скакун, В.А. Организация и методика профессионального обучения: Учебное пособие / В.А. Скакун. – М.: ФОРУМ: ИНФРА – М, 2007. – 336 с.
7. Учебный план программы подготовки специалистов среднего звена среднего профессионального образования базовой подготовки по специальности 22.02.02. «Металлургия цветных металлов» - Екатеринбург: УГК им. И.И. Ползунова, 2015. – 15 с.
8. Федеральный государственный образовательный стандарт среднего профессионального образования 22.02.02 «Металлургия цветных металлов» от 21.04.2014 г. №356
9. Федеральный закон «Об образовании в Российской Федерации» от 29.10.2013 г. №1199 [Текст]. – М.: - Омега-Л., 2014. - 134 с.
10. Профессиональная педагогика: Учебник для студентов, обучающихся по педагогическим специальностям и направлениям. Под ред. С.Я. Батышева, А.М. Новикова. Издание 3-е переработанное. М.: Из-во ЭГВЕС, 2009. – 456 с.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ  
ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ СРЕДНЕГО  
ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОЛЛЕДЖ  
имени И.И.ПОЛЗУНОВА

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ  
ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ  
МДК 01.02. МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ  
для специальности (укрупненной группы специальностей)  
**22.02.02 «Металлургия цветных металлов»**  
(БАЗОВАЯ ПОДГОТОВКА)

## ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Целью выполнения лабораторных работ является необходимость овладения студентами методикой исследования различных металлургических процессов, планированием эксперимента, техникой обработки экспериментальных данных.

В задачи лабораторных работ входит приобретение практических знаний и навыков по расчету технологического процесса металлургического производства с изучением лабораторного оборудования.

Для допуска к экзамену студенту необходимо получить положительные результаты за текущую работу в семестре. Трудоемкость текущей работы в семестре составляет 60 % от семестровой трудоемкости дисциплины. Остальные 40 % трудоемкости приходится на экзамен. При этом на долю практических занятий приходится 15 % от текущей семестровой трудоемкости дисциплины.

Методика проведения лабораторных занятий заключается в следующем:

- выполнение лабораторной работы в соответствии с требуемым порядком;
- проведение необходимых анализов и расчетов и оформление отчета по лабораторной работе;
- защита отчета на следующем лабораторном занятии.

Студенту необходимо:

- ознакомиться с темой лабораторного занятия, его целями и задачами;
- изучить краткие теоретические сведения, необходимые для выполнения задания;
- ознакомиться с методикой и правилами выполнения работы;
- получить у преподавателя задание на выполнение работы;
- ознакомиться с порядком выполнения лабораторной работы;
- ознакомиться с требованиями к отчету по лабораторной работе.

Результаты, полученные в ходе лабораторной работы, заносятся в рабочую тетрадь. На основании полученных результатов производятся необходимые расчеты, строятся графики и делаются выводы по работе. Вся эта информация должна быть отражена в отчете по лабораторной работе. Своевременность и правильность выполнения лабораторных работ учитывается при аттестации студентов по дисциплине.

Темы лабораторных работ следующие приведены ниже:

№	Номер раздела и темы дисциплины	Наименование лабораторных работ, трудоемкость, з. е. / ч
1	Раздел: Общие вопросы металлургии меди и никеля Тема: Основные продукты металлургического производства	Продукты пирометаллургического производства меди и никеля (0,06/2)
2	Раздел: Общие вопросы металлургии меди и никеля Тема: Основные продукты металлургического производства	Влияние состава шлака на потери металлов (0,06/2)
3	Раздел: Плавка медных и никелевых руд и концентратов на штейн	Обжиг сульфидных медных концентратов (0,06/2)

	Тема: Отражательная плавка медных концентратов	
4	Раздел: Конвертирование медных, никелевых и медно-никелевых штейнов Тема: Теоретические основы процесса конвертирования Тема: Практика процесса конвертирования	Конвертирование медных штейнов (0,11/4)
5	Раздел: Рафинирование меди и никеля. Тема: Электролитическое рафинирование меди	Электролитическое рафинирование меди (0,09/3)
6	Раздел: Рафинирование меди и никеля. Тема: Электролитическое рафинирование никеля	Очистка никелевого электролита от железа и кобальта (0,11/4)

Выполнение нижеследующих практических работ поможет студентам овладеть методикой исследования различных металлургических процессов, планированием эксперимента, техникой обработки экспериментальных данных, приобрести навыки работы с лабораторным оборудованием.

Примечание. Условные обозначения: ВЛР – выполнение практической работы; ЗПР – защита практической работы.

Полученные на практических занятиях знания и умения необходимы для формирования следующих компетенций:

инструментальных (ИК):

– уметь проводить расчеты и делать выводы.

общефессиональных (ОПК):

– уметь сочетать теорию и практику для решения инженерных задач;

– выполнять элементы проектов;

– обосновывать выбор оборудования для осуществления технологических процессов.

специальных профессиональных (СПК):

– уметь корректировать технологические процессы;

– уметь управлять технологическими процессами;

– уметь выявлять объекты для улучшения технологии.

Лабораторная работа складывается из следующих этапов: самостоятельная подготовка к работе, получение к ней допуска, выполнение экспериментальной части, обработка результатов, оформление отчета и его защита.

Самостоятельная подготовка предполагает изучение теории вопроса по рекомендуемой литературе, других материалов, знакомство с данным практикумом после выполнения экспериментальной части студенты составляют отчет, который должен содержать цель и формулировку работы, краткие теоретические сведения, необходимые расчеты, краткое описание методики выполнения экспериментов, таблицы для занесения в них экспериментальных данных (всего 5–6 страниц).

Отчет по лабораторной работе необходимо оформлять в соответствии с принятыми в университете правилами и требованиями. Отчет по лабораторной работе защищается на следующем занятии в соответствии с графиком учебного процесса.

Студент выполняет экспериментальную часть работы с учетом методических рекомендаций, соблюдая меры техники безопасности при работе на лабораторном оборудовании.

Полученные студентом экспериментальные данные проверяются преподавателем и используются при составлении отчета. На основании полученных результатов и необходимых расчетов делаются выводы по работе.

Отчет с обработанными результатами, выводами и эскизами или графиками представляется к защите. Во время защиты отчета студент должен дать ответы на вопросы теоретического, методического и практического характера по данной работе.

Студент не допускается к выполнению следующей работы, если имеет две незащищенные работы.

## ЛАБОРАТОРНЫЕ РАБОТЫ

### Лабораторная работа 1.

Продукты пирометаллургического производства меди и никеля

Цель. Закрепление знаний по технологическим схемам получения меди и никеля пирометаллургическими способами, знакомство с продуктами пирометаллургических процессов.

Задачи. Овладеть навыками обоснования предлагаемой технологической схемы металлургической переработки различных видов медного и никелевого сырья; научиться анализировать технико-экономические показатели процессов.

Теоретические сведения

В мировой практике переработка медного и никелевого рудного сырья осуществляется как пиро-, так и гидрометаллургическими способами. За рубежом пирометаллургическим способом производят около 85 % от общего выпуска меди и около 60 % никеля. На отечественных предприятиях доля меди и никеля, производимых по пирометаллургической технологии, еще выше.

Принципиальные технологические схемы получения меди и никеля пирометаллургическими методами приведены на рис.1.1, рис.1.2, рис.1.3.



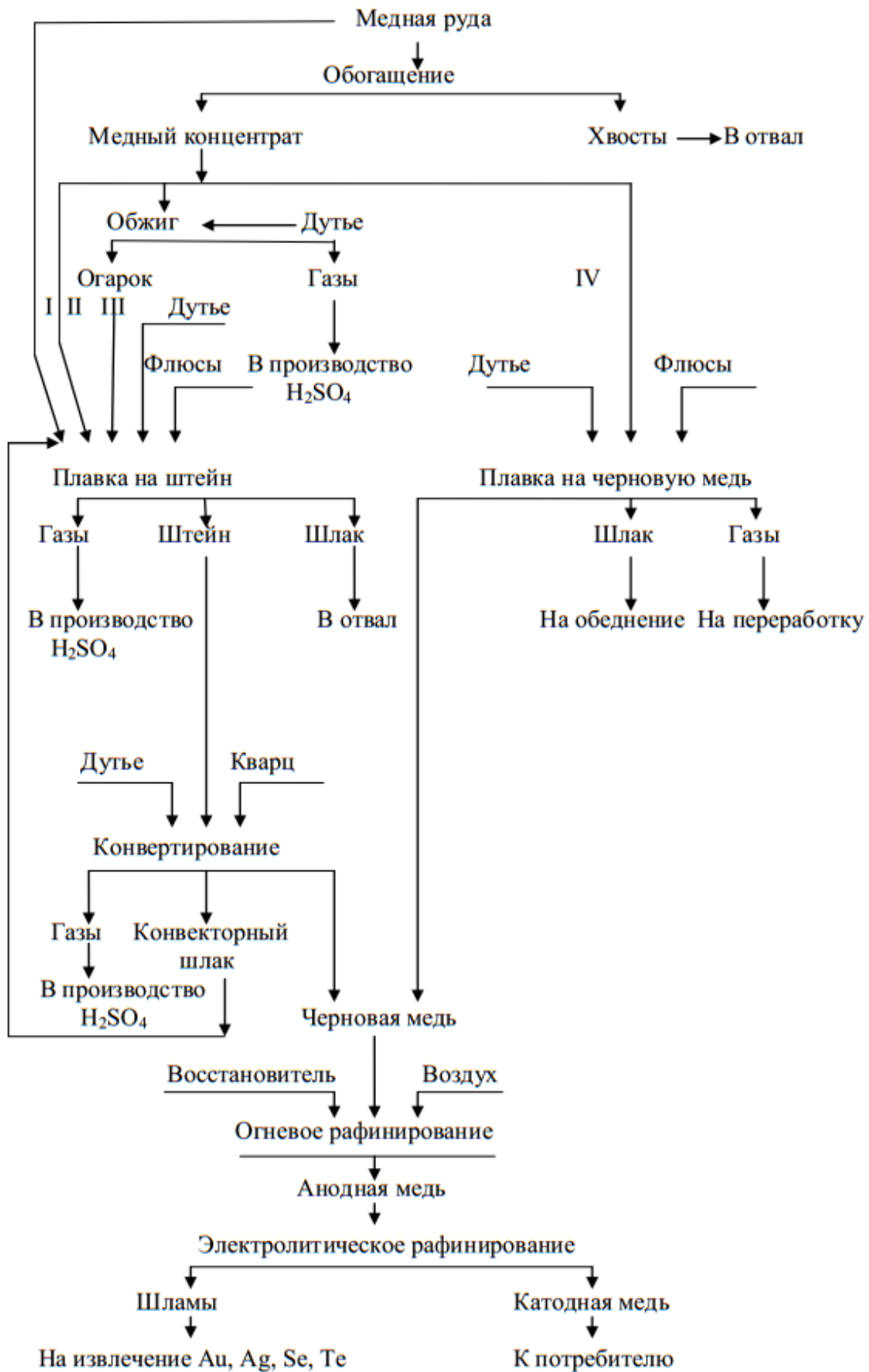


Рис. 1.1. Принципиальная технологическая схема пирометаллургии меди Окисленная никелевая руда (ОНР)

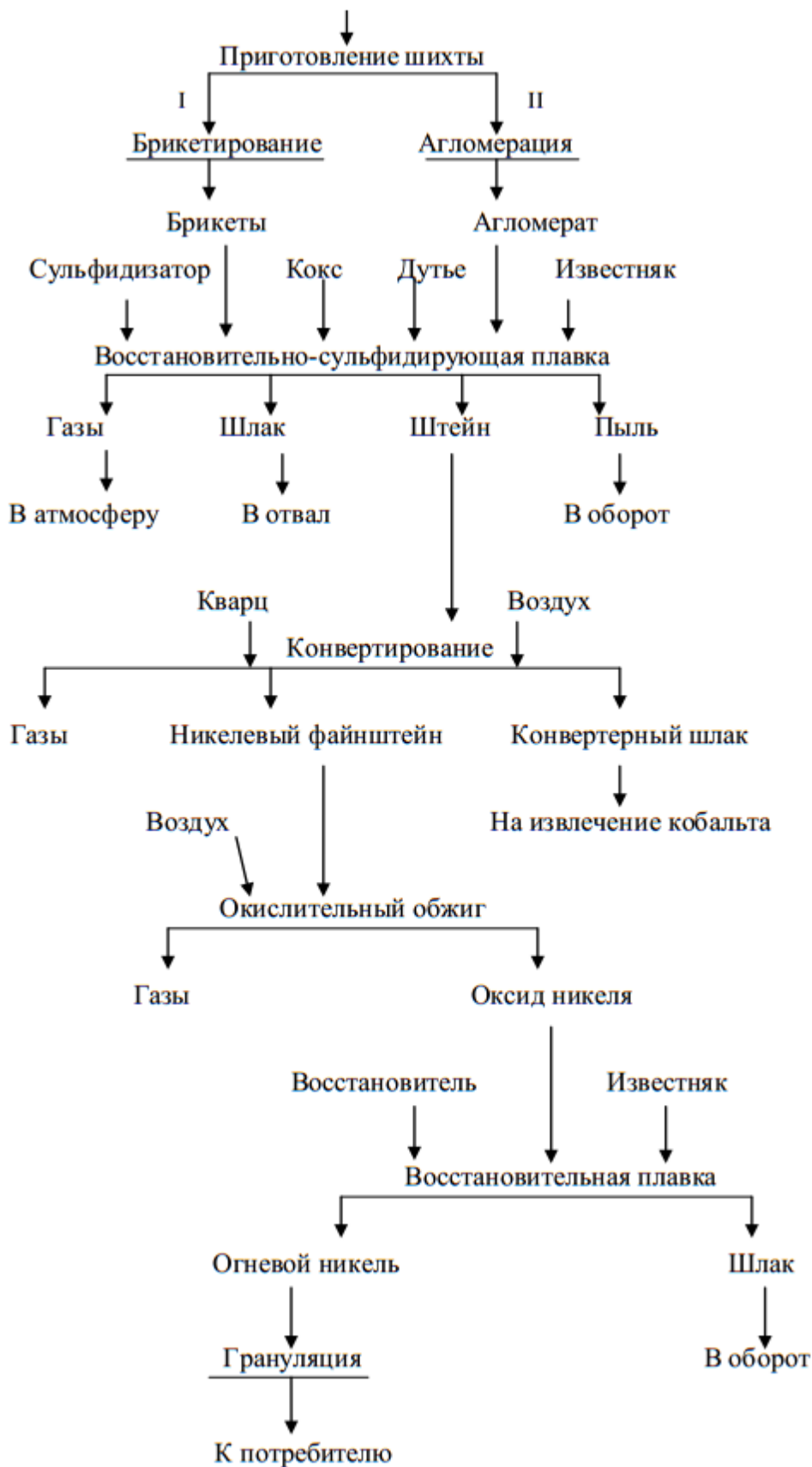


Рис. 1.2. Принципиальная технологическая схема переработки ОНР  
Медно-никелевая руда

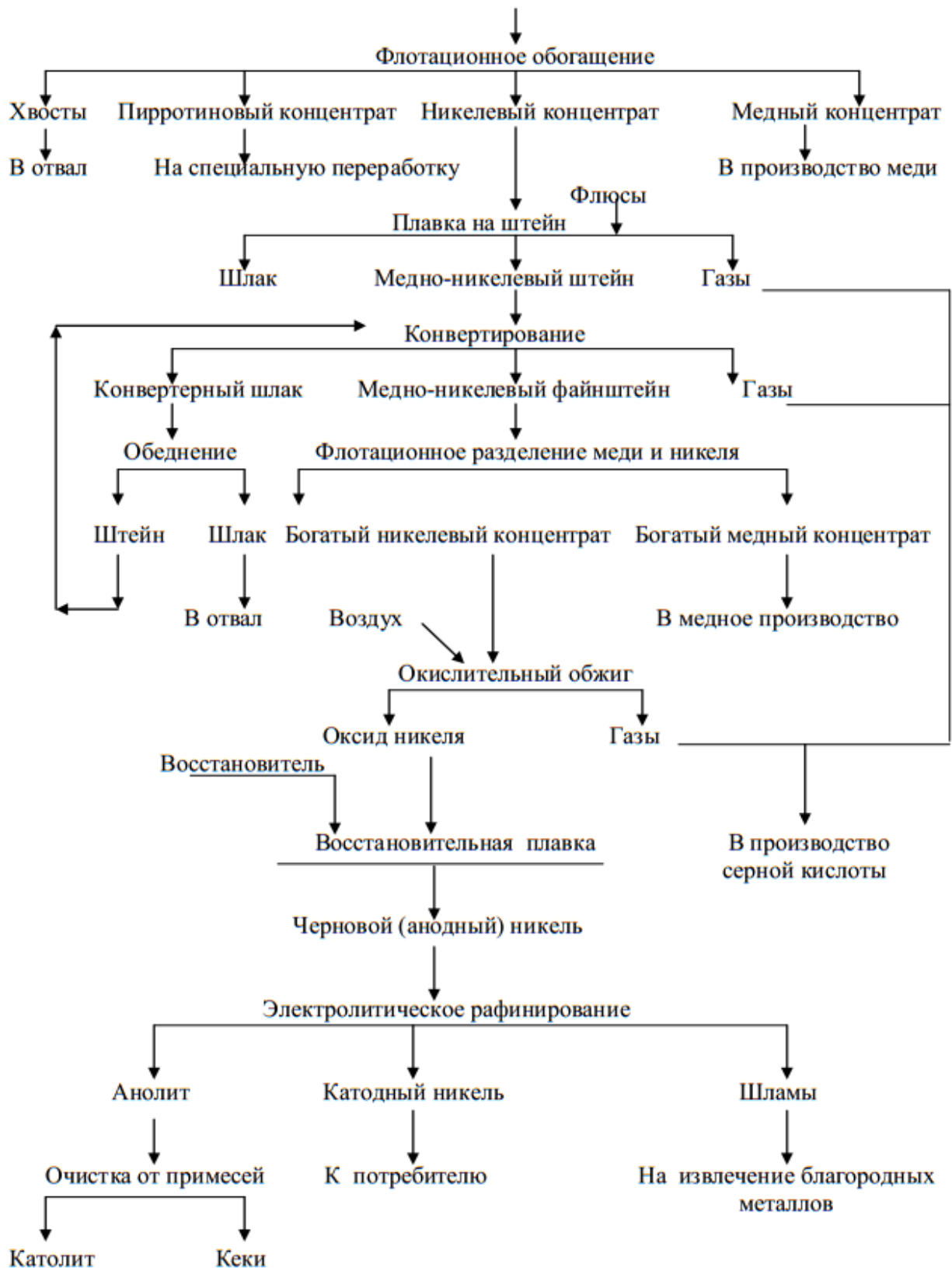


Рис. 1.3. Принципиальная технологическая схема переработки сульфидных медно-никелевых руд

Пирометаллургическая технология производства меди и никеля в подавляющем большинстве случаев предусматривает применение плавки рудного сырья на штейн, обеспечивающей наиболее полное отделение цветных и благородных металлов от пустой породы и части железа, которые переходят в шлак.

Для переработки окисленных никелевых руд применяют также восстановительную плавку на ферроникель.

Современная пирометаллургическая технология переработки медного и никелевого сырья, основанная на плавке на штейн, включает, кроме того, следующие пирометаллургические процессы:

- конвертирование штейнов;
- огневое рафинирование меди;
- окислительный обжиг никелевого фанштейна;
- восстановительную плавку закиси никеля на товарный или черновой никель.

Рассмотрим более подробно технологические схемы производства меди и никеля.

### ***Пирометаллургическая технология производства меди из сульфидного сырья***

Сульфидные медные руды имеют комплексный характер и низкое содержание меди, в связи с этим их непосредственная металлургическая переработка невыгодна. Руду подвергают селективному флотационному обогащению. Основным продуктом обогащения медных руд являются медные концентраты, содержащие до 50 % меди, чаще – от 10 до 30 %. Извлечение меди в концентрат при флотации колеблется от 80 до 95 %. Отходами обогащения являются отвальные хвосты.

Медные руды и получаемые при их обогащении концентраты имеют одинаковый минералогический состав и отличаются лишь количественными соотношениями между различными минералами. Следовательно, физико-химические основы их металлургической переработки будут совершенно одинаковы. Состав различных медных концентратов приведен в табл. 1.1.

Таблица 1.1 - Примерный состав различных медных концентратов, %

Тип концентрата	Cu	Pb	Zn	Fe	S	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO
Медный	18,5	–	–	31,6	35,5	5,5	2,1	0,1
	17,8	0,05	–	26,1	34,7	14,3	2,9	0,7
	36,5	-	1,1	7,1	16,6	24,8	7,2	2,4
Медно-цинковый	13,6	–	8,3	28,7	39,0	1,1	3,4	0,1
	16,1	–	5,4	31,7	41,7	0,7	0,7	0,1
	15,7	0,8	6,8	31,6	40,4	0,7	–	0,1
Медный, никельсодержащий	24,7	1,8 Ni	-	34,9	32,6	1,7	1,5	0,7

Современная пирометаллургия меди, несмотря, на принципиальную общность используемых различными предприятиями технологических схем, предусматривает несколько вариантов (I–IV) ее практического осуществления (рис. 1.1).

Как следует из рис. 1.1, технология получения черновой меди характеризуется многостадийностью (за исключением варианта IV, предусматривающего непосредственную плавку концентратов на черновую медь). В каждой из последовательно проводимых технологических операций постепенно повышают концентрацию меди в основном металлосодержащем продукте за счет отделения пустой породы и сопутствующих элементов, главным образом железа и серы. На практике удаление железа и серы осуществляют за счет их окисления в три (обжиг, плавка, конвертирование), в две (плавка, конвертирование) или в одну стадии.

Наиболее распространенная до настоящего времени технология предусматривает обязательное использование следующих металлургических процессов: плавка на штейн, конвертирование медного штейна, огневое и электролитическое рафинирование меди. В ряде случаев перед плавкой на штейн проводят предварительный окислительный обжиг сульфидного сырья.

Плавку на штейн медных руд и концентратов – основной технологический процесс – можно проводить практически любым видом рудных плавков.

В современной металлургии меди для ее осуществления используют отражательные, рудно-термические (электрические) и шахтные печи, а также автогенные процессы нескольких разновидностей.

Вследствие низкого содержания меди и комплексного характера руд непосредственная металлургическая переработка такого сырья экономически нецелесообразна, поэтому их подвергают селективному флотационному обогащению с получением концентратов. Флотационные концентраты имеют крупность частиц 74 мкм и влажность 8–12 %.

Обжиг в металлургии меди используют при переработке высокосернистых бедных по меди концентратов и руд. Цель обжига состоит в удалении части серы и окислении некоторого количества железа для перевода их оксидов в шлак при последующей плавке. В шихту обжига, как правило, вводят флюсующие добавки (кварц, известняк) для получения шлака выбранного состава. При обжиге решаются и другие задачи: получение газов, пригодных для получения серной кислоты, усреднение, разогрев шихты (быстрее плавится).

Полнота обжига определяется величиной десульфуризации (Д), т. е. отношением количества серы, удаленной в газы, к ее первоначальному содержанию в шихте. Десульфуризацию выражают в процентах. При  $D = 100\%$  обожженный материал будет полностью состоять из оксидов и при последующей плавке штейн не получится. Поэтому обжиг проводят частично с тем, чтобы получит штейн, содержащий не менее 25–30 % меди.

В шахтных печах можно перерабатывать только кусковой материал; в этом случае проводят окислительный обжиг со спеканием на агломерационных машинах – агломерирующий обжиг.

Плавка на штейн является одним из важнейших переделов технологической схемы пирометаллургического способа получения меди. Основная задача передела – максимально высокое извлечение цветных металлов. Современные процессы плавки обеспечивают извлечение до 94–98 % меди.

Другая важная задача состоит в осуществлении процесса с минимальными затратами энергии. Применяют следующие виды плавки на штейн:

1. Отражательная плавка сырых (необожженных) концентратов или огарка.
2. Плавка в рудно-термических электрических печах.
3. Плавка в шахтных печах руды или концентрата после предварительного окускования путем брикетирования или агломерации.
4. Кислородно-факельная плавка (КФП).
5. Взвешенная (финская) плавка («Оутокумпу»).
6. Плавка Ванюкова.

Отражательная плавка – это традиционный способ переработки богатых сульфидных и карбонатных руд, обожженных и необожженных (сырых) флотационных концентратов. В печи перерабатывают также конвертерные шлаки, оборотные пыли. В качестве топлива используют природный газ, мазут, угольную пыль. В мировой практике примерно 35 % меди получают с использованием отражательной плавки.

Основной целью отражательной плавки медьсодержащего сырья является расплавление шихты с получением штейна и шлака, обеспечивающее максимальный перевод в штейн меди и сопутствующих ценных компонентов (например, золота и серебра), и ошлакование пустой породы.

Содержание меди в штейне колеблется от 20 до 60 % и зависит в основном от состава шихты, поскольку регулировать состав штейна невозможно.

Шлака образуется в 1,1–1,5 раза больше, чем штейна. Состав шлака, %: 30–46 SiO<sub>2</sub>; 32–46 FeO; до 15 CaO; до 12 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

Отражательная плавка имеет ряд недостатков: низкая удельная производительность; высокий расход топлива; низкий тепловой КПД; трудности утилизации бедных серосодержащих газов; высокий расход огнеупоров.

Плавка в рудно-термических электрических печах. Принципиальное отличие электроплавки состоит в том, что шихта в печи плавится за счет джоулева тепла, выделяющегося при пропускании электрического тока через шлаковый расплав. Перед плавкой сырье нуждается в сушке. Для плавки медного сырья используют шестиэлектродные электропечи. Удельная производительность электрических печей выше, чем производительность отражательных печей, и достигает 13 т/м<sup>2</sup> в сутки, для электроплавки характерен невысокий выход шлака и меньшие абсолютные потери с ним металлов. Расход электроэнергии при электроплавке медных концентратов зависит от их состава и влажности и колеблется от 380 до 550 кВт·ч/т шихты.

Электропечи целесообразно использовать для тугоплавких концентратов, богатых медью и бедных по сере, в районах с дешевой электроэнергией.

Доля электроплавки в общем объеме производства меди не превышает 5 %.

**Плавка в шахтных печах** – это наиболее старый способ плавки на штейн. В шахтных печах можно перерабатывать только кусковой материал (20–100 мм) для обеспечения газопроницаемости столба шихты.

В производстве меди используют следующие разновидности шахтной плавки: восстановительная, пиритная, полупиритная, медно-серная.

**Восстановительную плавку** используют для переработки окисленного или вторичного сырья (медный, латунный лом, стружка, шлаки литейные и рафинировочные).

Пиритная плавка пригодна для переработки высокосернистых руд, содержащих более 75 % пирита (около 40–42 % серы). Такой материал теоретически может плавиться без топлива. Тепло выделяется при окислении пирита и халькопирита. Теплотворная способность высокосернистой шихты составляет 5000–6000 кДж/кг (1 кг FeS; энергетически эквивалентен 0,2 кг кокса).

Из-за отсутствия богатых колчеданных руд пиритная плавка потеряла свое практическое значение, но она является прототипом современных автогенных процессов, и на ее основе были разработаны полупиритная и медно-серная плавки.

**Полупиритную плавку** проводят, если в шихте недостаточно сульфидов для автогенности плавки, а недостаток тепла компенсируют добавкой кокса.

При полупиритной плавке получают штейны, содержащие 15–20 % меди; шлаки содержат, %: 35–40 SiO<sub>2</sub>; 45–60 FeO; 3–2 CaO; 0,3–3,5 Cu. Расход кокса 5–12 % массы шихты, степень десульфуризации 60–75 %; удельный проплав – 60–120 т/м<sup>2</sup> в сутки.

**Медно-серная плавка** представляет собой пиритную плавку высокосернистых руд в комбинации со специальной обработкой печных газов с целью получения серы в элементном состоянии.

Шахтная плавка – интенсивный и сравнительно дешевый процесс. Конструкция печей проста, характерен низкий расход огнеупоров, невысокий расход топлива. Применение шахтной плавки ограничено отсутствием кускового рудного сырья и низкой степенью комплексности его использования.

Традиционные технологические схемы переработки сульфидного сырья перестали удовлетворять требованиям по охране окружающей среды, а увеличение затрат на сырье, топливо, заработную плату, капитальные вложения привели к снижению экономической эффективности производства цветных металлов.

Новые технологические процессы основаны на использовании тепла, выделяющегося при окислении сульфидов. Такие процессы получили название автогенных плавок. Принцип автогенности использовался ранее (пиритная плавка) и широко применяется в традиционных технологиях (окислительный обжиг, конвертирование штейнов).

Сульфидные концентраты относятся к низкоэнергетическим видам топлива. Для их автогенной переработки требуются или подогрев дутья, или его обогащение кислородом. Оба эти приема широко используются в практике.

Развитие автогенных процессов привело к созданию двух способов их реализации, отличающихся местом окисления и плавки сульфидов; взвешенная плавка и плавка в расплаве. В первом случае окислительные процессы протекают в шихтово - дутьевом факеле, а формирование фаз завершается в жидкой ванне, куда попадают расплавленные частицы шихты. При плавке в расплаве окислительное дутье и шихту подают в ванну расплава, где происходит окисление и формирование фаз.

Кислородно-факельная плавка (КФП) – полностью автогенный процесс плавки медных концентратов в факеле с использованием в качестве окислителя технологического кислорода (95 %  $O_2$ ). В печи сжигают сухую сульфидную шихту в горизонтальном факеле. Значительная часть сульфидов меди и железа окисляется, образуется много магнетита, получают богатые по меди шлаки. При плавке получают штейн с содержанием 50–55 % меди.

Газы удаляются через газоход в центре печи. Они содержат 60–80 %  $SO_2$ ; их используют для производства жидкого диоксида серы или серной кислоты.

Производительность печи 10–12 т/( $m^2 \times \text{сут}$ ). Для процесса КФП характерно выделение большого количества избыточного тепла, поэтому стены, свод и газоход имеют водоохлаждаемые кессоны.

Взвешенная (финская) плавка. Этот процесс разработан фирмой «Оутокумпу» и в настоящее время является наиболее аппаратурно и технологически отработанным и распространенным. Его используют во многих странах мира для переработки медных, никелевых и пиритных концентратов. Плавку осуществляют на подогретом до 450–500°C воздушном дутье или на дутье, обогащенном кислородом до 30–50 %. Используют и комбинированное дутье.

При плавке получают штейн с содержанием меди 50–60 %, шлаки, содержащие 0,7–2,0 % меди, и газы (14–16 %  $SO_2$ ), используемые для производства серной кислоты или элементной серы.

Шлаки подвергают обеднению флотацией, электроплавкой или обработкой пиритом. Производительность печей достигает 1500 т/сут шихты или 8–10 т/( $m^2 \times \text{сут}$ ).

Плавка Ванюкова (ПВ). В ней используется принцип плавки в жидкой ванне. Сырье непрерывно загружают на поверхность расплава, барботируемого кислородсодержащим газом. Плавка и окисление сульфидов происходит в расплаве шлака (а не штейна!). Плоскость сечения печи в области фурм делит внутренний объем печи на две части: верхнюю надфурменную (барботируемую) и нижнюю подфурменную, где расплав находится в сравнительно спо-койном состоянии. Физико-химические процессы формирования штейна, шлака, укрупнение частиц штейна осуществляются в надфурменной зоне.

Крупные капли сульфидов оседают в слое шлака, и в подфурменной зоне образуются слои шлака и штейна. Продукты плавки непрерывно выпускают через соответствующие сифоны в противоположных сторонах печи.

Для плавки пригодна шихта различной крупности: и флотоконцентраты, и кусковый материал крупностью до 50 мм. Влажность шихты может достигать 10



%. Автогенность процесса регулируют содержанием кислорода в дутье, которое находится в пределах 40–70 %. Отходящие газы (40–60 % SO<sub>2</sub>) используют в производстве серной кислоты. В связи с тем, что шихта плавится в шлако - штейновой эмульсии, пылевынос не превышает 1 % .

Удельная производительность агрегата достигает 80 т/(м<sup>2</sup> × сут). Содержание меди в шлаках составляет 0,01 % от содержания в штейне.

Оценивая различные способы плавки сульфидных медных шихт, можно констатировать, что традиционные методы плавки в отражательных, электрических и шахтных печах теряют свое значение.

Получают распространение новые прогрессивные автогенные или полуавтогенные процессы, позволяющие использовать для плавления шихты теплотворную способность сульфидов, сокращают или полностью исключают использование посторонних источников энергии. Эти процессы имеют повышенную удельную производительность, увеличивают степень использования серы, сокращают капитальные и эксплуатационные затраты, снижают загрязнение окружающей среды.

Автогенные процессы проводят путем окисления сульфидов во взвешенном состоянии (в факеле) или после их предварительного расплавления (в расплавах). Плавка во взвешенном состоянии предусматривает специальную подготовку шихты по гранулометрическому составу и влажности. Для процессов плавки во взвешенном состоянии характерны относительно невысокая производительность (не более 10 т/(м<sup>2</sup>×сут) и большой пылевынос (до 10 %).

Процессы, основанные на окислительном плавлении в расплавах, более производительны, не требуют глубокой сушки шихты, ее измельчения и поэтому получают все большее распространение. Автогенные процессы позволяют получать богатые штейны, содержащие от 40 до 75 % меди и даже черновую медь.

Как правило, при этом получают богатые по меди шлаки, которые обедняют в отдельных электропечах или флотацией специально охлажденного тонкоизмельченного шлака.

Любой вид плавки заканчивается получением промежуточного продукта – медного штейна. Содержание основных компонентов в штейнах колеблется в следующих пределах: меди от 8–12 до 65–75 %; железа от 2–4 до 44–46 %; серы 24–26 %. Кроме меди, серы и железа, штейны содержат ряд сопутствующих ценных элементов и вредных примесей.

Конвертирование штейнов. Цель конвертирования состоит в окислении сульфидов и части примесей, их ошлаковании в присутствии кварцевого флюса и получении черновой меди.

Технологически конвертирование состоит из двух периодов. Первый период заключается в получении белого матта (белого штейна) – расплава Cu<sub>2</sub>S. Для этого расплав продувают воздухом в присутствии кварцевого флюса. Образующийся шлак сливают, и заливают новые порции штейна. Так поступают до тех пор, пока в конвертере не накопится нужное количество Cu<sub>2</sub>S (примерно

0,8 от емкости аппарата). Температура расплава в конвертере составляет 1200–1280 °С.

Повышение температуры приводит к повышенному износу футеровки, поэтому ее регулируют загрузкой в конвертер холодных материалов (твердый штейн, обороты, вторичное сырье, цементная медь, гранулированные концентраты). Чем беднее штейн по меди (больше сульфида железа), тем больше выделяется тепла и требуется больше холодных материалов.

Часть железа переокисляется до магнетита ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ), что приводит к повышенному содержанию в шлаках меди. Обычно это 1,5–3,0 %, и конвертерные шлаки с целью до извлечения меди возвращают в оборот (в плавку на штейн) либо подвергают самостоятельной переработке.

Продолжительность первого периода определяется содержанием меди в штейне и количеством подаваемого воздуха (на 1 кг FeS требуется 2 м<sup>3</sup> воздуха). Продуктами первого периода являются конвертерный шлак, газы и белый штейн (78–80 % меди).

Второй период – получение черновой меди включает окисление сульфида меди и взаимодействие оксида меди с ее сульфидом. Второй период протекает непрерывно, он более напряжен в тепловом отношении, поэтому его проводят без остановок и без добавок каких-либо холодных материалов.

Для конвертирования применяют горизонтальные конвертеры.

В процессе конвертирования медных штейнов получают черновую медь, конвертерные шлаки, оборотную конвертерную пыль и газы.

Черновая медь является конечной продукцией процесса конвертирования медных штейнов. Содержание меди в черновой меди составляет 97,5–99 %. Наряду с этим, в ней содержится ряд примесей: никель, железо, сера, селен, теллур, драгоценные металлы, а также газы (диоксид серы, кислород, азот).

Примеси находятся в черновой меди в растворенном состоянии как в свободном виде (никель, азот), так и в форме химических соединений ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ,  $\text{Cu}_2\text{O}$ ,  $\text{SO}_2$  и т. д.).

Плотность чистой электролитной меди 8,9 т/м<sup>3</sup>, температура плавления 1083 °С. Никель повышает температуру плавления меди, остальные примеси, в тех количествах, в которых они присутствуют в черновой меди, как правило, снижают ее плотность и температуру плавления. Химический состав черновой меди приведен в табл. 1.2.

Таблица 1.2 - Химический состав черновой меди

Наименование продукта	Массовая доля, %					
	Медь	Никель	Железо	Сера	Кислород	Прочие
Медь черновая	97,5–98,6	0,5–1,2	0,02–0,6	0,06–0,10	0,35–0,6	0,47–0,54
Среднее значение	98,4	0,55	0,03	0,07	0,43	0,52

Качество черновой меди определяется содержанием никеля: чем больше содержание никеля в черновой меди, тем хуже ее качество.

Черновая медь подразделяется на несколько марок согласно ТУ-48-7-21–89 (табл. 1.3).

Таблица 1.3 - Марки черновой меди

Марка	Химический состав, %					
	Сумма Cu, Ag, Au не менее	Примеси, не более				
		Sb	As	Ni	Bi	Pb
1	2	3	4	5	6	7
МЧ 0	99,5	0,03	0,03	0,1	0,002	0,1
МЧ 1	99,4	0,05	0,05	0,2	0,005	0,1
МЧ 2	99,2	0,08	0,08	0,3	0,01	0,2
МЧ 3	98,8	0,15	0,15	0,75	0,02	0,2
МЧ 4	98,3	0,2	0,2	0,85	0,03	0,4
МЧ 5	97,5	0,3	0,3	0,95	0,04	0,4
МЧ 6	96	0,35	0,35	1	0,05	Не нормир.

Черновая медь поступает на дальнейшую переработку на огневое рафинирование. При повышении содержания никеля в черновой меди в значительной степени увеличивается продолжительность процесса ее огневого рафинирования, увеличивается количество получаемого при этом анодного шлака, что способствует образованию настывей и уменьшению рабочего объема анодных печей, уменьшается также извлечение меди в анодную медь.

Черновая медь не ядовита, не токсична и не взрывоопасна.

Конвертерные шлаки, полученные при конвертировании медных штейнов, представляют собой железосиликатный расплав на основе фаялита с растворенными в нем магнетитом и оксидами цветных металлов. В растворе в небольшом количестве присутствуют сульфиды. Магнетит может присутствовать в концентрации, превышающей предел растворимости в фаялите (27–28%). В этом случае часть магнетита может находиться в виде самостоятельной фазы. Качество шлака при этом резко ухудшается.

Цветные металлы в шлаках связаны с кислородом, серой, а медь в небольших количествах может присутствовать в виде металла (табл. 1.4).

Таблица 1.4 - Формы нахождения цветных металлов в шлаках

Металл	Содержание, %		
	Сульфидная	Окисленная	Металлическая
Медь	88–92	4–6	4–5
Никель	30–35	65–70	0
Кобальт	5–10	90–95	0

Жидкие конвертерные шлаки являются обратными продуктами и для дальнейшей переработки направляются в плавильные печи с целью доизвлечения из них цветных металлов.

В результате интенсивной продувки расплава воздухом конвертерный процесс всегда сопровождается некоторым разбрызгиванием массы, которая выносится в газоходную систему и там улавливается в виде пыли. Частично из конвертера выносится мелкая фракция песчаника и холодных оборотов.

Выход конвертерной пыли составляет 1,0–1,7 % от веса штейна. Ее состав приведен в табл. 1.5.

Таблица 1.5 - Химический состав конвертерной пыли

Наименование продукта	Массовая доля, %					
	Никель	Медь	Кобальт	Железо	Сера	SiO <sub>2</sub>
Конвертерная пыль никелевого конвертирования	13,0–15,0	9,0–15,0	0,40–0,65	11,0–13,0	10,0–12,0	19,0–20,0
Конвертерная пыль медного конвертирования	5,0	29,9	–	3,1	15,0	–

Отходящие газы конвертеров содержат сернистый газ SO<sub>2</sub>, азот N<sub>2</sub>, неиспользованный кислород воздуха и незначительное количество серного газа SO<sub>3</sub>.

Черновая медь обычно содержит, %: 97,5–99,5 Cu; 0,03–0,35 S; 0,01–0,1 Fe; 0,1–0,5 Ni; 0,05–0,26 Pb; 0,03–0,3 As; 0,03–0,2 Sb; до 0,05 Bi; до 0,1 Sn; до 0,03 Zn; до 0,1 Se и Te; 0,1 Os; 0,003–0,04 (30–400 г/т) Au; 0,002–0,3 (20–3000 г/т) Ag.

Для непосредственного технического применения черновая медь не пригодна, и поэтому ее обязательно подвергают рафинированию с целью очистки от вредных примесей и попутного извлечения благородных металлов, селена и теллура. Рафинирование меди проводят в два этапа – огневое и электролитическое.

Цель операции огневого рафинирования – подготовить черновую медь к электролитическому рафинированию, т. е. удалить вредные примеси (кислород, серу, железо, никель, цинк, свинец, мышьяк, сурьму, растворенные газы) и получить отливки меди в форме плотных ровных пластин постоянной массы. В результате огневого рафинирования содержание меди в анодах повышается до 99,4–99,6 %. Огневое рафинирование осуществляют продувкой расплава воздухом.

Огневое рафинирование меди – периодический процесс; он состоит из следующих стадий: загрузка печи, плавление твердой меди или разогрев жидкой, окисление меди и съем шлака, восстановление (дразнение) и разливка анодной меди.

В конце окислительной продувки шлаки удаляют из печи; они содержат до 50 % меди, их выход 1–2 % от массы меди.

Продутая воздухом медь содержит остатки оксидов меди и газовые включения, их удаляют при восстановительной обработке расплава («дразнений» на плотность и ковкость).

Основная цель электролитического рафинирования – получение меди, удовлетворяющей по электропроводности требованиям международного стандарта ( $1,724 \times 10^{-6}$  Ом×см). Такая медь содержит обычно более 99,96 % меди, около 0,02 % кислорода и 0,02 % нормируемых в сумме девяти примесей. Дополнительная задача – концентрирование селена, теллура, золота и серебра в богатый полупродукт – шлам.

### ***Пирометаллургическая технология переработки окисленных никелевых руд***

Основным сырьем для производства никеля являются окисленные никелевые и сульфидные медно-никелевые руды. Окисленные никелевые руды являются рудами вторичного происхождения. Они содержат незначительное количество никеля – от десятых долей до 1,5÷3,5 %. В основном эти руды состоят из пустой породы. В рудах обязательно содержится кобальт. Отношения никеля к кобальту в них составляет (25÷40) : 1. Состав окисленных никелевых руд приведен в табл. 1.6.

Таблица 1.6 - Состав окисленных никелевых руд России

Месторождение и тип руды	Прикрепление к заводу	Содержание в сухой руде, %						
		Ni	Co	SiO <sub>2</sub>	Fe	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Кимперсайское	Южуралникель	1,15	0,04	44	17	10	5	1,3
Буруктаьское	Южуралникель	0,84	0,08	41	23	10	4	1,3
Сахаринское	Южуралникель	1,1	0,05	44	17	8	4	1,5
Черемшанское	Уфалейникель	1,26	0,04	46	20	9	6	0,7
Рогожское	Уфалейникель	0,82	0,07	23	41	11	8	–
Синарское	Уфалейникель	1,07	0,05	33	33	11	7	1–
Серовское	Уфалейникель	1,09	0,06	40	22	12	6	1,2
Липовское	Режский завод	1,2	0,05	45	14	8	10	0,5

По внешнему виду окисленные никелевые руды похожи на глину. Для них характерно пористое, рыхлое строение, малая механическая прочность кусков, высокая гигроскопичность. Такое физико-химическое состояние окисленных никелевых руд делает невозможным механическое вскрытие индивидуальных минералов, содержащих никель, и, следовательно, их отделение от пустой породы при обогащении традиционными методами.

Из-за отсутствия рациональных методов обогащения, окисленные никелевые руды поступают непосредственно в металлургическую переработку.

В России окисленные никелевые руды перерабатывают по схеме (рис. 1.2) с использованием шахтных печей. Из-за неоднородности их состава руду разных сортов смешивают – усредняют. Шахтная печь способна перерабатывать прочную, кусковую шихту, поэтому перед плавкой руды окусковывают. Для этого используют два способа окускования: брикетирование или агломерацию.

Брикетирование – простая и дешевая операция, однако прочные брикеты удается получать только из железистых разновидностей руд; брикеты содержат влагу и газонепроницаемы.

Агломерация (спекание) – более сложный и дорогой процесс, но он позволяет получать хорошо подготовленный, пористый и достаточно прочный материал для шахтной плавки.

Шахтная плавка окисленных никелевых руд (брикетов или агломерата) заключается в максимальном переводе никеля в легкоплавкий богатый по никелю полупродукт – штейн.

В шахтной печи одновременно протекают процессы восстановления и образования сульфидов, поэтому плавку называют восстановительно-сульфидирующей.

Сульфиды никеля  $Ni_3S_2$  и железа  $FeS$  образуют штейн, в нем растворяются восстановленные металлический никель и железо (ферроникель), сульфиды меди и кобальта. Таким образом, по вещественному составу штейн состоит из  $Ni_3S_2$ ,  $FeS$ ,  $Ni$ ,  $Fe$ ,  $Cu_2S$  и  $CoS$ ; он содержит, %: 16–20  $Ni$ ; 18–22  $S$ ; 0,5–1,0  $Co$ ; 55–60  $Fe$ . Степень металлизации штейна колеблется от 20 до 40 %, температура его плавления –1100 °С.

Оксиды пустой породы руды, флюсов, зола кокса сплавляются, взаимодействуют друг с другом и образуют шлак.

Количество шлака при плавке достигает 96–105 % от массы агломерата, его состав, %: 44–46  $SiO_2$ ; 8–12  $MgO$ ; 18–22  $FeO$ ; 4–10  $Al_2O_3$ ; 15–18  $CaO$ ; 1,5–2,0  $Cr_2O_3$ . Температура жидкоплавкости таких шлаков находится в интервале 1250–1350 °С, плотность шлаков – 3,3–3,6 г/см<sup>3</sup>.

Газы шахтных печей очищают от пыли и направляют в атмосферу; пыли – на стадию подготовки шихты.

Никелевые штейны направляются на конвертирование. Цель передела – полный перевод железа в шлак, окисление части серы с получением фاینштейна (богатого штейна). Сущность процесса состоит в продувке расплава воздухом в агрегатах, аналогичных конвертерам, используемым в металлургии меди, но меньших по емкости (20-40 т).

Файнштейн, получаемый в результате конвертирования никелевого штейна, имеет следующий состав, %: 76–78  $Ni$ ; 18–19  $S$ ; 0,4  $Co$ ; 0,26  $Fe$ ; 2,5  $Cu$ .

Второй продукт продувки никелевого штейна – конвертерный шлак. На заводах, перерабатывающих окисленную никелевую руду через восстановительно-сульфидирующую плавку и конвертирование, конвертерные шлаки служат сырьем для получения кобальта. Поэтому на таких заводах кобальт стремятся максимально перевести в конвертерный шлак. В настоящее время в конвертерный шлак переходит 90–95 % всего кобальта, поступающего со штейном, и 30–40 % от всего кобальта, поступающего с рудой.

Шлаки от конвертирования никелевых штейнов содержат заметно меньше магнетита (10–13 %) по сравнению с аналогичными расплавами медного и свинцового производства.

Конвертерные шлаки никелевых заводов отличаются от аналогичных шлаков медеплавильных заводов более высоким содержанием кремнезема (28–32 % против 23–27 %), окиси кальция и глинозема.

Плотность конвертерного шлака никелевого производства составляет 4,2–4,5 т/м<sup>3</sup>, поверхностное натяжение 30–40 мкДж/см<sup>2</sup> (300–400 эрг/см<sup>2</sup>).

Ниже приведены средние составы конвертерных шлаков (табл. 1.7).

Таблица 1.7 - Составы конвертерных шлаков

Завод/Соединение	$Ni$	$Co$	$SiO_2$	$FeO$	$Al_2O_3$	$CaO$	$MgO$
Уфалей	0,54	0,21	28,4	62,1	3,1	1,6	2,5
Южуралникель	1,2	0,3	26,0	63,2	2,7	3,2	2,4

Конвертерные шлаки поступают на переработку в электропечи для обеднения.

Выход пыли при конвертировании составляет 1–3 % от массы переработанного штейна. Содержание никеля в пыли 25–30 %. Газы содержат азот и диоксид серы (1,5–2,5 SO<sub>2</sub>).

Переработка никелевого фанштейна на огневой никель включает проведение двух стадий обжига и восстановительной электроплавки оксида никеля.

Цель окислительного обжига фанштейна – удаление серы до содержания не более 0,02 % и перевод никеля в NiO. Глубокое удаление серы требует высоких температур, а сульфид никеля – легкоплавкий (788 °С). Поэтому окисление проводят в две стадии. Вначале измельченный фанштейн обжигают в печах кипящего слоя (КС) и удаляют серу до остаточного содержания 1–1,5 %. Для повышения тугоплавкости материала фанштейн смешивают с оборотной пылью; это дает возможность проводить обжиг при 950–1000 °С.

Огарок с температурой 700–800 °С поступает на сульфатохлорирующий обжиг в трубчатый реактор. К горячему огарку добавляют 10–15 % природного сильвинита (NaCl, KCl). Медь, присутствующая в огарке, образует водорастворимые соединения CuSO<sub>4</sub> и CuCl<sub>2</sub> в отличие от водонерастворимых оксидов железа, никеля и кобальта. Хлорированный огарок выщелачивают для перевода меди в подкисленный раствор. При этом обезвоживание огарка происходит на 75–80 %. Огарок после выщелачивания содержит не более 0,3–0,4 % Cu.

Обезвоженный огарок обжигают в трубчатой печи при температуре 1200–1300 °С. Высокая температура и окислительная атмосфера позволяют снизить содержание серы до 0,02 %.

Из обжиговой печи огарок ссыпают в трубчатый реактор, куда подают 5–8 % нефтяного кокса. Используют тепло огарка для восстановления оксида никеля по реакции  $NiO + C = Ni + CO$ . Из реактора огарок выходит охлажденным и металлизированным с содержанием никеля 82–86 %, это упрощает и удешевляет его переработку в электропечи.

Электроплавка оксида никеля состоит из ряда операций: шихтовка с восстановителем, загрузка шихты и ее расплавление, доводка металла, выпуск и грануляция никеля.

Товарный огневой никель (марки Н-3) содержит не менее 98,6 % Ni; не более 0,6 % Cu и 0,1 % C. Извлечение никеля в гранулы составляет 98,0–98,6%.

Существенными недостатками схемы переработки окисленных никелевых руд являются многостадийность технологии, большой расход дорогого и дефицитного кокса, низкое извлечение никеля и кобальта, полная потеря железа.

### ***Пирометаллургическая переработка сульфидных медно-никелевых руд***

Сульфидные медно-никелевые руды имеют сложный состав, технология их переработки предусматривает разделение никеля и меди, извлечение кобальта, драгоценных и редких металлов, использование серы для производства серной кислоты (см. рис. 1.3).

Основным способом обогащения сульфидных медно-никелевых руд является флотация. Иногда флотационному обогащению предшествует магнитная сепарация, направленная на выделение пирротина в самостоятельный продукт. В табл. 1.8 приведены составы продуктов обогащения медно-никелевых руд.

Таблица 1.8 - Состав продуктов обогащения медно-никелевых руд, %

Концентрат	Ni	Cu	Fe	S	SiO <sub>2</sub>
Коллективный	3,6–6,5	3,0–6,0	38–40	28–30	22–14
Медный	1,5–1,6	25–30	40–45	32–34	1–4
Никелевый	6,0–11,0	4–6	37–40	25–29	14–20
Пирротиновый	0,1–1,5	0,05–0,17	55–60	36–37	1–3

Медно-никелевые концентраты обжигают либо агломерируют, либо окатывают с последующим обжигом окатышей.

Подготовленный одним из способов концентрат можно плавить в отражательных, шахтных и электрических печах на штейн и шлак.

Штейн состоит из сульфидов никеля Ni<sub>3</sub>S<sub>2</sub>, меди Cu<sub>2</sub>S, кобальта CoS и железа FeS. В шлак переходит пустая порода рудного сырья. Штейн перерабатывают в конвертерах с целью удаления почти всего железа и части серы и получения медно-никелевого фанштейна. При конвертировании, в отличие от конвертирования никелевого штейна, кобальт стремятся сохранить в фанштейне. Для этого железо полностью из фанштейна не удаляют, оставляя 3–4 %.

Фанштейн состоит в основном из сульфидов никеля и меди. Их разделяют флотацией и получают два продукта: никелевый концентрат, в который переходит большая часть никеля, кобальта, металлов платиновой группы и медный концентрат с содержанием меди 70–72 %. Медный концентрат перерабатывают на медном заводе по стандартной технологии, а никелевый концентрат от флотационного разделения фанштейна (70 % Ni и 4 % Cu) обжигают в печах кипящего слоя (КС). Огарок плавят в электропечи, металл отливают в аноды, которые подвергают электролитическому рафинированию с получением чистого катодного никеля. При очистке электролита от примесей получают кобальтовый кек, его отправляют в кобальтовое производство. Драгоценные металлы, селен, теллур концентрируются в шламе электролизеров.

Газы никелевой плавки, конвертеров и обжиговых печей используют для производства серной кислоты.

Подготовка медно-никелевых концентратов к плавке состоит в получении материала в нужном физико-механическом состоянии для плавки и удалении части серы для получения штейна заданного состава.

Плавку медно-никелевых руд и концентратов можно осуществлять в отражательных печах; теория и практика этого процесса аналогичны плавке



медных концентратов. Однако при содержании в сырье более 10 % MgO отражательная плавка малопродуктивна и требует большого расхода топлива.

Могут быть использованы шахтные печи. По существу это полупиритный процесс. При повышенном содержании тугоплавких компонентов пустой породы в шихту вводят большое количество конвертерного шлака, и плавка становится экономически нерациональной.

На отечественных заводах для плавки медно-никелевой шихты используют электроплавку в рудно-термических печах. Протекающие процессы образования штейна и шлака не отличается от таких процессов при отражательной плавке и электроплавке медных концентратов.

Жидкими продуктами электроплавки являются штейн и шлак. Штейн выделяют из печи с температурой 1100–1150 °С; его состав, %: 7–16 Ni; 7–12 Cu; 0,3–0,5 Co; 47–55 Fe; 23–27 S.

Шлак представляет собой сплав оксидов кремния SiO<sub>2</sub>, железа FeO, магния MgO и алюминия Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Температура шлака колеблется в интервале 1250–1400 °С; это отвальный продукт, %: 0,07–0,11 Ni; 0,06–0,10 Cu; 0,03–0,04 Co; 41–45 SiO<sub>2</sub>; 24–30 FeO; 10–22 MgO; 5–12 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 3–5 CaO.

Электропечные газы образуются за счет термической диссоциации сульфидов (десульфуризация 10–20 %), карбонатов и горения углеродистых составляющих шихты и электродов.

Конвертирование медно-никелевых штейнов осуществляют в горизонтальных конвертерах емкостью 75–100 т. Этот процесс отличается от конвертирования никелевого штейна отсутствием периода окисления металлического железа, т. к. медно-никелевые штейны менее металлизированы. От переработки медных штейнов процесс отличается отсутствием второго периода продувки на металл; для этого требуются высокие температуры (1700–1800 °С), при которых быстро разрушается футеровка. В связи с этим при конвертировании ограничиваются получением фанштейна, как при конвертировании никелевого штейна.

Медно-никелевый фанштейн представляет собой сплав сульфидов меди, никеля и кобальта. В фанштейне растворяются металлы платиновой группы. С тем чтобы оставить кобальт в фанштейне, окисляют не все железо и заканчивают продувку при содержании железа в фанштейне 2,5–3,0%.

Количественный минералогический состав медно-никелевого фанштейна зависит от его химического состава. Химический состав представлен в табл. 1.9.

Плотность фанштейна составляет 5,6–5,8 т/м<sup>3</sup>, а температура плавления 880–920 °С, в зависимости от его химического и минералогического состава.

Таблица 1.9 - Химический состав медно-никелевого фанштейна

Наименование продукта	Массовая доля, %					
	Никель	Медь	Кобальт	Железо	Сера	Прочие
Фанштейн медно-никелевый	33,0–50,0	23,0–40,0	0,60–2,00	2,0–3,7	21,5–23	1,00
Среднее значение	43,8	29,0	1,18	2,9	22,8	0,32

Выплавленный фанштейн поступает на розлив и охлаждение. По условиям последующего механического (флотационного) разделения отношение меди к никелю в фанштейне должно составлять около единицы, содержание железа не более 2,5–3,5 % и максимально возможное содержание серы.

Конвертерные шлаки содержат 2,0–2,5 % суммы никеля, меди и кобальта, их обедняют в отдельных электропечах бедной сульфидной рудой или бедным штейном. При этом получают отвальный шлак и штейн, обогащенный кобальтом, направляемый также на конвертирование. В результате такой переработки конвертерного шлака извлечение кобальта из руды в медно-никелевый фанштейн составляет около 60 %.

Разделение меди и никеля осуществляют флотацией или через получение карбониллов никеля.

Получение анодов из никелевого концентрата, получаемого при флотационном разделении фанштейна, предусматривает окислительный обжиг и восстановительную электроплавку огарка.

Физико-химические основы и практика обжига аналогичны обжигу медных, цинковых концентратов и никелевого фанштейна. Так как никелевые аноды подвергают электролитическому рафинированию, отсутствует необходимость в глубокой десульфуризации при обжиге; сера связана с  $\text{Cu}_2\text{S}$  и перейдет в шлам.

Обжиг проводят в одну стадию в печах кипящего слоя при 1100–1200°C, полученный огарок содержит менее 0,5 % серы.

Огарок, выпускаемый из печи кипящего слоя (КС), предварительно восстанавливают в трубчатом отапливаемом реакторе с целью экономии электроэнергии при последующей плавке на черновой никель.

Восстановительную плавку огарка проводят в дуговых электропечах по технологии, близкой к восстановительной электроплавке на огневой никель. Готовый металл разливают в аноды на карусельной или ленточной разливочной машине. Анодный никель содержит, %: 89–92 Ni; 4–5 Cu; 1,5–3,5 Fe; 0,1–0,3 Co; до 2,0 S. Анодный никель направляют на электролитическое рафинирование.

Электролиз никеля – сложный процесс, во многом отличающийся от электролиза меди, т. к. требует глубокой очистки электролита от примесей других металлов.

Основная особенность электролиза никелевого анода состоит в том, что на катоде вместе с ионами никеля могут восстанавливаться ионы других элементов, имеющих потенциал, более электроположительный, чем у Ni (II).

Чтобы обеспечить осаждение на катоде никеля, катодное пространство в электролитной ванне отделяют от анодного диафрагменной ячейкой. Ее изготавливают из брезента либо другой кислотоупорной проницаемой ткани, натянутой на каркас. Катодную основу помещают в диафрагменной ячейке.

Электролит, поступающий внутрь катодной ячейки, называют католитом, а вытекающий из нее через диафрагму, – анолитом.

Электролитическое рафинирование никеля обеспечивает получение чистого металла марок Н-0 и Н-1 и попутное извлечение ценных спутников: кобальта, меди, платиноидов, золота, серебра, селена и теллура.

Различие физико-химических свойств продуктов пирометаллургического производства меди и никеля позволяет визуально отличить их друг от друга.

**Материалы, необходимые для выполнения работы.** Образцы медного и никелевого штейнов, отвальных и конвертерных шлаков, анодной и катодной меди и никеля, огневого никеля.

### Порядок выполнения

1. Визуально изучить образцы штейнов, шлаков, черновых и катодных металлов. При изучении образцов обратить внимание:

- на происхождение образцов;
- химический состав;
- особенности внешнего вида;
- особенности кристаллической структуры.

2. На основании изучения образцов дать их краткую характеристику.

3. Рассчитать рациональный состав медного концентрата в соответствии с вариантом индивидуального задания (табл. 1.10), химический состав принять по табл. 1.11.

Таблица 1.10 - Рациональный состав медного концентрата

Соединения	Содержание компонентов, %									
	Cu	Zn	Fe	S	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CO <sub>2</sub>	Прочие	Всего
CuFeS <sub>2</sub>	18	–	15,8	18,1	–	–	–	–	–	51,9
Cu <sub>2</sub> S	9	-	-	2,3	-	-	-	-	-	11,3
ZnS	-	3,2		1,6	-	-	-	-	-	4,8
FeS <sub>2</sub>	-	-	10	11,5	-	-	-	-	-	21,5
CaCO <sub>3</sub>	-	-	-	-	1,6	-	-	1,3	-	2,9
SiO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	3,2	-	-	-	3,2
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	-	-	-	2,4	-	-	2,4
Прочие	-	-	-	-	-	-	-	-	2,0	2,0
Итого	27,0	3,2	25,8	33,5	1,6	3,2	2,4	1,3	2,0	100

По данным минералогического анализа, медь в концентрате находится в виде халькопирита (CuFeS<sub>2</sub>) и ковеллина (CuS) в соотношении 1:1, никель – пентландита (NiFeS<sub>2</sub>), цинк – сфалерита (ZnS), все остальное железо – в виде пирита (FeS<sub>2</sub>) и пирротина (Fe<sub>7</sub>S<sub>8</sub>) в соотношении 2:1. Пустая порода представлена кварцевым песком (SiO<sub>2</sub>), известняком (CaCO<sub>3</sub>) и глиноземом (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Содержание серы и прочих берется из расчетов.

Результаты расчетов, как в примере, представить в форме табл. 1.11

Таблица 1.11 - Химический состав медного концентрата

Номер	Содержание, %
-------	---------------

варианта	Cu	Zn	Ni	Fe	SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
1	26,0	-	2,0	28	2,5	2,0	2,5
2	22,0	-	1,5	29	3,0	2,5	3,0
3	24,0	-	2,0	30	3,5	2,0	3,5
4	23,0	-	1,6	27	2,8	2,4	2,8
5	21,0	-	1,5	29	3,2	1,8	3,2
6	20,0	-	1,7	30	3,6	1,2	2,8
7	29,0	-	1,0	25	4,0	1,5	2,7
8	25,0	-	1,9	32	2,8	1,2	3,1
9	21,8	-	1,2	26	3,1	1,6	3,8
10	20,5	-	1,2	27	3,2	1,5	2,9
11	20,2	-	1,3	28	3,6	1,8	3,2
12	21,6	-	1,5	29	3,8	1,9	3,5
13	23,5	-	1,9	30	3,5	2,1	3,6
14	20,3	-	1,8	31	3,4	1,8	2,4
15	20,2	-	1,6	32	3,6	1,6	2,4
16	21,5	1,7	-	26	4,0	1,8	3,6
17	20,2	1,5	-	27	3,4	1,6	2,8
18	23,0	1,1	-	28	3,8	1,0	3,7
19	22,0	1,2	-	26	3,7	2,0	3,5
20	21,5	1,7	-	27	4,0	1,7	3,5
21	22,0	1,7	-	30	4,1	1,5	3,7
22	20,0	1,6	-	29	4,6	2,0	3,7
23	23,0	1,0	-	28	4,5	2,1	3,7
24	21,5	2,0	-	27	4,6	1,2	3,8

Пример расчета приведен ниже.

### Расчет рационального состава

**Задание.** Рассчитать рациональный состав медного концентрата следующего состава, %: 27 Cu; 3,2 Zn; 25,8 Fe; 3,2 SiO<sub>2</sub>; 1,6 CaO; 2,4 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; S и прочие – принять из расчета. Минералогический состав и соотношение фаз: медь находится в форме халькопирита (CuFeS<sub>2</sub>) и в виде халькозина (Cu<sub>2</sub>S) в соотношении 2:1; цинк представлен сфалеритом (ZnS), железо находится в составе халькопирита и пирита (FeS<sub>2</sub>), оксид кальция – в известняке (CaCO<sub>3</sub>).

**Решение.** Расчет ведем на 100 кг концентрата. Находим количество меди, представленной в форме халькопирита:  $27 \times 2/3 = 18$  кг; в форме халькозина:  $27 - 18 = 9$  кг (или  $27 \times 1/3 = 9$  кг).

Рассчитываем содержание элементов в сульфидах металлов. Отношение элементов в соединениях:

CuFeS <sub>2</sub>	63,5:55,8:64 = 18:a:b	a = 15,8 кг Fe, b = 18,1 кг S
Cu <sub>2</sub> S	127:32 = 9:y	y = 2,3 кг S
ZnS	65,4:32 = 3,2:z	z = 1,6 кг S

Определяем количество железа в пирите  $25,8 - 15,8 = 10$  кг. С этим железом связано серы:

$$FeS_2 \quad 55,8 : 64 = 10 : x, \quad x = 11,5 \text{ кг } S.$$

Определяем общее количество серы, связанное с халькопиритом, халькозином, сфалеритом и пиритом:  $18,1 + 2,3 + 1,6 + 11,5 = 33,5$  кг.

Рассчитываем количество известняка и содержание в нем  $\text{CO}_2$ :

$$\text{CaCO}_3 : \text{CaO} : \text{CO}_2 = 100 : 56 : 44 = x_1 : 1,6 : x_2,$$

$$x_1 = 1,3 \text{ кг CaCO}_3, x_2 = 2,9 \text{ кг CO}_2.$$

**Ответ.** Результаты расчета сводим в табл. 1.10.

Выходом какого-либо продукта ( $\beta$ ) металлургической операции называется отношение количества продукта к количеству исходного материала, выраженное в %.

Рассчитывают выход продукта по формуле

$$\beta = 100 \frac{m_{\text{прод}}}{m_{\text{исх}}},$$

где  $\beta$  – выход продукта, %;

$m_{\text{прод}}$ ,  $m_{\text{исх}}$  – количество продукта и исходного материала соответственно, кг (т).

Извлечением металла ( $\varepsilon_{\text{Me}}$ ) в какой-либо продукт металлургического процесса называют отношение его количества в продукте к количеству данного металла (элемента) в исходном материале, выраженное в %.

Определяют  $\varepsilon_{\text{Me}}$  по следующему выражению:

$$\varepsilon_{\text{Me}} = 100 \frac{m_{\text{Me(прод)}}}{m_{\text{Me(исх)}}}$$

где  $\varepsilon_{\text{Me}}$  – извлечение металла, %;

$m_{\text{Me(прод)}}$ ,  $m_{\text{Me(исх)}}$  – количество металла в продукте и в исходном материале соответственно, кг (т).

Степенью десульфуризации процессов ( $D_S$ ) обжига или плавки сульфидного сырья называют степень удаления серы в газовую фазу, ее определяют как отношение количества серы, ушедшей в газовую фазу к ее количеству в исходном сырье:

$$D_S = 100 \frac{(m_{S_{\text{исх}}} - m_{S_{\text{кон}}})}{m_{S_{\text{исх}}}},$$

где  $D_S$  – степень десульфуризации, %;

$m_{S_{\text{исх}}}$ ,  $m_{S_{\text{кон}}}$  – количество серы в исходном и в конечном продукте соответственно, кг (т).

### **Примеры расчетов:**

**Пример 1.** В печи финской плавки плавят концентрат, содержащий %: 25 Cu, 35 S, 30 Fe. В результате плавки получают штейн, содержащий 50 % Cu. Рассчитать степень десульфуризации ( $D_S$ ).

**Решение.** Расчет ведем на 100 кг концентрата. В этом количестве концентрата содержится 25 кг Cu, 35 кг S, 30 кг Fe. Из данных практики принимаем извлечение меди в штейн при финской плавке  $\varepsilon_{\text{Cu}} = 95\%$ , таким

образом, в штейн переходит  $25 \times 0,95 = 23,75$  кг меди. Так как содержание меди в штейне по условиям задачи равно 50 %, а содержание серы (по правилу Мостовича) – 25 %, составляем пропорцию:

23,75 кг меди – 50 %

$x$  кг серы – 25 %.

Из пропорции определяем количество серы в штейне:

$$(23,75 \times 25) / 50 = 11,9 \text{ кг.}$$

Определяем степень десульфуризации:

$$D_s = 100 \frac{(m_{S_{\text{исх}}} - m_{S_{\text{кон}}})}{m_{S_{\text{исх}}}} = 100 \frac{(35 - 11,9)}{35} = 66\% .$$

**Ответ.** Степень десульфуризации при плавке равна 66 %.

**Пример 2.** Плавят концентрат, содержащий, %: 20 Cu, 40 S, 30 Fe на штейн следующего состава, %: 50 Cu, 24 S, 23 Fe. Выход штейна составляет  $\beta = 38,4$  % от массы концентрата. Определить извлечение меди в штейн ( $\varepsilon_{\text{Cu}}$ ) и степень десульфуризации ( $D_s$ ).

**Решение.** Расчет ведем на 100 кг концентрата. В этом количестве концентрата содержится 20 кг Cu, 40 кг S, 30 кг Fe. Зная выход штейна, определяем его массу по уравнению  $\beta = 100 m_{\text{шт}} / m_{\text{конц}}$ ,

$$m_{\text{шт}} = 100 \frac{38,4}{100} = 38,4 \text{ кг.}$$

Зная состав штейна, определяем количество в нем меди:

38,4 – 100 %;

$$x - 50 \% ; \quad x = 38,4 \frac{50}{100} = 19,2 \text{ кг;}$$

и серы:

38,4 – 100 %;

$$y - 24 \% , \quad y = 38,4 \frac{24}{100} = 9,2 \text{ кг.}$$

Определяем извлечение меди в штейн:  $\varepsilon_{\text{Me}} = 100 \frac{19,2}{20} = 96\%$  и степень

десульфуризации:  $D_s = 100 \frac{(m_{S_{\text{исх}}} - m_{S_{\text{кон}}})}{m_{S_{\text{исх}}}} = 100 \frac{(40 - 9,2)}{40} = 77\% .$

**Ответ.** Извлечение меди в штейн при плавке составляет 96 %, степень десульфуризации – 77 %.

### Требования к отчету

Отчет по лабораторной работе необходимо оформлять в соответствии с требованиями. Отчет включает в себя формулировку цели лабораторной работы, краткие теоретические сведения. Кроме того, в лабораторной работе необходимо привести описание расчета рационального состава медного концентрата в соответствии с примером, приведенным выше, описание методики выполнения, обработки полученных результатов, а также выводы по работе – всего 5–6 с.

Отчет по лабораторной работе необходимо защитить на следующем занятии в соответствии с графиком лабораторных работ. При подготовке к защите следует ответить на контрольные вопросы и прорешать задачи по расчету основных показателей металлургических процессов. При защите работы студент должен быть готов к решению любых задач из предложенных для самостоятельной работы.

### **Контрольные вопросы и задания**

1. Назвать основные способы переработки медного и никелевого рудного сырья.
2. Перечислите основные процессы, входящие в технологические схемы переработки медного и никелевого сырья.
3. Что называется штейном? Каковы характерные особенности медных, медно-никелевых и никелевых штейнов?
4. Что называется шлаком? Каков состав шлаков медного и никелевого производства?
5. Провести расчеты основных показателей металлургических процессов, к которым можно отнести выход продукта, извлечение и степень десульфуризации.

### ***Задачи для самостоятельной работы***

1. При плавке Ванюкова получают белый штейн. На плавку поступает концентрат содержащий, %: 20 Cu, 20 Fe, 40 S. Рассчитать степень десульфуризации и выход штейна.
2. Какую нужно обеспечить степень десульфуризации при плавке концентрата содержащего, %: 20 Cu, 35 Fe, 40 S, во взвешенном состоянии, чтобы получить штейн, содержащий 50% меди.
3. Определить извлечение меди в штейн и степень десульфуризации при плавке концентрата, содержащего %: 20 Cu, 20 Fe, 30 S на штейн состава, %: 40 Cu, 23 Fe, 27 S. Выход штейна составляет 39 % от массы концентрата.
4. В печи взвешенной плавки перерабатывают концентрат следующего состава, %: 35 Cu, 25 Fe, 35 S. Какое количество железа будет ошлаковано при получении штейна, содержащего 50 % меди (кислородом в штейне пренебречь). Определить степень десульфуризации.
5. В печи финской плавки перерабатывают концентрат, содержащий 20 % Cu; 35 % S; 30 % Fe. Рассчитайте степень десульфуризации, обеспечивающую при плаке получение штейна, содержащего 50 % меди.
6. При плавке Ванюкова получают штейн, содержащий 40 % меди. Рассчитайте степень десульфуризации и выход штейна при плавке концентрата состава, %: 25 Cu, 30 Fe, 37 S.
7. При кислородно-факельной плавке медного концентрата, содержащего 20 % Cu; 40 % S; 30 % Fe, в газовую фазу удаляется 70 % серы. Какое содержание меди в штейне при этом будет получено?

8. В печи взвешенной плавки перерабатывается концентрат состава: 20 % Cu; 37 % S; 35 % Fe. При какой степени десульфуризации при плавке возможно получение белого штейна?

9. При плавке медного концентрата, содержащего 25 % Cu и 40 % S, на штейн извлечение меди составило 97 %. Какая степень десульфуризации была достигнута при плавке, если полученный штейн содержал 55 % Cu?

10. При плавке медного концентрата, содержащего 30 % Cu и 40 % S в газовую фазу перешло 25 кг серы. Рассчитайте выход штейна и содержание в нем меди. Извлечение меди в штейн примите равным 97 %.

11. Рассчитайте состав штейна, полученного при плавке во взвешенном состоянии медного концентрата следующего состава, %: 20 Cu; 35 S; 35 Fe, в результате которой десульфуризация составила 62 %.

12. В печи взвешенной плавки перерабатывается концентрат состава: 25 % Cu; 35 % S; 30 % Fe. При какой степени десульфуризации при плавке возможно получение белого штейна?



## Лабораторная работа 2

### Влияние состава шлаков на потери металлов

**Цель.** Ознакомиться с причинами и формами потерь металлов в шлаках, а также с влиянием состава шлака на потери. Путем изучения полированных шлифов проследить зависимость крупности сульфидных включений от состава шлака. Изучить скорость разделения жидких фаз от величины межфазного натяжения на границе их раздела.

**Задачи.** Научиться использовать физико-химические характеристики для оценки эффективности процессов производства меди и никеля. Научиться применять теоретические положения металлургических процессов, используемых для комплексной переработки руд и концентратов тяжелых цветных металлов.

#### Краткие теоретические сведения

Шлаки представляют собой сложный сплав оксидов. Получаемые при рудной плавке шлаки, как правило, являются отвальными. В отдельных случаях шлаки направляют на доработку с целью доизвлечения меди и никеля и сопутствующих металлов (например, цинка, кобальта).

Шлаки конвертирования и рафинировочных печей из-за высокого содержания в них основных металлов являются оборотными или подвергаются специальной переработке для их доизвлечения.

Свойства шлаков должны соответствовать условиям металлургического процесса и обеспечивать минимальные потери основных металлов.

Требуемые свойства шлака (температура плавления, плотность, вязкость, поверхностное натяжение, минимальная растворяющая способность по отношению к извлекаемым металлам) могут быть получены путем введения в шихту флюсов, чаще всего кварца или известняка.

Важнейшими составляющими шлаков рудной плавки являются  $SiO_2$ ,  $FeO$  и  $CaO$ , на долю которых приходится около 85–90 % от общей массы шлака. Кроме того в них содержатся  $Al_2O_3$ ,  $MgO$ ,  $Fe_3O_4$ ,  $BaO$ , а также могут присутствовать  $ZnO$ ,  $Cr_2O_3$ ,  $V_2O_5$ ,  $MnO_2$  и др.

Хотя содержание меди, никеля и других сопутствующих металлов в отвальных шлаках относительно невелико (0,10–0,54 %), вследствие большого выхода шлаков абсолютные потери ценных компонентов значительны.

Так, в пирометаллургии меди в отвальных шлаках теряется до 2–3 % меди, содержащейся в исходном сырье, а потери никеля в некоторых случаях (например, при шахтной плавке окисленных никелевых руд) в несколько раз выше.

Потери металлов сильно зависят от свойств шлаков. Промышленные шлаки медного и никелевого производства в большинстве случаев плавятся при температуре 1050–1180°C. Плотность шлаков при различных плавках, изменяется от 2500 до 3700 кг/м<sup>3</sup>. Конвертерные шлаки имеют плотность от 3500 до 4300 кг/м<sup>3</sup>. С повышением температуры плотность шлаков снижается (в среднем на 200–300 кг/м<sup>3</sup> на 100°C).

Важной характеристикой шлаковых расплавов является вязкость, изменяющаяся в широких пределах (от 1–2 до 10–15 Па·с и более). С повышением температуры вязкость всех шлаков уменьшается.

Каждый металлургический процесс требует определенных физико-химических свойств шлаков, которых достигают при работе на шлаках оптимального состава. Работа на оптимальных шлаках обеспечивает получение наилучших технико-экономических показателей процесса и минимальных потерь ценных металлов со шлаками.

При пирометаллургической переработке рудного сырья (плавка на штейн, восстановительная плавка на металл) большая часть потерь цветных металлов приходится на металлургические шлаки, которые в основном состоят из окислов металлов:  $SiO_2$ ,  $FeO$ ,  $CaO$ , а также  $Al_2O_3$ ,  $MgO$ ,  $Fe_3O_4$  и др. и небольшого количества окислов и сульфидов тяжелых цветных металлов.

Потери тяжелых цветных металлов со шлаками можно разделить на два вида: электрохимические и механические.

Электрохимические потери обусловлены переходом через межфазную границу раздела шлак – штейн (или шлак – металл) ионов тяжелых цветных металлов и растворением их в шлаке. Так как штейновая (металлическая) и шлаковая фазы остаются электронейтральными, очевидно, что через межфазную границу происходит совместный переход катионов металлов и анионов серы или кислорода. Переход в шлак окислов извлекаемых металлов называют химическими потерями, растворенные в шлаке сульфиды или металлы называют физическими потерями.

Механические потери обусловлены запутыванием в шлаке мельчайших капель штейна или металла, которые за время пребывания шлака в печи не успевают отстояться и перейти в штейновую или металлическую фазу.

На величину и форму потерь металлов со шлаком оказывают влияние как технологические факторы (температура печи, состав газовой фазы, качество подготовки шихты и др.), так и физико-химические свойства шлакоштейновых расплавов, зависящие в наибольшей степени от их состава (вязкость, плотность, растворяющая способность шлаков по отношению к сульфидам или металлам, межфазное натяжение).

Такая важнейшая характеристика шлаковых систем, как вязкость, зависящая от их состава и температуры, оказывает наибольшее влияние на величину механических потерь, т. к. от вязкости зависит скорость оседания запутавшихся в шлаке частиц.

Скорость оседания частиц в вязкой среде может быть рассчитана по формуле Стокса:

$$V = \frac{2}{9} \times \frac{r^2 \times (\rho_{шт} - \rho_{шл})}{\eta} g,$$

где  $\rho_{шт}$ ,  $\rho_{шл}$  – плотности штейна и шлака;

$r$  – радиус оседающих частиц;

$\eta$  – вязкость среды;

$g$  – ускорение силы тяжести.

Механизм влияния составляющих шлака на вязкость может быть объяснен с позиции ионной теории строения жидких шлаков, согласно которой с увеличением концентрации  $SiO_2$  в расплаве происходит усложнение кремнекислородных анионов ( $Si_xO_y$ ), что снижает их подвижность, а шлак становится менее жидкотекучим. Увеличение содержания в шлаке таких основных окислов, как  $FeO$  и  $CaO$ , ведет к тому, что происходит разукрупнение кремнекислородных комплексных анионов и одновременно в шлаке появляются небольшие по размерам катионы  $Fe$  и  $Ca$ , в результате подвижность кремнекислородных анионов возрастает, а вязкость шлака снижается.

Большое влияние на вязкость оказывает гетерогенизация шлакового расплава, которая возникает из-за ограниченной растворимости в шлаке некоторых оксидов ( $Fe_3O_4$ ,  $MgO$ ), избыток их приводит к появлению в шлаке твердой кристаллической взвеси, что резко повышает его вязкость.

Ухудшение расслаивания шлака и штейна (металлов) наблюдается также при снижении разности плотностей этих продуктов плавки. Протекающее в расплавленном состоянии взаимодействие между шлаком и штейном (или металлом) можно оценить величиной межфазного натяжения ( $\sigma_1 - \sigma_2$ ). Установлено, что величина межфазного натяжения определяет как размер образующихся в расплаве частиц взвеси штейна или металла, так и вероятность их дальнейшего укрупнения за счет слияния. С увеличением межфазного натяжения снижается число образующихся зародышей штейновой (металлической) фазы, а их крупность возрастает, что способствует ускорению их отстаивания. Напротив, при низком межфазном натяжении в шлаках образуется плохо коалесцирующая эмульсия штейна или металла.

Для расплавов цветной металлургии характерно увеличение межфазного натяжения с ростом температуры, а также с повышением концентрации таких окислов, как  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$ ,  $CaO$ ,  $MgO$ ,  $BaO$  и др. Увеличение содержания в шлаках в оксидной форме таких металлов, как  $Fe$ ,  $Zn$ ,  $Cr$  и других, одновременно присутствующих в штейнах, ведет к снижению межфазного натяжения.

Кроме межфазного натяжения, на полноту и скорость коалесценции большое влияние оказывает интенсивность массообмена в расплаве. Перемешивание расплава увеличивает вероятность столкновения и слияния штейновых капель по сравнению с условиями их естественного отстаивания в спокойной среде. Наиболее эффективным для снижения механических потерь является принудительное перемешивание шлакового расплава (например, с помощью барботирующих через расплав газовых пузырей) в присутствии извлекающей фазы.

Таким образом, для ускорения укрупнения в шлаковом расплаве штейновых капель, а следовательно, ускорения разделения штейна и шлака, необходимо повышать до максимально возможных значений температуру в печи, подбирать такие составы продуктов плавки, которые характеризуются наибольшим значением межфазного натяжения на границе их раздела, обеспечивать интенсивный массообмен в присутствии извлекающей фазы.

**Материалы, приборы, посуда, необходимые для выполнения работы:** микроскоп металлографического (МИН-8) или минералогического («Полам», МИН-2, МИН-10) типа; шлифы проб шлака; пробирки с двумя несмешивающимися жидкостями; секундомер.

### **Порядок выполнения**

#### ***Часть 1. Изучение вида штейновых включений в застывших шлаках.***

Для этого необходимо исследовать 3–4 полированных шлифа, изготовленных из заводских или застывших шлаков различного состава, под микроскопом при увеличении около 200. При изучении шлифов под микроскопом можно наблюдать следующие фазы:

- удлиненные серые кристаллы фаялита ( $2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$ ), имеющие часто скелетную форму;
- более темные, как правило, однородные включения стекла (кварцевая фаза), заполняющие промежутки между кристаллами фаялита;
- светлые граненые кристаллы магнетита, чаще всего расположенные внутри или рядом с кристаллами фаялита;
- светлые корольки сульфидной фазы, расположенные по всему объему шлифа. Наиболее крупные из них бывают деформированы и ассоциированы с кристаллами магнетита и фаялита.

В поле зрения могут встречаться очень мелкие круглые корольки сульфидов правильной формы. В основном эти корольки имеют вторичное происхождение и выделяются при охлаждении из-за уменьшения растворимости сульфидов в расплавленных шлаках. Количество сульфидов вторичного происхождения возрастает с увеличением в шлаках содержания оксидов железа.

При анализе проб шлифов шлаков различного состава необходимо обратить внимание на количество сульфидных включений различной крупности в изученных образцах.

#### ***Часть 2. Изучение влияния величины межфазного натяжения на скорость разделения жидких фаз.***

Провести наблюдение разделения расплавленных фаз практически невозможно, поэтому для исследования влияния поверхностных свойств жидкостей на полноту их разделения нередко приходится брать модели с двумя взаимно нерастворимыми жидкостями, имитирующими расплавленные продукты плавки – шлак и штейн.

Чтобы исключить влияние разности плотностей на скорость и полноту разделения фаз и проследить влияние межфазного натяжения на разделение жидкостей, изменяют их поверхностные свойства путем добавки к ним поверхностно-активных веществ.

Опыты проводятся с каждой из полученных 3–4 пробирок, заполненных двумя жидкостями с известным значением межфазного натяжения. Пробирка энергично встряхивается в течение 1–2 мин для получения однородной смеси, после чего помещается в штатив. В этот момент необходимо включить секундомер для замера времени разделения фаз. Остановку секундомера

производят при достижении границы раздела между жидкостями, обозначенной на пробирке риски. После этого необходимо измерить высоту столба жидкости над риской и рассчитать скорость разделения жидкостей в мм/с.

### **Требования к отчету**

Отчет по практической работе необходимо оформлять в соответствии с требованиями. Отчет включает в себя формулировку цели практической работы, краткие теоретические сведения, описание методики выполнения, обработки полученных результатов, а также выводы по работе – всего 5–6 с.

В отчете необходимо:

1) дать общую характеристику шлафов, приведя их эскизы, и указать относительное соотношение между обнаруженными фазами, а также попытаться установить закономерности в различиях физико-химических свойств шлаковых расплавов (поверхностных свойств, вязкости и растворимости сульфидов);

2) результаты измерений, полученные во второй части работы, занести в табл. 2.1.

Таблица 2.1 - Результаты опытов по разделению жидкостей

Номер опыта	Межфазное натяжение, эрг/см	Время разделения, с	Высота столба верхней жидкости, мм	Скорость разделения, мм/с
1	$\sigma_1$	$\tau_1$	$h_1$	$v_1$
2	$\sigma_2$	$\tau_2$	$h_2$	$v_2$

По данным таблицы построить график зависимости скорости разделения фаз от межфазного натяжения и сделать выводы по работе.

Отчет по лабораторной работе необходимо защитить на следующем занятии в соответствии с графиком лабораторных работ.

### **Контрольные вопросы**

1. Охарактеризуйте основные составляющие шлака.
2. Как влияет состав шлака на его свойства?
3. Опишите формы потерь металлов со шлаками.
4. Каковы причины образования мелкодисперсной взвеси штейновых и металлических частиц в шлаке?
5. Какие факторы влияют на потери металлов со шлаком?

### Лабораторная работа 3 Обжиг сульфидных медных концентратов

**Цель.** Ознакомиться с основными процессами, протекающими при обжиге сульфидных медных концентратов и экспериментально установить зависимость полноты окисления сульфидов от продолжительности, температуры обжига, а также интенсивности перемешивания.

**Задачи.** Знать теоретические положения процесса обжига сульфидных концентратов, его назначение и основные показатели; уметь аппроксимировать металлургические процессы прописями химических реакций и проводить их физико-химический анализ; владеть принципами обоснования предлагаемой технологической схемы металлургической переработки различных видов медного и никелевого сырья; уметь рассчитывать выход продуктов химических реакций; уметь решать вопросы снижения энергетических затрат, охраны окружающей среды; знать направления развития и совершенствования технологии и оборудования обжига.

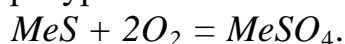
#### **Краткие теоретические сведения**

Обжиг в металлургии меди используют при переработке высокосернистых бедных по меди концентратов и руд. Цель обжига состоит в удалении части серы и окислении некоторого количества железа для перевода их оксидов в шлак при последующей плавке. В шихту обжига, как правило, вводят флюсующие добавки (кварц, известняк) для получения шлака выбранного состава. При обжиге решаются и другие задачи: получение газов, пригодных для получения серной кислоты, усреднение, разогрев шихты (быстрее плавится).

Полнота обжига определяется величиной десульфуризации ( $D$ ), т. е. отношением количества серы, удаленной в газы, к ее первоначальному содержанию в шихте. Десульфуризацию выражают в процентах. При  $D = 100\%$  обожженный материал будет полностью состоять из оксидов и при последующей плавке штейн не получится. Поэтому обжиг проводят частично с тем, чтобы получит штейн, содержащий не менее 25–30 % меди.

В шахтных печах можно перерабатывать только кусковой материал; в этом случае проводят окислительный обжиг со спеканием на агломерационных машинах – агломерирующий обжиг.

Окислительный обжиг проводят при температурах 800–900°C. При температурах 600–650°C в продуктах обжига образуются сульфаты:



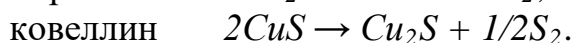
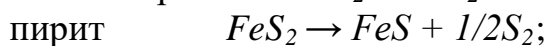
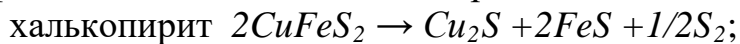
Эта реакция нежелательна, т. к. приводит к снижению десульфуризации. Верхний предел температуры ограничен условиями образования жидкой фазы, что недопустимо при обжиге в печах кипящего слоя. В общем виде процесс горения сульфидов описывается уравнением



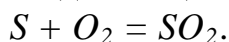
Здесь  $Q$  – тепловой эффект экзотермической реакции.

Процесс обжига включает следующие стадии: нагрев и сушка шихты, диссоциация высших сульфидов, воспламенение и горение сульфидов.

Нагрев материала и удаление влаги происходит за счет теплопередачи от горячих газов и за счет тепла экзотермических реакции окисления. При достижении температуры 350–400°C начинаются процессы диссоциации высших сульфидов и их воспламенения по реакциям:



Выделяющиеся пары серы окисляются и сгорают в атмосфере печи:



Происходит также разложение карбонатов, например:

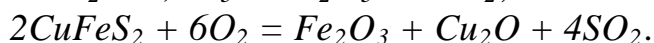
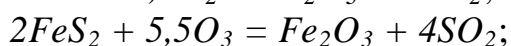
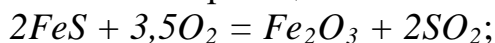


Все реакции термической диссоциации эндотермичны и требуют затрат тепла на их осуществление.

Сульфиды начинают окисляться при достижении температуры их воспламенения – температуры, при которой количество выделяющегося тепла становится достаточным для начала интенсивного горения всей массы обжигаемого материала. Другими словами, процесс начинает протекать в автогенном режиме.

Температура воспламенения определяется физико-химическими свойствами сульфидов и размером частиц. Чем меньше размер частиц, тем ниже температура воспламенения сульфида.

Основными реакциями окисления являются:



Преимущественно окисляются сульфиды железа из-за большего сродства железа к кислороду и меньшему к сере, чем у меди.

Вследствие большего сродства меди к сере она снова сульфидируется по обменной реакции:  $\text{Cu}_2\text{O} + \text{FeS} = \text{Cu}_2\text{S} + \text{FeO}$ .

Следовательно, пока в шихте есть сульфид железа, оксида меди в огарке не должно быть.

Продуктами окислительного обжига являются огарок, пыль и газы. В огарке отсутствуют высшие сульфиды, он состоит из смеси низших сульфидов и оксидов. Основные химические соединения в огарке следующие:  $\text{Cu}_2\text{S}$ ,  $\text{FeS}$ ,  $\text{ZnS}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{ZnO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Может быть небольшое количество сульфатов.

Основным способом обжига медных концентратов является обжиг в кипящем слое (КС). Сущность обжига в КС состоит в продувке слоя шихты восходящим потоком воздуха или обогащенного кислородом дутья со скоростью, обеспечивающей «кипение» материала. При определенной скорости дутья сыпучий материал приобретает свойства жидкости: подвижность, текучесть, принимать форму и объем вмещающего сосуда.

Такое состояние называют псевдожидким. Оно наступает при определенной критической скорости дутья, когда подъемная сила газового потока уравнивает массу твердого материала. Частицы обжигаемого материала в этом случае поднимаются на некоторую высоту, затем падают, витая в пределах кипящего слоя. При увеличении скорости дутья объем сыпучего материала резко увеличивается, шихта принимает взвешенное состояние; это приводит к интенсивному пылевыносу.

В реальных условиях размеры частиц твердого материала различны. Более мелкие будут выноситься из печи газовым потоком, а крупные оседать в нижнюю часть кипящего слоя. Обычно пылевынос составляет 50–80 % от массы исходной шихты.

Обжиг в КС – высокопроизводительный процесс, конструкция обжиговых печей проста, процесс легко механизуется и автоматизируется. Отходящие газы содержат 12–14 %  $SO_2$ ; их используют для производства серной кислоты.

Основные технико-экономические показатели обжига медных концентратов в печах КС приведены ниже:

производительность по шихте, т/сут	– 1000–1100;
десульфуризация, %	– 50–60;
температура обжига, °С	– 870–890;
пылевынос, %	– 60–80;
содержание $SO_2$ в газах, %	– 12–14.

Отметим, что технологические схемы с окислительным обжигом имеют ограниченное распространение, а с развитием и внедрением автогенных процессов области использования обжига сокращаются.

В настоящее время считается экономически выгодным вести отражательную плавку с получением штейнов, содержащих 20–40 % меди, т. к. стоимость дальнейшей переработки более бедных штейнов резко возрастает, а при получении более богатых штейнов увеличиваются потери меди с отвальными шлаками.

Скорость процесса обжига в целом определяется как скоростью химической реакции на поверхности окисляемого сульфида, так и скоростью подвода реагирующих веществ (кислорода) к этой поверхности молекулярной или конвективной диффузией. При низких температурах скорость химической реакции значительно меньше скорости диффузии, поэтому суммарная скорость процесса в этом случае определяется истинной кинетикой на поверхности, которая не зависит от скорости газов и возрастает с температурой по закону Аррениуса:

$$v \approx v_{кин} = A \times e^{-\frac{E}{RT}},$$

где  $E$  – энергия активации;

$A$  – функция, зависящая от состава газовой фазы, величины и поверхности твердого. Эту область протекания процесса называют кинетической.

При повышенных температурах, когда скорость химической реакции становится больше скорости диффузии, суммарная скорость процесса перестает



подчиняться экспоненциальной зависимости от температуры, слабо зависит от нее и полностью определяется скоростью диффузии. Когда перенос кислорода к поверхности сульфида осуществляется только молекулярной диффузией, скорость процесса рассчитывается по уравнению Фика:

$$v = v_{\text{диф}} = D \times S \left( \frac{dC}{dx} \right).$$

Эту область процесса называют диффузионной.

При окислительном обжиге медных концентратов при температурах 750–800°C реализуется диффузионный режим. Поэтому при обжиге в кипящем слое скорость окисления сульфидов, по сравнению с обжигом в стационарном слое (при механическом перемешивании), возрастает в несколько раз.

В данной работе изучение обжига проводится с перемешиванием (перегребанием) материала.

**Материалы, приборы, посуда, необходимые для выполнения работы:** сульфидный медный концентрат; аналитические весы; муфельная печь; стальной противень; воздуходувка; ступка; трубчатая печь; реометр; хромель-алюмелевая термопара; КСП с регулятором температуры; рН-метр с электродами (стеклянным и хлорсеребряным); мерный цилиндр на 500 мл; стакан на 500 мл; стеклянная воронка; перекись водорода.

### **Порядок выполнения**

Окислительный обжиг сульфидного медного концентрата с перегребанием проводят в электрической муфельной печи. Условия опыта (температура, продолжительность, периодичность перемешивания) задает преподаватель.

1. Взять навеску концентрата в количестве 15 г и поместить ровным слоем в стальной противень. Состав концентрата записать в тетрадь.

2. Противень с концентратом поместить в разогретую до необходимой температуры муфельную печь. Дверку муфеля закрыть.

3. Через заданные промежутки времени провести перемешивание концентрата специальным гребком, не допуская распыления и приваривания материала к стенкам и днищу противня.

4. По окончании обжига противень осторожно вынуть из печи, огарок охладить, затем тщательно извлечь его из противня и взвесить.

5. Определить содержание серы в огарке. Для этого от холодного огарка отобрать среднюю пробу, измельчив огарок в ступке и высыпав на клеенку или гладкую бумагу, тщательно перемешать перекачиванием с угла на угол. Затем четыре конца клеенки взять вместе и материал встряхнуть таким образом, чтобы в центре клеенки образовался конус, который с помощью линейки или палочки нужно развернуть по кругу в диск и разделить на квадраты. Из квадратов совочком или шпателем в шахматном порядке отобрать небольшое количество огарка. Отобранная проба является средней, т.е. по составу соответствует составу всего огарка.

6. Из средней пробы взять навеску 0,2 г для анализа и поместить в фарфоровую лодочку.

7. В две поглотительные колбы налить по 100 мл 0,5%-го раствора перекиси водорода. Поглотительные колбы через специальный шланг соединить с водоструйным насосом. Включить насос и установить скорость просасывания воздуха через печь (умеренное пробулькивание пузырьков газа в колбах).

8. Не прекращая просасывать воздух, со стороны, противоположной поглотительным колбам с перекисью водорода, в трубчатую печь, нагретую до 1000°C, осторожно вставить лодочку с огарком и записать время.

9. После 15-минутной выдержки отключить водоструйный насос и печь, и извлечь лодочку.

10. Растворы из поглотительных колб слить в одну. Отобрать 50 мл раствора в коническую колбу, добавить 1–2 капли метилоранжа и титровать 0,1 N раствором щелочи. Результаты титрования записать в рабочую тетрадь.

### ***Требования к отчету***

Отчет по лабораторной работе необходимо оформлять в соответствии с требованиями. Отчет включает в себя формулировку цели лабораторной работы, краткие теоретические сведения, описание методики выполнения и обработки полученных результатов, а также выводы по работе – всего 5–6 с.

Также отчет должен содержать следующие расчеты: содержания серы, выхода огарка, степени десульфуризации, состава огарка.

Расчет содержания серы выполняют по формуле

$$S = \frac{4 \times T_s \times V \times 100}{a}, \%$$

где –  $T_s$  – титр щелочи по сере, г/мл (для 0,1N раствора щелочи – 0,0016);

$V$  – объем щелочи, израсходованной на титрование, мл;

$a$  – навеска огарка, г.

Выход огарка вычисляют по формуле

$$a_{ог} = \frac{m_{ог}}{m_{конц}} \times 100\% ,$$

где  $m_{ог}$  – масса полученного огарка, г;

$m_{конц}$  – масса концентрата, г.

Степень десульфуризации при обжиге определяют по выражению

$$D_s = \frac{S_{уд}}{S_{конц}} ,$$

$$S_{уд} = \frac{\% S_{конц} \times m_{конц}}{100} - \frac{\% S_{ог} \times m_{ог}}{100} ,$$

$$S_{конц} = \frac{\% S_{конц} \times m_{конц}}{100} ,$$

где  $S_{уд}$  – масса удаленной серы, г;

$S_{конц}$  – масса серы в концентрате, г;

$\% S_{конц}$  – содержание серы в концентрате, %;

$\% S_{ог}$  – то же в огарке, %;

$m_{конц}$  – масса навески концентрата, г;

$m_{ог}$  – масса полученного огарка, г.

При расчете элементарного состава огарка принимают, что все элементы, содержащиеся в исходном концентрате, за исключением выгоревшей серы, полностью переходят в огарок. Предположим, что взят концентрат следующего состава, %: 12,29 *Cu*; 43,27 *S*; 35,5 *Fe*; 4,66 *SiO*<sub>2</sub>; 1,0 *CaO*; 2,39 *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>, остальное – прочие. Получено 20 г огарка с содержанием серы 13,5 %. Выход огарка  $a_{ог} = 80$  %. Тогда в огарке содержание остальных элементов составит:

$$Cu = \frac{12,29}{80} \times 100 = 15,36\% , Fe = \frac{35,5}{80} \times 100 = 44,4\% ,$$

$$Al_2O_3 = \frac{2,39}{80} \times 100 = 2,99\% , SiO_2 = \frac{4,66}{80} \times 100 = 5,83\% , CaO = \frac{1,0}{80} \times 100 = 1,25\% .$$

Прочие и кислород находят по разности.

Таким образом, полученный огарок имеет следующий состав, %: 15,36 *Cu*; 13,5 *S*; 44,4 *Fe*; 5,83 *SiO*<sub>2</sub>; 1,25 *CaO*; 2,99 *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>, 16,49 прочие и кислород.

Результаты опытов сводят в табл.3.1.

Таблица 3.1 - Результаты опытов по обжигу медных концентратов

Номер опыта	Масса огарка, г	Выход огарка, %	Степень десульфуризации, %	Содержание S в огарке, %	Содержание Cu в огарке, %
1	$m_1$	$W_1$	$D_1$	$S_1$	$Cu_1$
2	$m_2$	$W_2$	$D_2$	$S_2$	$Cu_2$

Отчет по лабораторной работе необходимо защитить на следующем занятии в соответствии с графиком лабораторных работ.

### Контрольные вопросы

1. Охарактеризуйте цели и задачи обжига.
2. Какова степень десульфуризации при обжиге? Как она влияет на показатели плавки?
3. Каково влияние кинетической и диффузионной составляющих на скорость процесса обжига?
4. Опишите химизм процесса обжига.
5. Охарактеризуйте сущность обжига в кипящем слое с перегреванием.

## Лабораторная работа 4 Конвертирование медных штейнов

**Цель.** Ознакомиться с процессом конвертирования медных штейнов, а также с методикой расчета процесса.

**Задачи.** Изучить теоретические положения процесса конвертирования; уметь аппроксимировать металлургические процессы прописями химических реакций и проводить их физико-химический анализ; уметь рассчитывать выход продуктов химических реакций, анализировать технико-экономические показатели процессов, принимать технологически обоснованные решения; уметь решать вопросы снижения энергетических затрат, охраны окружающей среды; знать направления развития и совершенствования конвертирования медных штейнов.

### ***Краткие теоретические сведения***

Независимо от применяемого способа плавки медных концентратов получаемые при плавке штейны перерабатываются одинаково – методом конвертирования. Конвертирование – процесс окисления сульфидов металлов (преимущественно сернистого железа и металлов примесей) путем продувки через расплавленный штейн воздуха, ошлакования образующихся окислов и получения расплава металлической меди.

### ***Состав и свойства медных штейнов***

Медный штейн в основном представлен сульфидами меди и железа. Суммарное содержание меди, железа и серы достигает 90 % от общей массы штейна, при этом содержание меди обычно находится в пределах от 10 до 60%. В заводских кислородсодержащих штейнах 24–26 % серы, что позволяет при металлургических расчетах без существенных погрешностей для конечных результатов принимать содержание серы в медном штейне 25 % (правило Мостовича). В медных штейнах часто присутствуют никель, цинк и свинец. В штейнах также концентрируются благородные металлы.

Из-за неограниченной взаимной растворимости сульфидов меди, никеля и железа в расплавленном состоянии друг в друге при переработке сульфидного медно-никелевого сырья получают штейны с разным соотношением меди и никеля. Медно-никелевые штейны по свойствам близки к медным штейнам.

Отрицательное влияние на свойства медных штейнов оказывает цинк, содержание которого иногда достигает 6–8 %. Сульфид цинка тугоплавок (1690°C) и ограниченно растворим в медных штейнах, поэтому при понижении температуры может выделяться из расплава в твердом состоянии. Обладая меньшей плотностью, по сравнению с медным штейном, выделившийся из расплава  $ZnS$  образует вязкий тугоплавкий промежуточный слой на границе раздела шлак-штейн, нарушающий процесс отстаивания жидких продуктов плавки.

Содержание сульфида свинца в медных штейнах обычно не превышает 2–3 %. Присутствие  $PbS$  снижает температуру плавления как медных, так и полиметаллических штейнов, содержащих еще и цинк.

Никелевые штейны по своим свойствам заметно отличаются от медных и медно-никелевых штейнов. В никелевых штейнах содержится образующийся при плавке сплав железа и никеля – ферроникель. От количества образовавшегося при плавке ферроникеля зависит содержание серы в штейнах: чем более металлизирован штейн, тем ниже содержание в нем серы. При охлаждении штейна из него начинают выделяться кристаллы ферроникеля. Выделяющийся из штейна ферроникель образует настывы во внутреннем горне печи, желобах, ковшах, отстойниках, что вызывает серьезные трудности в работе.

Исследуя строение и состав медных штейнов, В. Я. Мостович определил, что устойчивыми сульфидами, составляющими основную часть штейна, являются  $FeS$  и  $Cu_2S$ . Ничтожно малые упругости диссоциации этих сульфидов подтверждают их устойчивость при высоких температурах.

Существенной особенностью медных штейнов является наличие в них кислорода в виде высших окислов железа, что было установлено работами ряда исследователей (В. Я. Мостович, Ф. Гаулей, Х. К. Аветисян, П. Друммонд). В связи с этим реальные заводские штейны отличаются от теоретически рассчитанных составов тем, что все  $Fe$  и часть  $FeS$  замещаются ферритами, которые для упрощения принимают целиком за магнетит. Работами указанных авторов было установлено, что содержание магнетита в штейнах тем выше, чем штейн беднее по меди.

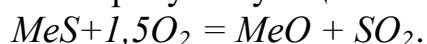
В работе М. А. Абдеева о строении полиметаллических штейнов содержатся сведения о том, что цинк в полиметаллических штейнах присутствует, как правило, в форме сульфида  $ZnS$  с изоморфной примесью железа.

Свинец может быть представлен частично металлической формой, частично сульфидом типа галенита, частично эвтектикой галенита с борнитом.

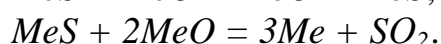
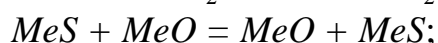
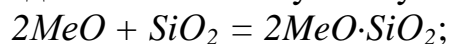
### ***Теоретические основы конвертирования***

Продувка штейна представляет сильно окислительный процесс, производимый энергичным продуванием сжатого воздуха через слой расплавленного жидкого штейна. Задачей этой операции является окисление железа и серы из штейна и перевод железа в шлак, а серы в газы для освобождения связанной с ними меди и получения ее в свободном металлическом состоянии.

При продувке сжатого воздуха через расплавленный штейн происходит окисление присутствующих в штейне сульфидов по реакции



Образующиеся при этом окислы взаимодействуют с кремнеземом и переходят в шлак либо участвуют в обменном взаимодействии с сульфидами:



Из-за большой скорости окисления расплавленных сульфидов в конвертере постоянно наблюдается дефицит кислорода по отношению ко всей массе расплава. В то же время непосредственно на границе с дутьевым факелом и внутри него окислительные процессы фактически идут в условиях местного избытка кислорода, что вызывает глубокое окисление штейна. В начальной стадии взаимодействия кислорода со штейновым расплавом, вследствие определенной (хотя и ограниченной) взаимной растворимости сульфидов и окислов, образуется гомогенная оксидно-сульфидная фаза. Эта фаза по мере насыщения окислами и изменения состава штейна расслаивается на две – богатую окислами железа, растворяющуюся в силикатном шлаковом расплаве, и сульфидную, содержащую небольшое количество растворенных окислов железа.

Высокое сродство железа к кислороду, а меди к сере предопределяет преимущественное окисление при продувке сернистого железа. В общем случае последовательность окисления сульфидов в расплаве зависит от их концентрации и физико-химических свойств сульфидов и образующихся окислов. Предпочтительнее происходит окисление того сульфида, который при данной температуре обладает наибольшим давлением диссоциации и при окислении которого образуется наиболее прочный окисел.

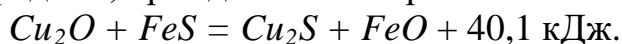
О последовательности окисления того или иного сульфида можно судить, сравнивая величины убыли энергии Гиббса ( $\Delta G^0_T$ ) реакций окисления. При температуре 1200°C в порядке уменьшения величин  $\Delta G^0_T$  сульфиды образуют следующий ряд:  $FeS$ ,  $ZnS$ ,  $PbS$ ,  $Cu_2S$ . Очевидно, что одновременное окисление двух сульфидов становится возможным до тех пор, пока величина  $\Delta G^0_T$  реакции окисления данного сульфида не сравняется с величиной  $\Delta G^0_T$  реакции окисления другого сульфида. Расчетные данные о совместном окислении сульфидов полиметаллических штейнов приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1 - Условия совместного окисления сульфидов в штейновом расплаве\*

$t, ^\circ C$	$ZnS/FeS$	$PbS/FeS$	$Cu_2S/FeS$
1100	0,70 / 1	33,5 / 1	$1,6 \times 10^4 / 1$
1200	1,04 / 1	28,4 / 1	$1,1 \times 10^4 / 1$
1300	1,48 / 1	24,0 / 1	$7,0 \times 10^3 / 1$

\*Соотношения даны в молях

Практически окисление  $Cu_2S$  в конвертере наблюдается уже при уменьшении содержания  $FeS$  в расплаве до 1 % и несколько ниже. Однако окисление  $Cu_2S$  в присутствии  $FeS$  в расплаве не получает достаточного развития, т. к. образующаяся  $Cu_2O$  будет взаимодействовать с имеющимися в расплаве сульфидами, прежде всего с сернистым железом:



Поэтому фактически образование  $Cu_2O$  в конвертере становится возможным только после ошлакования всего железа. Образующаяся закись меди взаимодействует с полусернистой медью по реакции



Высокое значение равновесного давления  $SO_2$  этой реакции, достигающее при температурах конвертирования 8–10 Па, свидетельствует о бурном ее

протекании. В условиях непрерывного отвода газов из конвертера обеспечивается практически полное завершение реакции с переводом всей окисленной меди в металлическое состояние.

От содержания меди в штейнах зависят показатели процесса их продувки, расход воздуха, продолжительность продувки, количество флюсов образующегося шлака и тепловой режим процесса.

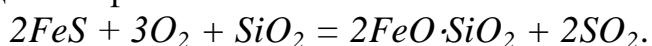
Из состава медных штейнов вытекает вывод об обратной пропорциональности, существующей между содержанием железа и меди в штейне: чем больше в нем полусернистой меди, тем, соответственно, меньше сернистого железа.

Суммарное количество подлежащих окислению железа и серы значительно у бедных штейнов и убывает по мере увеличения содержания меди в штейне при отнесении этого количества к единице меди; соответствующие данные приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2 - Состав штейна в пересчете на 1 % меди

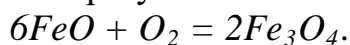
Элементарный состав, %					На 1% меди, %		
<i>Cu</i>	<i>Fe</i>	<i>S</i>	<i>O<sub>2</sub></i>	$\Sigma$	<i>Fe</i>	<i>S</i>	$\Sigma$
10	57,66	25,8	25,3	24,8	24,3	23,30	23,09
20	49,32	6,54	5,38	4,21	3,02	1,90	0,7
30	41,00	100	100	100	100	100	100
40	32,68	5,77	2,47	3,37	0,82	0,5	0,27
50	24,80	2,58	1,27	0,83	0,61	0,47	0,38
60	16,21	8,35	3,73	2,19	1,42	0,96	0,65

Таким образом, процесс конвертирования практически состоит из двух периодов. Первый период заключается в получении белого матта (белого штейна) – расплава  $Cu_2S$ . Для этого расплав продувают воздухом в присутствии кварцевого флюса:

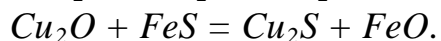
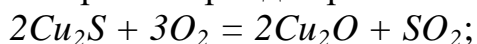


Выделяющегося тепла процесса с избытком достаточно для поддержания и некоторого повышения температуры процесса первого периода.

Кроме того, в первом периоде за счет окисления закиси железа кислородом воздуха образуется магнетит:



В первом периоде протекают также реакции:



По мере непрерывной продувки штейна содержание сернистого железа и количество загруженного кварцевого флюса постепенно убывают, и в ванне накапливается шлак, состоящий в основном из силиката закиси железа или, точнее, из ферросиликатов.

Накапливающийся шлак конвертерного процесса периодически удаляют из конвертера при небольшом перерыве в дутье обратным поворотом конвертера и выводом фурм из ванны, шлак сливают в ковш, и убыль ванны заполняется новой порцией жидкого штейна. Кварцевый флюс вводят непрерывно во время процесса через специальные устройства или периодически совками через горловину.

При продувке относительно бедных штейнов происходит значительный подъем температуры, позволяющий присаживать и расплавлять в конвертере некоторые количества холодных присадок в виде штейновых корок от ковшей и желобов, сплесы черновой меди, привозных штейнов других заводов и прочих, богатых медью материалов. Добавкой этих материалов, подвергающихся расплавлению в конвертере за счет тепла его перегретой жидкой ванны, достигается понижение температуры конвертера, и поэтому количеством холодных присадок регулируется температура процесса и достигается сохранение футеровки от быстрого прогара. Количество присаживаемых в конвертер холодных материалов составляет 15–35 %, а при форсированном ходе продувки бедных штейнов и более 40 %.

Благодаря обогащению штейна медью растворимость в штейне окислов железа постепенно понижается, и они переходят в шлак.

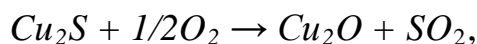
При приближении штейновой ванны конвертера к составу полусернистой меди добавка новых порций штейна прекращается и все оставшееся железо вместе со связанной с ним серой окисляется продолжительной продувкой. В момент окончания окисления и ошлакования всего железа производится поворот конвертера, подъем фурм из жидкой ванны, остановка дутья и слив всего образовавшегося шлака с поверхности штейновой ванны конвертера. Обогащенный до состава полусернистой меди штейн, содержащий 70–80 % меди и 2–21 % серы, носит название белого матта. Получением белого матта заканчивается первый период продувки штейна.

Периодическим набором жидкого штейна, его продувкой и сливом образовавшегося конвертерного шлака производится постепенное удаление железа и обогащение штейна медью и параллельно с ней – золотом и серебром. Сера, связанная с окисляющимся железом, удаляется с отходящими газами в виде сернистого ангидрида и частично в виде серного ангидрида.

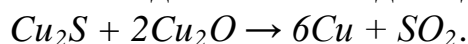
Образующийся шлак сливают и заливают новые порции штейна. Так поступают до тех пор, пока в конвертере не накопится нужное количество  $Cu_2S$  (примерно 0,8 от емкости аппарата). Температура расплава в конвертере 1200–1280°C. Повышение температуры приводит к повышенному износу футеровки, поэтому ее регулируют загрузкой в конвертер холодных материалов (твердый штейн, обороты, вторичное сырье, цементная медь, гранулированные концентраты). Чем беднее штейн по меди (больше сульфида железа), тем больше выделяется тепла и требуется больше холодных материалов.

Часть железа переокисляется до магнетита ( $Fe_3O_4$ ), что приводит к повышенному содержанию в шлаках меди. Обычно это 1,5–3,0 %, и конвертерные шлаки с целью доизвлечения меди возвращают в оборот (в плавку на штейн) либо подвергают самостоятельной переработке.

Второй период – получение черновой меди включает окисление сульфида меди:



и взаимодействие оксида меди с ее сульфидом:





Второй период протекает непрерывно, он более напряжен в тепловом отношении, поэтому его проводят без остановок и без добавок каких-либо холодных материалов.

Второй период отличается от первого более высокой концентрацией сернистого ангидрида в отходящих газах, полным отсутствием шлакообразования и, следовательно, отсутствием необходимости флюсования.

Образовавшаяся во втором периоде медь по насыщению ею полусернистой меди (до 82 %) выделяется в отдельную жидкую металлическую фазу в нижней части ванны благодаря большой разнице между удельными весами меди и белого матта: 8,22 (жидкая медь) и 5,7 (твердая полусернистая медь). При первоначальном малом количестве выделяющейся меди она легко циркулирует вместе с бурлящей массой штейна под действием энергично поступающего в конвертер дутья. По мере же накопления значительной массы тяжелой меди она скапливается на дне конвертера и вследствие бокового расположения фурм выходит из сферы влияния дутья. Продувка заканчивается после полного окисления белого матта и перевода всей полусернистой меди в черновую медь.

Золото и серебро, растворенные в медном штейне и сконцентрировавшиеся в белом матте, следуют за металлической медью и переходят в первую же порцию выделившейся на дно ванны черновой меди. Полный переход золота в черновую медь происходит быстро, в течение первых десятков минут продувки белого матта; выделение серебра и переход его в медь несколько отстает, но все же значительные его количества переходят в металлическую медь, а почти полный переход серебра в медь завершается еще до выделения всей меди из белого матта. Прекращение продувки производится в момент практического окисления до меди последних остатков белого матта. После прекращения подачи дутья немедленно начинается разливка черновой меди из конвертера.

### ***Поведение примесей при продувке штейна***

Никель в медных штейнах присутствует в незначительных количествах в форме  $Ni_3S_2$ . Сульфид никеля окисляется до  $NiO$ , в основном переходит в шлак во втором периоде, а черновой меди никеля остается до 0,5–0,7 %.

Цинк присутствует в штейне в виде  $ZnS$ . Поведение цинка при конвертировании штейнов, аналогично поведению железа ( $ZnS$  окисляется до  $ZnO$ ), с той лишь разницей, что обычно 15–20 % от его содержания в штейне уносится вместе с газами в виде пыли.

Свинец присутствует в штейне в виде  $PbS$ . Значительная часть сернистого свинца окисляется с образованием окиси свинца после окисления основной массы  $FeS$  и  $ZnS$ . При наличии  $SiO_2$  окись свинца легко шлакуется с образованием легкоплавких шлаков. Частично свинец летит с газами и осаждается вместе с  $ZnO$ .

Сурьма и мышьяк присутствуют в штейне в виде арсенидов и антимонидов. При продувке они частично летят с газами в виде летучих оксидов, частично переходят в шлак в виде пятиокисей, образуя с окислами других металлов арсенаты и антимонаты. Остаточное содержание этих элементов в черновой меди обычно не превышает 0,1 %.

Селен и теллур, связанные главным образом с благородными металлами, выгорают не полностью и частично переходят в черновую медь, где их содержание исчисляется тысячными долями процента.

Золото и серебро при плавке всегда концентрируются в штейне, где содержание их определяется количеством в исходном сырье.

В итоге благородные металлы почти полностью оказываются в черновой меди и лишь небольшая часть их теряется с конвертерными шлаками.

### **Продукты конвертирования медных штейнов**

Продуктами конвертирования медных штейнов являются конвертерный шлак, черновая медь, газы и пыль.

Состав конвертерного шлака зависит от стадии процесса, температуры в конвертере, содержания меди в штейне, качества флюса и способа введения его в конвертер, способа работы на конвертерах. Состав промышленных шлаков приведен в табл. 4.3, а теоретическое количество шлака, которое можно получить на каждую тонну штейна в зависимости от содержания в нем меди – в табл. 4.4

Таблица 4.3 - Состав конвертерных шлаков, %

Состав	$SiO_2$	$Fe$	$CaO$	$Al_2O_3$	$S$
Шлак первого слива	24	50,9	0,9	1,6	2,6
Промежуточный шлак	22	51	0,9	1,8	0,7
Шлак последнего слива	21	42,5	2,0	2,0	0,21

Практические пределы содержания  $SiO_2$  в шлаках – 18–27 %, железа – 45–55 %.

Таблица 4.4 - Теоретическое количество шлака на 1 т штейна

Содержание меди в штейне, %	20	25	30	35	40	45	50	55	60	70	75
Кол-во шлака на 1т штейна, кг	954	876	796	716	636	558	478	396	240	160	80

Содержание меди в конвертерных шлаках 1,5÷5 %. Медь в шлаке присутствует в основном в форме сульфидов (борнита и халькопирита) и в незначительных количествах в форме закиси меди и металлической меди.

Для конвертерных газов как первого, так и второго периодов конвертирования характерно низкое содержание кислорода (менее 0,5 %) и высокое содержание суммы  $SO_2$  и  $SO_3$  (13–15 % в первом и 18–20 % во втором). Из-за больших подсосов воздуха (особенно в напыльнике) конвертерные газы сильно разбавляются. Трудности извлечения серы из конвертерных газов связаны с периодичностью процесса конвертирования. Однако при надлежащей герметизации напыльника и всей газоходной системы, а также организации работы конвертеров по специальному графику можно стабильно поддерживать содержание  $SO_2$  и  $SO_3$  в газах на уровне 4–5 % и использовать их для производства серной кислоты.

Грубая конвертерная пыль образуется за счет разбрызгивания расплава при продувке его воздухом. Газами уносятся также мелкие частицы кварцевого флюса

и холодных материалов. Образование тонких фракций пыли, наряду с механическим уносом мелких частиц расплава и твердых материалов, в значительной степени обусловлено летучестью присутствующих в штейнах элементов и их соединений ( $ZnO$ ,  $PbO$ ,  $PbS$ ,  $Al_2O_3$  и др.).

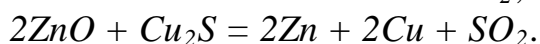
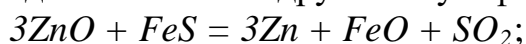
Количество конвертерной пыли зависит от содержания меди в штейне. Чем беднее штейн, тем больше общая продолжительность процесса конвертирования и тем больше выход пыли. Содержание меди в конвертерной пыли в среднем составляет 20–25 %.

В полиметаллических штейнах присутствует до 9–10 % цинка в форме  $ZnS$ . Поведение сульфида цинка при конвертировании штейнов аналогично поведению  $FeS$  с той разницей, что некоторое количество цинка (около 15–20 % от количества цинка, присутствующего в штейне) возгоняется; большая часть цинка, как и железа, при конвертировании переходит в шлак. Сульфид цинка может окисляться при приблизительно одинаковой концентрации с сульфидом железа в расплаве. В процессе конвертирования штейна заметное окисление  $ZnS$  наблюдается вскоре после начала продувки штейна. Возгонка цинка в процессе конвертирования объясняется отчасти некоторой летучестью  $ZnS$  при температуре процесса и протеканием побочных реакций, которые сопровождаются появлением легкоиспаряющегося металлического цинка.

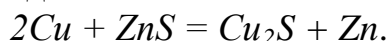
Реакция  $ZnS + 2ZnO = 3Zn + SO_2$ , при температуре конвертирования не может играть значительной роли в возгонке цинка.

По данным А. И. Окунева, удаление цинка в газы при конвертировании медных штейнов по этой реакции при 1150°C составляет 3 % от исходного количества цинка в штейне.

Близкие значения равновесного давления пара цинка могут получаться при взаимодействии  $ZnO$  с другими сульфидами штейна, идущем по реакциям



В конце первого и начале второго периодов процесса имеет место взаимодействие металлической меди с  $ZnS$ :



Интенсивное протекание этой реакции выше 1000°C было подтверждено экспериментально.

### ***Практика процесса конвертирования***

Процесс конвертирования сульфидных расплавов проводят в горизонтальных конвертерах. Схема горизонтального конвертера приведена на рис. 4.1.

Горизонтальный конвертер представляет собой цилиндрическую емкость, опирающуюся с помощью опорных бандажей на ролики. Для заливки штейна, загрузки флюсов и холодных материалов, слива расплава и удаления газов в верхней части цилиндрической поверхности корпуса имеется горловина. Поворот конвертера вокруг горизонтальной оси осуществляется от электродвигателя через редуктор и зубчатую пару, в которую входит зубчатый венец, охватывающий корпус, и ведущая шестерня. Помимо рабочего привода предусмотрен аварийный привод – аварийного поворота, с двигателем, питающимся от аккумуляторной батареи. Аварийный привод включается при падении давления дутья и служит для предотвращения заливки фурм для подачи дутья, расплавом.

Воздух поступает в расплав через фурмы, из воздуходувной машины по трубопроводу. В зависимости от размера конвертера определяется число фурм и их диаметр. Для уменьшения гидравлического сопротивления при подводе дутья к фурмам коллектор конструктивно объединен с фурмами.

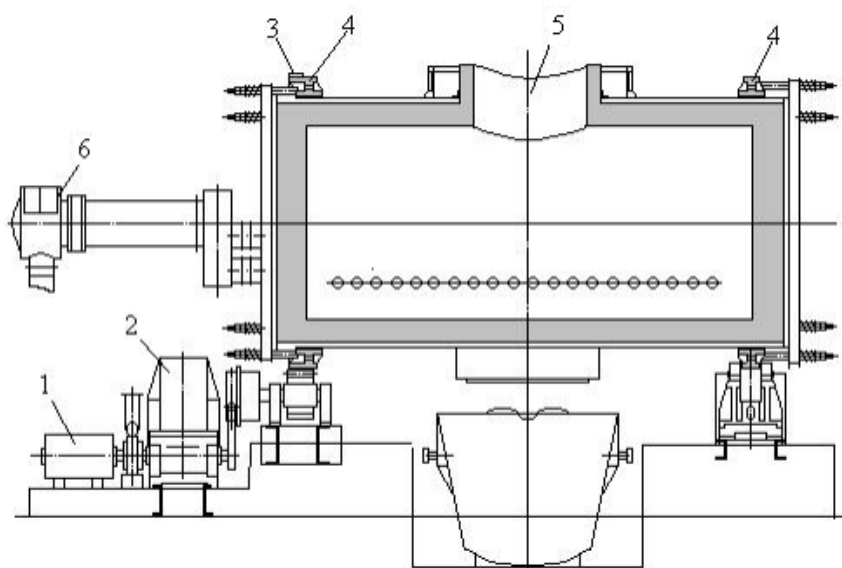


Рис. 4.1. Схема горизонтального конвертера:

1 – электродвигатель; 2 – редуктор; 3 – зубчатый венец; 4 – опорные бандажи; 5 – горловина; 6 – сальниковое устройство

Бочка конвертера изготовлена из листовой стали и изнутри футерована огнеупорным кирпичом. Толщина футеровки 230–380 мм, а в области фурменного пояса – 450–800 мм. Подача холодного воздуха в расплав приводит к зарастанию фурм, в связи с чем их необходимо прочищать, вручную ломиком или пневмофурмовщиками, что более экономически выгодно, их использование позволяет снизить трудозатраты при проведении процесса.

Горловина конвертера, работающего под дутьем, закрыта сверху напыльником для отвода отходящих газов. Напыльник имеет испарительное охлаждение. Газы конвертера проходят грубую и тонкую очистку от пыли,

соответственно, в циклонах и электрофилтрах, затем направляются в сернокислотное производство.

В аппаратурном оформлении и в организации производства процесс конвертирования никелевых штейнов практически не отличается от конвертирования медных штейнов.

**Аппаратура, приборы, посуда, необходимые для выполнения работы:** лабораторная установка; весы технические; алундовый тигель; платинородиевая термопара с милливольтметром; воздуходувка; молоток; железные щипцы; штейн; кварцевый песок.

Конвертирование медных штейнов в заводских условиях протекает полностью за счет тепла экзотермических реакций окисления. В лабораторных условиях вследствие небольшого объема штейна осуществить этот процесс без дополнительного обогрева не представляется возможным. Поэтому в лаборатории опыт по конвертированию проводят в электрической печи, которая служит как для расплавления штейна, так и для поддержания его в жидком состоянии. Навеску штейна помещают в печь в небольшом фарфоровом тигле.

Воздух подводят к поверхности штейна от воздуходувки по резиновому шлангу, на конце которого закрепляют фарфоровую трубочку с внутренним диаметром 2–5 мм и длиной не менее 50 см.

Замер температуры осуществляется платинородиевой термопарой с милливольтметром. Схема установки представлена на рис. 4.2.

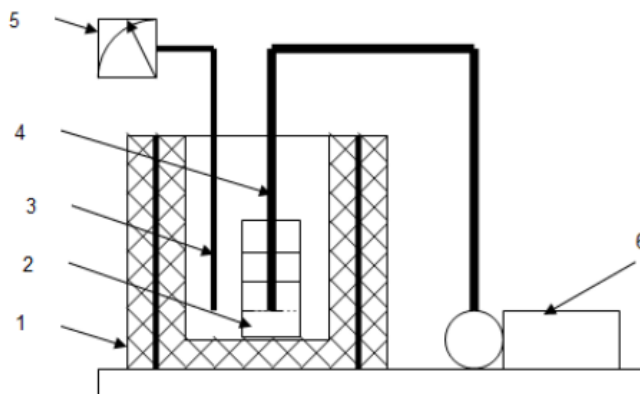


Рис. 4.2. Схема установки для конвертирования медных штейнов:  
1 – электрическая печь; 2 – алундовый тигель; 3 – термопара; 4 – алундовая трубка; 5 – милливольтметр; 6 – воздуходувка

### **Порядок выполнения**

Работы по конвертированию необходимо проводить обязательно в рукавицах и в защитных очках.

1. Взять 25 г богатого по содержанию меди штейна и загрузить его в алундовый тигель. Состав штейна записать в тетрадь.

2. Тигель поставить в предварительно разогретую до 1150–1200°С печь.

3. После расплавления штейна на его поверхность засыпать расчетное количество кварцевого флюса.

4. Включить воздуходувку. Через резиновую и алундовую трубки подайте на поверхность штейна воздух. Конец алундовой трубки, из которой выходит воздух, должен находиться над поверхностью штейна на расстоянии 10-15 мм. Необходимо так подавать воздух на поверхность штейна, чтобы его струя отдувала в сторону шлак, обнажая свободную поверхность штейна.

5. Конец конвертирования определяется по характерному изменению цвета поверхности расплава (появление голубого цвета поверхности расплавленной меди), а также прекращению выделения сернистого газа.

6. После окончания продувки выключить печь, извлечь тигель из печи и охладить его.

7. После охлаждения тигля выбить из него молотком черновую медь, отделить ее от шлака и взвесить.

8. Результаты взвешивания записать в рабочую тетрадь.

### ***Требования к отчету***

Отчет по лабораторной работе необходимо оформлять в соответствии с требованиями. Отчет включает в себя формулировку цели лабораторной работы, краткие теоретические сведения, описание методики выполнения обработки полученных результатов, а также выводы по работе – всего 5–6 с.

Отчет должен содержать расчет процесса конвертирования.

Расчетные формулы приведены ниже.

Кварцевый флюс содержит 96 %  $SiO_2$ . В конвертерном шлаке желательно иметь 52 % FeO и 26 %  $SiO_2$ . Содержание меди в черновой меди составляет 98,5 %.

При продувке практически все железо штейна переходит в конвертерный шлак, тогда количество шлака

$$m_{\text{шл}} = \frac{25N_{Fe}}{52},$$

где  $N_{Fe}$  – содержание железа в штейне.

Количество  $SiO_2$  в конвертерном шлаке

$$m_{SiO_2} = \frac{26m_{\text{шл}}}{100}.$$

Количество кварцевого флюса

$$m_{\text{фл}} = \frac{m_{SiO_2}}{0,96}.$$

Извлечение меди в черновую медь рассчитывают по формуле

$$\eta_{Cu} = \frac{m_{Cu} \times n_{Cu}}{M_{\text{шл}} \times N_{Cu}}$$

где  $\eta_{Cu}$  – извлечение меди в черновую медь, %;

$m_{Cu}$  – масса черновой меди, г;

$n_{Cu}$  – содержание меди в черновой меди;

$M_{\text{шл}}$  – масса штейна, г;

$N_{Cu}$  – содержание меди в штейне, %.

Теоретически необходимое количество воздуха для конвертирования рассчитывается следующим образом: при расчете принимается, что вся сера штейна окисляется до  $SO_2$ , а железо до  $FeO$ , тогда для окисления серы потребуется кислорода, г:

$$m'_{O_2} = \frac{M_{ум} \times N_S \times 2M_{O_2}}{100M_S},$$

где  $m'_{O_2}$  – атомный вес кислорода;

$M_S$  – атомный вес серы.

Для образования  $FeO$  потребуется кислорода, г:

$$m''_{O_2} = \frac{M_{ум} \times N_{Fe} \times M_{O_2}}{100M_{Fe}},$$

где  $M_{Fe}$  – атомный вес железа.

Всего потребуется кислорода:

$$m_{O_2} = m'_{O_2} + m''_{O_2}.$$

В пересчете на воздух, г,

$$m_{возд} = m_{O_2} : 0,23$$

или в литрах

$$V_{возд} = \frac{m_{возд}}{\rho_{возд}},$$

где  $\rho_{возд} = 1,293$  г/см<sup>3</sup>.

Отчет по лабораторной работе необходимо защитить на следующем занятии в соответствии с графиком лабораторных работ.

### **Контрольные вопросы**

1. Охарактеризуйте физико-химические основы процесса конвертирования:
  - а) основные химические реакции первого и второго периодов;
  - б) термодинамика реакций конвертирования медных штейнов.
2. Какой состав имеют продукты конвертирования?
3. Опишите тепловой и температурный режимы конвертирования медных штейнов.

## Лабораторная работа 5 Электролитическое рафинирование меди

**Цель.** Установить влияние катодной плотности тока на выход меди по току и рассчитать удельный расход электроэнергии на 1 кг катодной меди.

**Задачи:** Изучить теоретические положения электролитического рафинирования меди;

Научиться аппроксимировать металлургические процессы, прописывая химические реакции и проводить их физико-химический анализ;

Анализировать технико-экономические показатели процессов, принимать технологически обоснованные решения.

### **Краткие теоретические сведения**

Основная цель этого раздела – получение меди, удовлетворяющей по электропроводности требованиям международного стандарта ( $1,724 \times 10^{-6}$  Ом·см). Такая медь содержит обычно более 99,96 % меди, около 0,02 % кислорода и 0,02 % нормируемых в сумме девяти примесей. Дополнительная задача – концентрирование селена, теллура, золота и серебра в богатый полупродукт – шлам.

Следует отметить, что чем выше в исходной меди содержание благородных металлов, тем ниже будет себестоимость электролитной меди. Именно поэтому при конвертировании медных штейнов стремятся использовать в качестве флюса золотосодержащие кварциты.

Литые аноды и тонкие катодные основы из электролитной меди, титана или нержавеющей стали попеременно завешивают в электролитную ванну.

Аноды и катоды помещают, располагая электроды в ваннах вертикально, параллельно друг другу. Все аноды соединяются с положительным, а катоды с отрицательным полюсами источника постоянного тока. В ванны подают электролит в виде раствора сернокислой меди, содержащего свободную серную кислоту. Через эту систему пропускают постоянный ток (рис. 5.1).

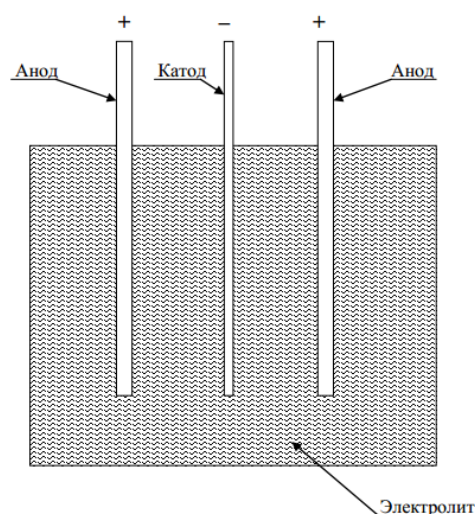


Рис. 5.1. Схема электролитического рафинирования меди



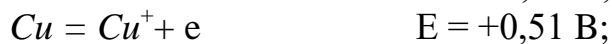
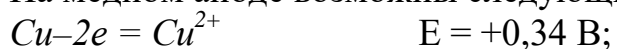
При включении ванн в сеть постоянного тока происходит электрохимическое растворение меди на аноде, перенос катионов через электролит и осаждение ее на катоде. Примеси меди при этом в основном распределяются между шламом (твердым осадком на дне ванн) и электролитом.

Электролит содержит сульфат меди (160–200 г/дм<sup>3</sup>), серную кислоту (135–200 г/дм<sup>3</sup>), поверхностно-активные добавки (столярный клей и тиомочевину) для улучшения структуры катодных осадков; расход последних 50–60 г/т меди.

Электролит непрерывно циркулирует по замкнутой схеме со скоростью 15–20 дм<sup>3</sup>/мин. Перед подачей в ванну электролит подогревают в теплообменниках паром до температуры 55–60°C, это способствует снижению его электрического сопротивления.

### *Химизм электролиза и поведение примесей*

На медном аноде возможны следующие электрохимические реакции:



Соотношение концентраций в растворе одновалентной и двухвалентной меди определяется равновесием реакции диспропорционирования:



В состоянии равновесия концентрация в растворе ионов  $Cu^{2+}$  примерно в тысячу раз больше, чем концентрация ионов  $Cu^+$ . Тем не менее эта реакция имеет существенное значение для электролиза, т. к. в результате ее протекания наблюдается переход меди в шлам.

На аноде также имеет место прямое химическое растворение меди по реакции:  $Cu + H_2SO_4 + 0,5O_2 = CuSO_4 + H_2O$ .

На катоде выделение меди идет в основном за счет разряда ионов двухвалентной меди:  $Cu^{2+} + 2e = Cu$ .

В результате протекания реакций происходит обогащение электролита ионами двухвалентной меди и обеднение серной кислотой. Для поддержания в электролите постоянной концентрации меди и серной кислоты необходимо электролит регенерировать электролизом с нерастворимыми анодами.

Основными требованиями, предъявляемыми к электролиту, являются его высокая электропроводность (низкое электрическое сопротивление) и чистота. Однако реальные электролиты, помимо сульфата меди, серной кислоты, воды и необходимых добавок, обязательно содержат растворенные примеси, содержащиеся до этого в анодной меди. Поведение примесей анодной меди при электролитическом рафинировании определяется их положением в ряду напряжений (табл. 5.1).

По электрохимическим свойствам примеси можно разделить на четыре группы:

I группа – металлы более электроотрицательные, чем медь (*Ni, Fe, Zn* и др.);

II группа – металлы, близко стоящие в ряду напряжений к меди (*As, Sb, Bi*);

III группа – металлы более электроположительные, чем медь (*Au*, *Ag* и платиноиды);

IV группа – электрохимически нейтральные в условиях рафинирования меди химические соединения (*Cu<sub>2</sub>S*, *Cu<sub>2</sub>Se*, *Cu<sub>2</sub>Te*, *Au<sub>2</sub>Te*, *Ag<sub>2</sub>Te*).

Таблица 5.1 - Положение примесей в ряду напряжений

Примесь	$Zn^{2+}/Zn^0$	$Fe^{2+}/Fe^0$	$Cd^{2+}/Cd^0$	$Co^{2+}/Co^0$	$Ni^{2+}/Ni^0$
$\varphi^0$ , В	-0,763	-0,44	-0,4	-0,27	-0,25
Примесь	$Sn^{2+}/Sn^0$	$Pb^{2+}/Pb^0$	$2H^+/H_2O$	$Sb^{3+}/Sb^0$	$Bi^{3+}/Bi^0$
$\varphi^0$ , В	-0,136	-0,126	0,0	+0,212	+0,226
Примесь	$As^{3+}/As^0$	$Cu^{2+}/Cu^0$	$Ag^+/Ag^0$	$Pt^{2+}/Pt^0$	$Au^+/Au^0$
$\varphi^0$ , В	+0,247	+0,34	+0,799	+1,4	+1,68

Примеси первой группы, обладающие наиболее электроотрицательным потенциалом, практически полностью переходят в электролит. Исключение составляет лишь никель, около 5 % которого из анода осаждается в шлам в виде твердого раствора никеля в меди. Твердые растворы, по закону Нернста, становятся даже более электроположительными, чем медь, что и является причиной их перехода в шлам.

Особо, по сравнению с перечисленными группами примесей, ведут себя свинец и олово, которые по электрохимическим свойствам (табл. 5.1) относятся к примесям I группы, но по своему поведению в процессе электролиза могут быть отнесены к примесям III и IV групп. Свинец и олово образуют нерастворимые в серноокислом растворе сульфат свинца *PbSO<sub>4</sub>* и метаоловянную кислоту *H<sub>2</sub>SnO<sub>3</sub>*.

Электроотрицательные примеси на катоде в условиях электролиза меди практически не осаждаются и постепенно накапливаются в электролите. При большой концентрации в электролите металлов первой группы электролиз может существенно расстроиться.

Накопление в электролите сульфатов железа, никеля и цинка снижает концентрацию в электролите сульфата меди. Кроме того, участие электроотрицательных металлов в переносе тока через электролит усиливает концентрационную поляризацию у катода.

Электроотрицательные металлы могут попадать в катодную медь в основном в виде межкристаллических включений раствора или основных солей, особенно при их значительной концентрации в электролите. В практике электролитического рафинирования меди не рекомендуется допускать их концентрацию в растворе свыше следующих значений, г/л: 20 *Ni*; 25 *Zn*; 5 *Fe*.

Примеси II группы (*As*, *Sb*, *Bi*), имеющие близкие к меди электродные потенциалы, являются наиболее вредными (по возможности загрязнения катода). Будучи несколько более электроотрицательными по сравнению с медью, они полностью растворяются на аноде с образованием соответствующих сульфатов, которые накапливаются в электролите. Однако сульфаты этих примесей неустойчивы и в значительной степени подвергаются гидролизу, образуя основные соли (*Sb* и *Bi*) или мышьяковистую кислоту (*As*). Основные соли сурьмы образуют плавающие в электролите хлопья студенистых осадков («плавучий» шлам), которые захватывают частично и мышьяк.

В катодные осадки примеси мышьяка, сурьмы и висмута могут попадать как электрохимическим, так и механическим путем в результате адсорбции тонкодисперсных частичек «плавучего» шлама. Таким образом, примеси II группы распределяются между электролитом, катодной медью и шламом.

Предельно допустимые концентрации примесей II группы в электролите составляют, г/л: 9 *As*; 5 *Sb* и 1,5 *Bi*.

Распределение примесей I и II групп по продуктам электролиза приведено в табл. 5.2.

Таблица 5.2 - Распределение примесей I и II групп и меди между продуктами электролиза, % от исходного

Продукт электролиза	<i>Cu</i>	Группа I					Группа II		
		<i>Ni</i>	<i>Zn</i>	<i>Fe</i>	<i>Pb</i>	<i>Sn</i>	<i>As</i>	<i>Sb</i>	<i>Bi</i>
Электролит	1-2								
Шлам									
Катод									

Более электроположительные по сравнению с медью примеси (III группа), к которым относятся благородные металлы (главным образом, *Au* и *Ag*), в соответствии с положением в ряду напряжений должны переходить в шлам в виде тонкодисперсного остатка. Это подтверждается практикой электролитического рафинирования меди.

Переход золота в шлам составляет более 99,5 % от его содержания в анодах, а серебра – более 98 %. Несколько меньший переход серебра в шлам по сравнению с золотом связан с тем, что серебро способно в небольшом количестве растворяться в электролите и затем из раствора выделяться на катоде. Для уменьшения растворимости серебра и перевода его в шлам в состав электролита вводят небольшое количество иона хлора. Произведение растворимости *AgCl* выражается небольшой величиной, что и позволяет перевести серебро в шлам с большой полнотой. Несмотря на практически полный переход золота и серебра в шлам, они все же в небольшом количестве попадают в катодные осадки. Объясняется это механическим захватом взмученного шлама и отчасти явлением катодореза. На механический перенос шлама на катод влияют применяемая плотность тока и взаимосвязанная с ней скорость циркуляции электролита. С увеличением скорости циркуляции вследствие взмучивания шлама переход золота и серебра на катод возрастает. При выборе плотности тока и способа циркуляции электролита необходимо учитывать содержание благородных металлов в анодах. В случае их повышенного содержания плотность тока должна быть меньше. Снижению переноса шлама на катод способствует также наличие в ванне зоны отстаивания (область от нижнего конца катода до дна ванны). На многих заводах электролит перед его возвращением в ванну в цикле циркуляции подвергают фильтрованию, что уменьшает потери шлама и обеспечивает получение более чистой меди.

Аналогично электроположительным примесям ведут себя при электролизе меди химические соединения (примеси IV группы). Хотя в принципе химические соединения и могут окисляться на аноде и восстанавливаться на катоде, что

используют в специальных процессах, в условиях электролитического рафинирования меди анодного потенциала недостаточно для их окисления. Поэтому при электролизе меди в электродных процессах они не участвуют и по мере растворения анода осыпаются на дно ванны. В виде селенидов и теллуридов переходят в шлам более чем 99 % селена и теллура.

Таким образом, в результате электролитического рафинирования анодной меди все содержащиеся в ней примеси распределяются между катодной медью, электролитом и шламом.

### ***Параметры и показатели электролиза меди***

Основными характеристиками, определяющими параметры и показатели электролитического рафинирования меди, являются плотность тока, выход металла по току, напряжение на ванне, удельный расход электроэнергии.

Плотность тока является важнейшим параметром процесса электролиза. Она выражается в амперах на единицу поверхности электрода ( $D = I/S$ ). В металлургии меди ее принято выражать в амперах на квадратный метр площади катодов. По закону Фарадея, на каждый  $1 \text{ A} \times \text{ч}$  электричества осаждается 1 электрохимический эквивалент металла. Для меди он равен  $1,1857 \text{ г}/(\text{A} \times \text{ч})$ . Следовательно, с увеличением плотности тока интенсивность (производительность) процесса электролиза возрастает.

Величина плотности тока, при которой проводят процесс электролитического рафинирования, определяет все его основные технико-экономические показатели: напряжение на ванне, выход по току, расход электроэнергии, а также капитальные и эксплуатационные затраты. С увеличением плотности тока при прочих равных условиях увеличивается производительность цеха, уменьшаются число потребных ванн, затраты на капитальное строительство и рабочую силу, но возрастают затраты на электроэнергию.

Существует также понятие технологической плотности тока, которая определяется чистотой перерабатываемых анодов, содержанием вредных примесей в электролите и качеством получаемых катодов. Чем чище аноды и, следовательно, чем меньше примесей содержится в электролите, тем при большей технологической плотности тока можно проводить процесс электролиза. Чаще всего заводы работают при плотности тока  $240\text{--}300 \text{ A}/\text{м}^2$ . Следует отметить, однако, что с увеличением плотности тока увеличиваются потери благородных металлов за счет большего взмучивания шлама и захвата его растущим катодным осадком. В настоящее время применение особых режимов электролиза (реверсивного тока, измененной системы циркуляции электролита и др.) позволяет довести плотность тока до  $500 \text{ A}/\text{м}^2$  и более.

Электрохимический эквивалент меди составляет  $1,1857 \text{ г}/(\text{A} \times \text{ч})$ . Одна ко практически при электролизе для выделения  $1 \text{ г-экв}$  металла расходуется электричества больше. Это кажущееся противоречие объясняется тем, что часть электрического тока расходуется на побочные электрохимические процессы и утечку тока. Степень использования тока на основной электрохимический процесс называется выходом металла по току.

В практике электрометаллургии цветных металлов в большинстве случаев приходится иметь дело с катодным выходом по току, т. к. масса катодного осадка определяет конечный выход товарной продукции.

Плотность тока на катоде в условиях электролитического рафинирования меди выражается суммой плотностей тока, приходящихся на разряд катионов меди, водорода и примесей:  $D_k = D_{Cu} + D_H + D_{np}$ .

Теоретический катодный выход меди по току определяется отношением:

$$\eta = \frac{D_{Cu}}{D_k}.$$

Выход по току может быть выражен в долях единиц или в процентах (путем умножения  $\eta$  на 100).

В заводской практике выход по току принято определять с учетом влияния многих факторов по следующему соотношению:

$$\eta = \frac{P_{np}}{P_{теор}} 100 = \frac{P_{np}}{q \times I \times \tau} 100\%,$$

где  $P_{np}$  – практическая масса катодного осадка меди, г;

$P_{теор}$  – теоретическая масса катодного осадка меди, вычисленная по закону Фарадея, г;

$I$  – сила тока, А;

$\tau$  – продолжительность процесса электролиза, ч;

$q$  – электрохимический эквивалент металла, г/(А×ч).

Напряжение на ваннах при электролитическом рафинировании меди определяется по формуле:

$$U = \Delta\varphi + I \times R_{эл} + I \times R_{np},$$

где  $\Delta\varphi$  – разность анодной и катодной поляризации, В;

$R_{эл}, R_{np}$  – сопротивление электролита, проводников, контактов и т. д., Ом.

При общей величине падения напряжения на ваннах при рафинировании меди порядка 0,3–0,4 В около 70–80 % его приходится на преодоление сопротивления электролита, до 15–20 % – на преодоление сопротивления проводников, тока и контактов, 5–6 % – на катодную и анодную поляризацию.

Все примеси анодной меди снижают электропроводность электролита. Проводимость особенно заметно уменьшается с ростом концентрации в нем железа и никеля.

При электролизе состав электролита неоднороден в объеме. В прикатодном пространстве раствор обеднен медью, а в прианодном, наоборот, ею обогащен. В отсутствии массообмена в межэлектродном пространстве электролит расслаивается по плотности – обогащенный медью и «тяжелый» электролит опускается на дно ванны. Расслаивание ведет к неравномерному протеканию электродных процессов по высоте электродов. Для устранения этих явлений электролит необходимо перемешивать и тем интенсивнее, чем выше применяемая плотность тока.

Поскольку одновременно с перемешиванием нужно поддерживать оптимальную температуру электролита, что осуществляют не индивидуальным

подогревом его в каждой ванне, а централизованным, то электролитическое рафинирование меди повсеместно ведут с проточной циркуляцией электролита, обеспечивающей полную его замену в ванне за 2,0–2,5 ч. При этом одновременно часть электролита отбирают на регенерацию.

Обычно электролит подогревают до температуры 50–55°C. Сильный нагрев, приводит к испарению электролита с поверхности, ухудшению условий труда и дополнительному химическому растворению меди.

Удельный расход электроэнергии на осуществление электролитического рафинирования меди может быть рассчитан по соотношению:

$$W = \frac{U}{1,186 \times \eta},$$

где  $W$  – удельный расход электроэнергии,  $кВт \times ч/т$ ;

$U$  – напряжение на ванне,  $В$ ;

1,186 – электрохимический эквивалент меди,  $г/(А \times ч)$ ;

$\eta$  – выход по току, доли ед.

### **Аппаратурное оформление и практика процесса электролиза**

В настоящее время для электролитического рафинирования меди в основном используют цельнолитые железобетонные ванны ящичного типа. Современные электролизные ванны имеют длину 3,5–5,5 м, ширину 1,0–1,1 м и глубину 1,2–1,3 м. Схема электролитического рафинирования меди приведена на рис. 5.1.

Внутри электролизные ванны на отечественных заводах облицовывают листовым свинцом или винипластом. Иногда внутреннюю облицовку выполняют из кислотоупорного бетона. Ванны установлены на столбах с изоляторами из стекла, фарфора или текстолита на высоте 4–5 м от нулевой отметки. Под ваннами размещены насосы, трубопроводы и сборники электролита.

Для спуска шлама и раствора при разгрузке в днищах ванн имеется отверстие с пробкой. На некоторых заводах, чтобы не нарушить прочность и герметичность облицовки, стоков в днище ванн не делают. В этом случае ванны разгружают с помощью насосов.

На большинстве современных заводов медные электролизные ванны объединяют в блоки по 10–20 шт., а затем – в серии, состоящие, как правило, в серию входят два блока. В электрическую систему питания постоянным током ванны в блоках и блоки в сериях включены последовательно, а электроды в отдельных ваннах – катоды и аноды – параллельно.

Для питания электролизных ванн постоянным током в настоящее время используют кремниевые выпрямители. Электродами при электролитическом рафинировании меди служат аноды, полученные в результате огневого рафинирования меди, и катодные основы, превращающиеся в процессе электролиза в готовые для последующего использования катоды.

Аноды представляют собой слитки пластинчатой формы, отлитые с ушками, которыми они опираются на токоподводящие шины и борта ванн (рис. 5.2, а). Обычно на одном из ушков при отливке делают углубление для размещения в нем

катодной штанги. На современных медьэлектролитных заводах стремятся работать с анодами с большой рабочей поверхностью – шириной до 0,96 м, длиной 0,9–1,1 м. При средней толщине анодов 35–45 мм их масса составляет до 350 кг. Для обеспечения равномерного растворения анодов по высоте электролита их отливают клиновидной формы с утолщением сверху.

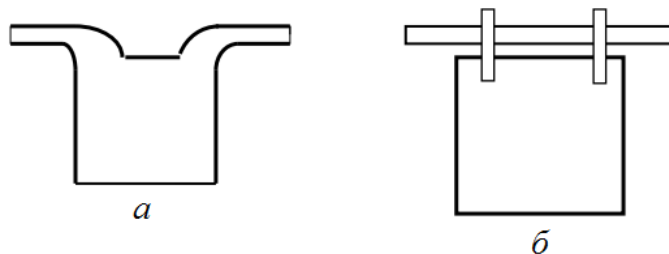


Рис. 5.2. Форма медных анодов (а) и катодных основ (б)

Катодные основы изготавливают из медных листов, полученных электролитическим путем в специальных ваннах при меньшей плотности тока, что способствует получению ровной и плотной поверхности катодного осадка (рис.5. 2, б). Размеры катодных основ превышают размеры анодов по длине на 25–50 мм, по ширине – на 50–60 мм, Это в значительной степени предотвращает повышение плотности тока на краях катодных листов и образование на них крупных дендритов и шишек. Катодные основы подвешивают в ваннах на медных трубчатых штангах.

Размерами катодов определяется ширина электролитной ванны. Обычно расстояние от боковых кромок катодов до стенки ванны составляет около 200 мм и от нижних до днища ванны – 400–600 мм (для осаждения шлама). Длина ванны зависит от расстояния между осями электродов и их числа. Число анодов, завешиваемых в одну ванну, на разных заводах колеблется от 29 до 48 шт. Число катодов в ванне всегда на один больше, что обеспечивает равномерное растворение всех анодов, включая крайние. Нормальное расстояние между осями одноименных электродов обычно составляет около 110 мм, что соответствует ширине межэлектродного пространства (между анодом и катодом), равной примерно 35–40 мм.

Подвод тока к электродам рафинировочных ванн осуществляют при помощи медных шин, расположенных по бортам ванн. При объединении ванн в блоки на бортах крайних ванн прокладывают главные (токоподводящие) шины, а на перегородках между отдельными ваннами – промежуточные. Для предотвращения утечек тока шины изолируют от каркаса ванны.

Время наращивания катода в зависимости от плотности тока составляет от 6 до 15 суток, анод растворяется в течение 20–30 суток. Масса катода перед выгрузкой из ванны достигает 60–140 кг. Анодные остатки (12–18 % от первоначальной массы) переплавляют в анодных печах.

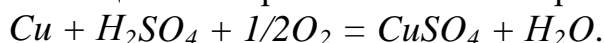
В процессе циркуляции электролита происходит накопление в нем меди и электроотрицательных примесей. Медь накапливается в результате образования на аноде некоторого количества ионов  $\text{Cu}^+$  и химического растворения катодов и

анодов в присутствии растворенного в электролите кислорода:  $Cu^+ + 0,5O_2 + H_2SO_4 \rightarrow CuSO_4 + H_2O$ .

С целью поддержания заданного состава электролита часть его выводят на регенерацию. Медь выделяют электролизом с нерастворимыми (свинцовыми) анодами:  $CuSO_4 + H_2O = Cu + H_2SO_4 + 0,5O_2$ .

Напряжение на ванне при этом 2,0–2,5 В, расход электроэнергии 3200 кВт×ч на 1 т меди. После выделения меди электролит возвращают на электролиз, а медные катоды переплавляют.

Другой способ регенерации отработанного электролита – получение медного купороса. Для этого кислоту в растворе нейтрализуют в присутствии воздуха специально приготовленными гранулами меди:



Конечный раствор подвергают выпарке и кристаллизации в 2–3 стадии с получением купороса  $CuSO_4 \times 5H_2O$ . После последней стадии остатки меди извлекают в ваннах с нерастворимыми анодами. Отработанный электролит из этих ванн направляют на кристаллизацию никелевого купороса  $NiSO_4 \times 7H_2O$ .

Основным продуктом электролиза являются катоды, применение которых ограничено. Поэтому катоды переплавляют с получением слитков бескислородной меди (вайербарсов) или медных прутков (катанки) диаметром 8–16 мм.

Отметим некоторые технологические разработки, направленные на снижение себестоимости и повышение качества катодной меди:

- улучшение качества анодов (постоянство массы, качество поверхности) за счет контроля массы при разливке, предварительной правки анодов;
- улучшение качества катодных основ (использование механизированных систем для их изготовления, прессования после кратковременного пребывания в ваннах, применение титановых матриц);
- механизированная сдирка катодов;
- совершенствование систем контроля над работой ванн, включая системы контроля над короткими замыканиями;
- применение эффективных поверхностно-активных добавок к электролиту;
- использование новых конструкций ванн и материалов для их изготовления.

**Аппаратура, материалы, реагенты, необходимые для выполнения работы:** лабораторно практическая установка; ванны для электролиза; выпрямитель; медные аноды; медные катоды; технические весы; вольтметр; проводники тока с шинами; линейка; сушильный шкаф; наждачная бумага; медный электролит (40–0 г/л Cu, 140–50 г/л  $H_2SO_4$ ); дистиллированная вода.

Работу выполняют на лабораторно практической установке, представленной на рис. 5.3

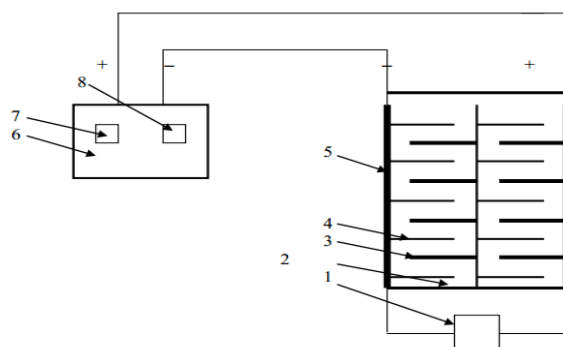




Рис. 5.3. Схема установки для электролитического рафинирования меди:

1 – вольтметр; 2 – электролизная ванна; 3 – анод; 4 – катод; 5 – медная шина; 6 – выпрямитель;  
7 – амперметр; 8 – вольтметр

Установка состоит из двух ванн с вертикально завешанными в них электродами и токоподводящей системы. Аноды изготовлены из загрязненной примесями меди. Катоды – тонкие медные пластины из чистой меди. Токоподводящая система состоит из медных шин, уложенных вдоль длинных сторон ванн, и проводников, соединяющих шины с источником тока. Подвод постоянного тока к ваннам осуществляется от выпрямителя, включенного в сеть переменного тока. Electrodes in each bath are connected in parallel, and the baths – sequentially.

### Порядок выполнения работы:

1. Получить у преподавателя задание (табл. 5.3).

Таблица 5.3 – Варианты работы

Вариант	Плотность тока, А/м <sup>2</sup>	Кислотность электролита, г/л	Температура электролита, °С
1	250	120	55
2	300	120	55
3	350	120	55

2. Рассчитать, исходя из заданной плотности тока, силу тока, которую необходимо поддерживать в течение всего опыта. Для этого измеряют размеры полотна катодов в одной ванне, погруженных в электролит, и рассчитывают силу тока по уравнению:  $I = i_K \times S_K$ ,

где  $I$  – сила тока, А;

$i_K$  – катодная плотность тока, А/м<sup>2</sup>;

$S_K$  – площадь поверхности всех электродов, погруженных в электролит, м<sup>2</sup>.

Если в ванне число анодов больше числа катодов,  $S_K = 2nBh$ ; если число катодов больше числа анодов,  $S_K = 2(n-1)Bh$ ,

где  $n$  – количество катодов в одной ванне, шт;

$B$  – ширина катода, м;

$h$  – высота погруженной в электролит части катода, м.

При проведении опытов с одинаковой плотностью тока в обеих ваннах все катоды должны быть одинаковых размеров и в каждой ванне одинаковое их число.

3. Для работы взять медные аноды и катоды. Катоды и аноды, а также токоподводящие шины зачистить наждачной бумагой.

4. Взвесить отдельно все катоды первой и второй ванн. Данные по расчету силы тока и вес катодов каждой ванны записать в рабочую тетрадь (табл. 5.4).

Таблица 5.4 - Показатели электролиза

Показатель	Числовое значение
Плотность тока, А/м	$i_K$
Поверхность катодов в одной ванне, м <sup>2</sup>	$S_K$
Сила тока, А	$I$

Масса катодов до опыта, г	
1-й ванны	$M_1$
2-й ванны	$M_2$
Масса катодов после опыта, г	
1-й ванны	$m_1$
2-й ванны	$m_2$
Масса осажденной меди, г	
1-й ванны	$m_{Cu_1}$
2-й ванны	$m_{Cu_2}$

5. В соответствии со схемой (рис. 5.3) установить катоды, аноды и шины. Для того чтобы аноды были соединены только с положительной шиной, на один конец анодной штанги нужно надеть резиновую изоляцию. Катоды соединить только с отрицательной шиной, а на другой конец катодной штанги тоже надеть резиновую изоляцию.

6. Токоподводящие шины проводниками подключить к выпрямителю.

7. Правильность собранной схемы и рассчитанной силы тока должен проверить преподаватель.

8. В ванны залить электролит определенного состава до метки на катодах.

9. Засечь время начала опыта, включить ток, установить по прибору на выпрямителе рассчитанную силу тока и записывать показания приборов на выпрямителе в течение всего опыта (30 мин) в табл. 5.5.

10. Замерить вольтметром через каждые 10 мин напряжение на ванне и записать в табл. 5.5.

Таблица 5.5 - Токковый режим электролитического рафинирования меди

Показатель	Промежутки времени, мин			Средняя величина
	10	20	30	
Сила тока	$I_1$	$I_2$	$I_3$	$I_{cp}$
Напряжение:				
На блоке ванн	$U_1$	$U_2$	$U_3$	$U_{cp}$
На 1-й ванне	$U_{11}$	$U_{12}$	$U_{13}$	$U_{cp1}$
На 2-й ванне	$U_{21}$	$U_{22}$	$U_{23}$	$U_{cp2}$

11. По истечении времени опыта вынуть из ванны катоды и аноды, затем выключить ток.

12. Катоды и аноды промыть водой. Катоды просушить в сушильном шкафу и взвесить отдельно катоды 1-й и 2-й ванн.

13. Электролит из ванн слить в колбу для хранения.

### Требования к отчету

Отчет по лабораторной работе необходимо оформлять в соответствии с требованиями. Отчет включает в себя формулировку цели лабораторной работы, краткие теоретические сведения, описание методики выполнения и обработки полученных результатов, а также выводы по работе – всего 5–6 с.

В отчет по работе необходимо внести следующие расчеты: массы охлажденной меди, выхода меди по току, удельного расхода электроэнергии.

Сначала определяют массу осажденной меди на катодах первой и второй ванн:

$$m_{Cu} = m - M,$$

где  $m_{Cu}$  – масса осажденной меди, г;

$m$  – масса катодов 1-й или 2-й ванн после опыта, г;

$M$  – масса катодов 1-й или 2-й ванн до опыта, г.

Рассчитывают выход меди по току для 1-й и 2-й ванн по формуле:

$$\eta = \left( \frac{m_{Cu}}{I_{cp} \times \tau \times q_{Cu}} \right) \times 100,$$

где  $\eta$  – выход меди по току, %;

$I_{cp}$  – средняя сила тока, А;

$\tau$  – продолжительность опыта, ч;

$q_{Cu}$  – электрохимический эквивалент меди.

Удельный расход электроэнергии для каждой ванны определяют по уравнению:

$$W = \frac{U_{cp}}{\eta \times q_{Cu}},$$

где  $W$  – удельный расход электроэнергии, кВт×ч/кг;

$U_{cp}$  – среднее напряжение на ванне, В.

Результаты расчетов заносят в табл. 5.6.

Таблица 5.6 - Результаты опытов по рафинированию меди

№ опыта	Плотность тока, А/м <sup>2</sup>	Кислотность электролита, г/л	Температура, °С	Выход по току, %	Расход электролита, кВт×ч/кг
1	$i_1$	$i_{H_2SO_4}$	$t_1$	$\eta_1$	$W_1$
2	$i_2$	$i_{H_2SO_4}$	$t_2$	$\eta_2$	$W_2$

Отчет по лабораторной работе необходимо защитить на следующем занятии в соответствии с графиком лабораторных работ.

### Контрольные вопросы и задания

1. Охарактеризуйте задачи электролитического рафинирования.
2. Опишите основные процессы на аноде и катоде.
3. Дайте определение выхода по току.
4. Какие факторы влияют на выход по току и удельный расход электроэнергии?
5. Рассчитайте основные показатели электролитического рафинирования меди.

#### Примеры расчетов приведены ниже.

**Пример 1.** При электролитическом рафинировании меди электролит должен содержать не более, г/л: 34 Cu; 20 Ni; 2 Fe; 3 As; 0,5 Sb. Объем электролита в цехе 6000 м<sup>3</sup>. В сутки с анодов переходит в электролит, кг/сутки: 600 Ni; 4 Fe; 20 As; 15 Sb. Определить ведущую примесь.

**Решение.** Ведущей называется примесь, которая за более короткое время достигает предельно допустимой концентрации (ПДК). Поэтому для каждой примеси необходимо определить время за которое она достигнет ПДК:

$$\tau_{Me} = \frac{(C_{np} \times V)}{m_{Me}},$$

где  $C_{np}$  – предельно допустимая концентрация металла в растворе, кг/м<sup>3</sup>;

$V$  – объем раствора в цехе, м<sup>3</sup>;

$m_{Me}$  – масса металла, перешедшего в раствор за сутки, кг/сут;

$$\tau_{Ni} = \frac{(20 \times 6000)}{600} = 200 \text{сут};$$

$$\tau_{Fe} = \frac{(2 \times 6000)}{4} = 3000 \text{сут};$$

$$\tau_{As} = \frac{(3 \times 6000)}{20} = 900 \text{сут};$$

$$\tau_{Sb} = \frac{(0,5 \times 6000)}{15} = 200 \text{сут}.$$

**Ответ.** За более короткое время (200 суток) достигают предельно допустимой концентрации сурьма и никель. Они являются ведущими примесями.

**Пример 2.** Определить суточную производительность ванны рафинирования меди при следующих условиях:  $i_K = 250 \text{ A/m}^2$ ,  $\eta_K = 95\%$ , размеры погруженной части катода 0,8 м×0,9 м, в ванне установлено 33 катода и 32 анода.

**Решение.** Определяем количество меди, выделяющееся на катоде за сутки:

$$M_{Cu} = \eta_K \times I \times a \times b \times 2 \times n_K \times q_{Cu} \times \tau;$$

$$M_{Cu} = 0,95 \times 250 \times 0,8 \times 0,9 \times 2 \times 1,1857 \times (33 - 1) \times 24 = 311247,36 \text{ г}.$$

**Ответ.** Суточная производительность ванны электролитического рафинирования меди составляет 311247,36 г (или 311,25 кг) меди.

**Пример 3.** Насколько уменьшится масса серной кислоты в электролите, если при электролитическом рафинировании меди в раствор переходит меди на

2% больше, чем осаждается на катоде. Сила тока составляет 10000 А, катодный выход по току  $\eta_K = 95\%$ , продолжительность процесса  $\tau = 1 \text{ час}$ .

**Решение.** Определяем количество меди, выделяющееся на катоде за 1 час под действием электрического тока:

$$M_{Cu} = \eta_K \times I \times q_{Cu} \times \tau = 0,95 \times 10000 \times 1,1857 \times 1 = 11257,5 \text{ г}.$$

Так как на катоде осаждается на 2 % меди меньше, чем переходит в раствор, то

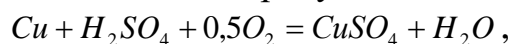
$$11257,5 = 98\% ;$$

$$M_{Cu-раств} = 100\% ;$$

$$M_{Cu-раств} = 11487,2 \text{ г}.$$

За 1 ч электролит обогатится по меди на  $\Delta M_{Cu} = 11487,2 - 11257,5 = 229,7 \text{ г}$ .

Это количество меди переходит в раствор в результате химической реакции с серной кислотой в присутствии кислорода:



$$229,7 = x ,$$

$$63,5 = 98\% ,$$

$$x = \frac{229,7 \times 98}{63,5} = 354,6 \text{ г}.$$

**Ответ.** За 1 час масса серной кислоты уменьшится на 354,6 г.

**Пример 4.** Цикл наращивания меди на катодах ванны рафинирования составляет 8 суток. Сила тока равна 10000 А. Выход по току 95 %. Какова масса готового среднего катода, если исходная масса катодной основы  $M_{к.о} = 3 \text{ кг}$ ? В ванне установлено 33 катода и 32 анода.

**Решение.** Масса готового катода:  $M_K = M_{к.о} + M_{Cu}$

Определяем количество меди, выделяющееся на катодах ванны за 8 суток:

$$M_{Cu-прак} = \eta_K \times I \times q_{Cu} \times \tau = 0,95 \times 10000 \times 1,1857 \times 8 \times 24 = 2161440 \text{ г}.$$

Тогда количество меди выделяющееся на 1 катоде:

$$\frac{2161,44}{(33-1)} = 67,5 \text{ кг} ,$$

где  $(33 - 1)$  – количество катодов (у крайних катодов осаждение меди идет только с одной стороны, со стороны анода).

Тогда масса готового катода:  $M_K = 3 + 67,5 = 70,5 \text{ кг}$ .

**Ответ.** Масса готового катода 70,5 кг.

### **Задания для самостоятельной работы**

1. При электролитическом рафинировании меди электролит должен содержать не более, г/л: 34 Cu; 20 Ni; 2 Fe; 3 As; 0,5 Sb. Объем электролита в цехе 5000 м<sup>3</sup>. В сутки с анодов переходит в электролит, кг/сут: 500 Ni; 6 Fe; 20 As; 10 Sb. Определить ведущую примесь.

2. Каков цикл наращивания меди на катодах, если масса готового среднего катода 75 кг, масса катодной основы 3 кг. Сила тока 10 кА, выход по току 95%, в ванне установлено 32 катода и 33 анода.

3. Определить годовую производительность ванны рафинирования меди при следующих условиях: плотность тока – 300 А/м<sup>2</sup>, выход по току 95 %, в ванне установлено 33 катода и 32 анода, размер погруженной части катодов 0,8 м × 0,7 м.

4. За какое время содержание сурьмы в медном электролите достигнет предельного ( $C_{np} = 0,5$  г/л), если содержание ее в медном аноде 0,05 %, степень перехода сурьмы в электролит 70 %, сила тока 16 кА, объем электролита в ванне 6 м<sup>3</sup>, в цехе установлено 1500 ванн.

5. Какова должна быть скорость циркуляции медного электролита (м<sup>3</sup>/сут), при которой концентрация сурьмы в электролите не превысит предельной (0,5 г/л). Содержание сурьмы в медном аноде 0,01 %, степень перехода ее в раствор 75 %, сила тока 16 кА, объем электролита в цехе 6000 м<sup>3</sup>, в цехе установлено 1000 ванн.

6. Определить изменение концентрации меди (г/л) в электролите за 1 час при прохождении его через ванну, если количество меди, переходящей в раствор, на 2 % больше осажденной на катоде. Скорость подачи электролита в ванну 20 л/мин, сила тока 10000 А, катодный выход по току 95 %.

7. Рассчитать количество меди, осадившейся на катодах ванны за сутки при следующих условиях: плотность тока – 320 А/м<sup>2</sup>, выход по току 96 %, в ванне установлено 32 катода и 31 анод, размер погруженной части катодов 0,8 м × 0,9 м.

8. Какова масса катодной основы, если масса готового среднего катода 79 кг, цикл наращивания меди на катодах 9 суток, сила тока 10000 А, выход по току 95 %, в ванне установлено 33 катода и 32 анода.

9. Определите ведущую примесь, и объем медного электролита выводимого на регенерацию для поддержания концентрации ведущей примеси, не превышающей ПДК. Электролит должен содержать не более, г/л: 34Cu; 20 Ni; 2 Fe; 3 As; 0,5 Sb. В цехе 1000 ванн, объем одной ванны 5 м<sup>3</sup>. В сутки с анодов переходит в электролит, кг/сут: 400 Ni; 10 Fe; 10 As; 5 Sb.

10. Насколько уменьшится масса серной кислоты в электролите, если при электролитическом рафинировании меди в раствор переходит меди на 2% больше, чем осаждается на катоде. Плотность тока составляет 300 А/м<sup>2</sup>, габариты катода 0,8 м×0,9 м, в ванне установлено 32 катода и 33 анода, катодный выход по току  $\eta_k = 95\%$ , продолжительность процесса  $\tau = 1ч$ .

11. Цикл наращивания меди на катодах ванны рафинирования 7 суток, плотность тока 300 А/м<sup>2</sup>, габариты катода 0,8 м × 0,9 м, выход по току 95 %. Какова масса готового среднего катода, если исходная масса катодной основы 3кг.

12. Предельно допустимое содержание никеля в медном электролите при электролитическом рафинировании меди  $C_{np} = 20$  г/л. Объем электролита в ванне  $V_B = 5$  м<sup>3</sup>. В цехе установлено 2000 ванн. Определить за сколько суток содержание никеля в электролите достигнет предельного, если содержание никеля в анодной

меди  $C_{Ni-an} = 0,5\%$ , степень перехода никеля в раствор  $K_{Ni} = 0,98$ , плотность тока  $250 \text{ A/m}^2$ , габариты анода  $0,8 \text{ м} \times 0,9 \text{ м}$ , в ванне установлено 33 катода и 32 анода.

13. При электролитическом рафинировании меди сокращение количества кислоты в электролите составляет 250 г за час. На сколько процентов в раствор переходит меди больше, чем осаждается на катодах, если выход по току составляет 95 %, сила тока – 10000 А.

14. При электролитическом рафинировании меди электролит должен содержать не более, г/л: 34 *Cu*; 20 *Ni*; 2 *Fe*; 3 *As*; 0,5 *Sb*. Объем электролита в цехе  $5000 \text{ м}^3$ . В сутки с анодов переходит в электролит, кг/сут: 700 *Ni*; 10 *Fe*; 30 *As*; 15 *Sb*. Определить ведущую примесь.

15. При электролитическом рафинировании в раствор переходит меди на 2 % больше, чем осаждается на катодах. Сокращение массы кислоты в электролите составляет 340 г за час. Определить катодный выход по току, если сила тока 10000 А.

16. Каков цикл наращивания меди на катодах, если масса готового среднего катода 79 кг, масса катодной основы 3 кг. Сила тока 10 кА, выход по току 95 %, в ванне установлено 32 катода и 33 анода.

17. За какое время содержание сурьмы в медном электролите достигнет предельного ( $C_{np} = 0,5 \text{ г/л}$ ), если содержание ее в медном аноде 0,01 %, степень перехода сурьмы в электролит 70 %, сила тока 10 кА, объем электролита в ванне  $5 \text{ м}^3$ , в цехе установлено 2000 ванн.

## Лабораторная работа 6

### Очистка никелевого электролита от железа и кобальта

**Цель.** Установить зависимость глубины осаждения железа и кобальта от pH раствора, температуры и расхода окислителя при гидрометаллургической очистке никелевого электролита.

**Задачи.** Уметь рассчитывать выход продуктов химических реакций, выполнять технологические расчеты, анализировать технико-экономические показатели процессов, принимать технологически обоснованные решения.

#### **Краткие теоретические сведения**

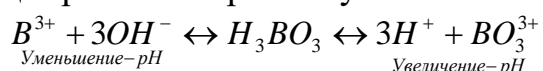
Черновой никель, получаемый при переработке сульфидных медно-никелевых руд, содержит примеси, очистка от которых производится методом электролитического рафинирования. Цель рафинирования черного никеля сводится к получению чистого катодного никеля не ниже марок Н0 и Н1 и к попутному извлечению присутствующих в анодном металле ценных спутников – кобальта, платиноидов, золота, серебра, меди, селена и теллура. В электролитном никеле марок Н0 и Н1 должно содержаться Ni+Co соответственно не менее 99,99 и 99,93 %. В никеле марки Н0 регламентируется содержание 17 элементов примеси, включая кобальт. Рафинирование никеля почти везде проводят методом электролиза. Электролизу обычно подвергают аноды следующего состава, %: 89–92 Ni; 4–5 Cu; 1,5–3,5 Fe; 0,1–0,3 Co и до 2 S.

#### **Электролитическое рафинирование никеля**

Электролитическое рафинирование никеля – очень сложный электрохимический процесс. Никель является электроотрицательным металлом и поэтому катионы таких примесей, как кобальт, железо, цинк, медь, а также ионы водорода могут совместно с ним или раньше разряжаться на катоде. Для предотвращения возможного загрязнения катодного никеля примесями и получения эффективных показателей электролиза необходимо:

- тщательно очищать электролит от примесей;
- применять оптимальные составы электролита и электрический режим электролиза;
- разделять прианодное и прикатодное пространство фильтрующей химически и механически стойкой диафрагмой;
- обеспечивать оптимальную циркуляцию электролита.

Для электролиза никелевых анодов применяют сульфат - хлоридные электролиты, содержащие лишь небольшое количество свободных катионов водорода. Основными компонентами электролита являются сульфаты никеля и натрия и хлорид никеля. Для автоматического регулирования pH электролита в пределах 2,5–5 вводят борную кислоту, которая в зависимости от изменений кислотности электролита, выполняя роль буферной добавки, будет диссоциировать по-разному:





Применяемые в настоящее время никелевые электролиты содержат, г/л: 70–110  $Ni^{2+}$ ; 20–25  $Na^+$ ; 40–80  $Cl^-$ ; 110–160 и 4–6  $H_3PO_4$ . Электролиз никелевых анодов ведут в электролизных ваннах ящичного типа. Аноды и катодные основы, полученные электролитическим наращиванием никеля на титановых матрицах, завешивают в ванны поочередно.

Основная особенность электролиза никелевого анода состоит в том, что на катоде вместе с ионами никеля могут восстанавливаться ионы других элементов, имеющих потенциал, более электроположительный, чем у  $Ni(II)$ .

Чтобы обеспечить осаждение на катоде никеля, катодное пространство в электролитной ванне отделяют от анодного диафрагменной ячейкой (рис. 6.1).

Ее изготавливают из брезента либо другой кислотоупорной проницаемой ткани, натянутой на каркас. Катодную основу помещают в диафрагменную ячейку. Электролит, поступающий внутрь катодной ячейки, называют католитом, а вытекающий из нее через диафрагму, – анолитом.

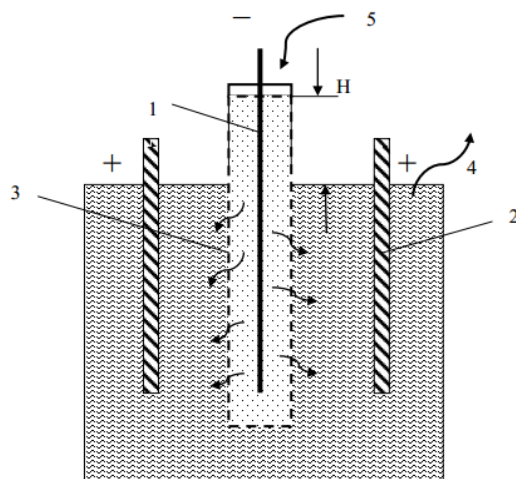
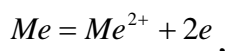


Рис. 6.1. Схема электролитического рафинирования никеля:

1 – катод; 2 – анод; 3 – катодная диафрагма; 4 – анолит; 5 – католит

Подачу католита регулируют таким образом, чтобы его уровень в катодной диафрагме превышал уровень электролита в ванне на 30–40 мм. В результате этого обедненный никелем католит под действием давления гидростатического столба жидкости (электролита) проходит через поры диафрагмы и, как бы отталкивая анолит от диафрагмы, не дает примесям проникать в катодную ячейку. На аноде электрический ток расходуется на растворение не только никеля, но и других металлов. Этот электрохимический процесс в общем виде описывается уравнением:



где  $Me$  –  $Ni$ ,  $Fe$ ,  $Co$ ,  $Cu$ ,  $Zn$  и др.

Такое же количество электричества (электронов) должно быть израсходовано и на катоде, но только на один процесс – разрядку катионов никеля. В итоге количество осажденного на катоде никеля всегда превышает его поступление с анода. Возникает дефицит никеля в прикатодном пространстве, который усиливается его потерями во время очистки анолита.

Анодный процесс сводится к электрохимическому растворению никеля, кобальта, железа и меди. Благородные металлы и нерастворимые в электролите химические соединения осыпаются в шлам.

Единственно допустимый катодный процесс - восстановление катионов никеля до металла:  $Ni^{2+} + 2e = Ni^0$ .

Все остальные катодные реакции ведут либо к загрязнению катодного никеля, либо снижают выход по току.

Электролиз никеля проводят в ваннах ящичного типа, в которые устанавливают от 32 до 44 диафрагм с катодами; число анодов на один больше.

Технико-экономические показатели электролитического рафинирования никеля следующие:

плотность тока, А/м <sup>2</sup>	240–350;
температура электролита, °С	55–75;
напряжение на ванне, В	2,6–3,0;
выход по току, %	95–97;
расход электроэнергии, кВт×ч/1т	2400–3300.

### ***Очистка никелевого электролита от примесей***

Очистка анолита сводится к осуществлению трех основных операций - очистки от железа, меди и кобальта. При очистке никелевых растворов стремятся не загрязнять их посторонними примесями реагентов. В связи с этим в качестве реагентов обычно используют никельсодержащие материалы. Это позволяет одновременно частично обогатить католит никелем.

Полностью дефицит никеля в электролите устраняют за счет выщелачивания никельсодержащих материалов, например богатых никелевых концентратов.

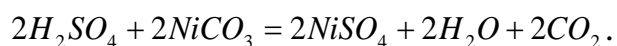
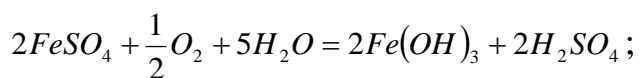
Возможны и применяются на практике три различные технологические схемы очистки никелевого анолита:

- 1) последовательная очистка от железа, меди и кобальта;
- 2) очистка от меди с последующей совместной очисткой от железа и кобальта;
- 3) очистка от железа с последующей совместной очисткой от меди и кобальта.

Рассмотрим особенности первой схемы очистки.

Железо в анолите содержится в основном в форме двухвалентного сульфата. Для очистки железо необходимо перевести в трехвалентное состояние с последующим гидролитическим осаждением  $Fe(OH)_3$ . Окислителем служит кислород воздуха.

Процесс очистки электролита от железа проводят при  $pH=3,4\div 3,8$  и температуре 65–80°С обычно в батарее последовательно соединенных пачуков - чанов с воздушным перемешиванием. В головной пачук непрерывно подают грязный электролит (анолит) и пульпу карбоната никеля, который необходим для нейтрализации образующейся при гидролизе серной кислоты и поддержания необходимого  $pH$  раствора. Химизм очистки от железа описывается уравнениями:



Первичные железистые кеки содержат до 8% никеля. После отделения кеков от раствора на свечевых или рукавных фильтрах их репульпируют с целью извлечения никеля и далее плавят вместе с рудным сырьем в руднотермических печах.

Фильтрат после очистки от железа, содержащий 70 - 75 г/л *Ni*, 350 - 450 мг/л *Co*, 600 - 700 мг/л *Cu* и до 10 мг/л *Fe*, направляют на обезвоживание.

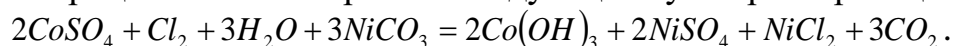
Обезвоживание проводят при  $pH=3,5$ , которое строго контролируют. При  $pH<3$  заметно растворяется никель и возможно обратное растворение меди за счет растворенного кислорода. При  $pH>4$  ухудшается очистка и особенно процесс фильтрации из-за образования основных солей меди.

Обезвоживают электролит цементацией меди активным никелевым порошком. Никелевый порошок должен обладать высокой активностью (не ниже 50 %) и развитой поверхностью. Это достигается путем восстановления закиси никеля водородом или водяным газом при температуре 500÷550°C в муфельных печах. При воздействии никеля на раствор медь выпадает в осадок по реакции:  $CuSO_4 + Ni = Cu + NiSO_4$ .

Очистку от меди необходимо проводить в отсутствие кислорода, т. к. в противном случае, возможно ее обратное окисление и растворение. На практике обезвоживание ведут в механических мешалках или в специальных аппаратах – цементаторах.

Выделившуюся из раствора цементную медь (70–80 % *Cu* и 10–15 % *Ni*) периодически выпускают из цементатора и направляют в медное производство. В растворе после обезвоживания остается <4 мг/л меди.

Очистку от кобальта проводят способом, аналогичным очистке от железа, но используют в качестве окислителя газообразный хлор. Перед очисткой в анолит вводят карбонат никеля для получения  $pH$  раствора в пределах 5,2–5,4. Данный процесс можно выразить следующей суммарной реакцией:



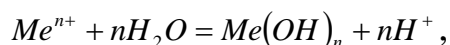
Процесс проводят в герметизированных пачуках. Первичный кобальтовый кек содержит около 10 % *Co* и примерно столько же никеля. После двукратной репульпации кека никель переводят в основном в раствор. В результате получают кобальтовый концентрат, содержащий кобальт и никель в соотношении не ниже (18÷15):1.

Кобальтовый концентрат является сырьем для производства кобальта. Очищенный от примесей электролит (католит) содержит, %:<0,0003 *Fe*; <0,008 *Cu* и 0,008–0,012 *Co*. В случае необходимости католит дополнительно очищают от свинца, цинка, органических и некоторых других примесей.

На отечественных заводах широко применяется вторая схема, предусматривающая коллективную очистку никелевого анолита от железа и кобальта гидrolитическим методом, который основан на способности катионов

металлов в растворе взаимодействовать с водой с образованием трудно растворимых гидроксидов.

В общем виде реакцию гидролиза катиона какого-либо металла описывают уравнением:



где  $Me$  – катион металла;

$n$  – заряд катиона.

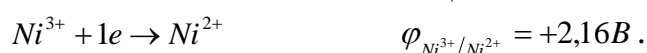
Направление протекания данной реакции зависит от рН раствора. Равновесие реакции гидролиза для каждого металла наступает при определенном рН раствора, называемом рН гидратообразования ( $pH_{\Gamma}$ ). Значения  $pH_{\Gamma}$  для некоторых металлов представлены в табл. 6.1.

Таблица 6.1 - Значения  $pH_{\Gamma}$  гидратообразования в стандартных условиях

$Me^{n+}$	$Co^{3+}$	$Sb^{3+}$	$Fe^{3+}$	$Ni^{3+}$	$Al^{3+}$	$Bi^{3+}$	$Cu^{2+}$	$Zn^{2+}$	$Co^{2+}$	$Fe^{2+}$	$Ni^{2+}$
$pH_{\Gamma}$	1,0	1,2	1,6	2,7	3,1	3,9	4,5	5,9	6,4	6,7	7,1

В стандартных условиях рН гидратообразования для двухвалентных катионов кобальта и железа близки по значению к рН гидратообразования для двухвалентного катиона никеля и, отделить кобальт и железо, присутствующие в анолите в двухвалентной форме, от никеля практически невозможно (табл. 6.1). Катионы трехвалентного железа и кобальта имеют рН гидратообразования значительно ниже, чем катион двухвалентного никеля. Поэтому необходимо окисление примесей для выделения железа и кобальта из никелевого анолита в виде трудно растворимых гидроксидов.

Окислительно-восстановительные потенциалы  $\varphi_{Me^{2+}/M}$  железа, кобальта и никеля значительно отличаются:



Это отличие позволяет, используя окислители с различной величиной окислительно-восстановительного потенциала, селективно окислять железо, кобальт и никель.

Для окисления ионов двухвалентного железа в кислой среде пригодны следующие окислители: кислород, воздух, хлор, гипохлорит натрия, озон. На практике в качестве окислителя железа используют воздух. Известно, что окисление катионов двухвалентного железа воздухом протекает быстрее в присутствии ионов меди. Для окисления  $Co^{2+}$  и  $Co^{3+}$  используют газообразный хлор и гипохлорит натрия. Гипохлорит интенсивно окисляет кобальт при  $pH=3\div 4$ .

При осуществлении реакции гидролиза в нестандартных условиях (при активности ионов металла не равной 1 моль/л)  $pH_{\Gamma}$  гидратообразования зависит от концентрации катиона в растворе:

$$pH_{\Gamma} = A - \frac{1}{n} \times \lg C_{Me^{n+}},$$

где  $C_{Me^{n+}}$  – концентрация катиона в растворе, моль/л;

$A$  – постоянная для данного катиона, температуры и раствора, определяемая по выражению:

$$A = \frac{1}{n} \times \lg L - \lg K_w - \frac{1}{n} \times \lg \gamma_{Me^{n+}},$$

где  $L$  - произведение растворимости гидроксида;

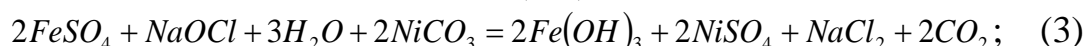
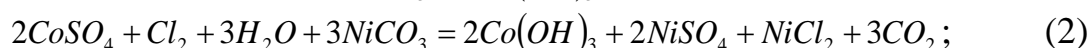
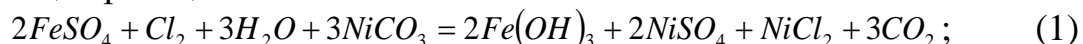
$K_w$  - ионное произведение воды;

$\gamma_{Me}$  - коэффициент активности катиона  $Me$ .

Из уравнений следует, что при повышении  $pH$  раствора равновесная концентрация гидролизующего металла снижается. Лучшие результаты по очистке анолита от железа получаются при нейтрализации раствора до  $pH=4,0 \div 4,5$ , а глубокое осаждение кобальта происходит при  $pH=3,5 \div 3,6$ .

Для нейтрализации раствора до определенного  $pH$  при очистке никелевого анолита используют карбонат или гидроксид никеля.

При совместной очистке анолита от железа и кобальта в качестве окислителя используют хлор или гипохлорит натрия. Эти реагенты хорошо окисляют железо и кобальт. В присутствии карбоната никеля протекают следующие реакции:



При гидролитическом выделении железа и кобальта выпадают в осадок не только гидроксиды, но и основные соли. Чистые гидроксиды осаждаются только из очень разбавленных растворов.

На качественные показатели очистки анолита от железа и кобальта и фильтруемость железокобальтовых кеков наибольшее влияние оказывают температура раствора, расход окислителя,  $pH$  раствора, интенсивность перемешивания пульпы.

**Аппаратура, материалы, реагенты, посуда, необходимые для выполнения работы:** лабораторная-проактическая установка; два  $pH$ -метра с электродами (стеклянным, платиновым, хлорсеребряным); термостойкие стаканы на 300 мл – 3 шт.; бюретки – 2 шт.; пипетка на 20 мл; штатив; шпатель; воронка для фильтрования; термометр; никелевый анолит ( $Ni$  - 60 г/л,  $Fe$  - 0,5 г/л,  $Co$  - 0,5 г/л,  $pH=1,5$ ); 5–10 % раствор гипохлорита натрия; карбонат никеля; хлорид аммония; концентрированный раствор аммиака; аммоний лимоннокислый (30% раствор); стандартный раствор ферроцианида калия – 0,05  $N$ ; мерные цилиндры на 50 и 250 мл.

Работу выполняют на лабораторной установке (рис. 6.2).

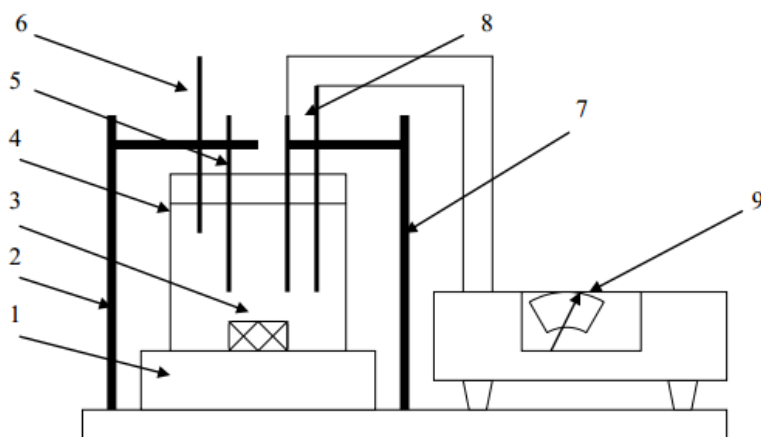


Рис. 6.2. Установка для очистки никелевого анолита от железа и кобальта: 1 – магнитная мешалка с электроплиткой; 2 – штатив; 3 – мешалка; 4 – стеклянный стакан; 5 – термометр; 6 – бюретка для подачи окислителя; 7 – штатив; 8 – электроды; 9 – рН-метр

Перед опытами нужно рассчитать количество  $\eta_1$ ,  $\eta_2$ ,  $\eta_3$ , мл гипохлорита натрия по реакциям с учетом расхода окислителя (табл. 6.2) и концентрации активного хлора в растворе гипохлорита натрия. Данные по активности раствора  $NaOCl$  выдает преподаватель.

**Пример расчета приведен ниже:**

Концентрация кобальта 0,8 г/л; железа 1 г/л; расход окислителя  $NaOCl$  100% к стехиометрии; концентрация активного хлора в растворе  $NaOCl - C_c$ .

Для окисления железа (II) по реакции (3) необходимо:

$$\frac{71 \times 0,15}{112} = 0,095 \text{ г активного хлора.}$$

Для окисления кобальта (II) по реакции (4) нужно:

$$\frac{71 \times 0,8 \times 0,15}{118} = 0,072 \text{ г хлора.}$$

Всего для окисления  $Fe$  (II) и  $Co$  (II) потребуется  
 $0,095 + 0,072 = 0,167 \text{ г хлора } (Cl_2)$ .

Дано, что в 100 мл раствора  $NaOCl$  содержится 10 г  $Cl_2$  (10 %). Тогда 0,167 г  $Cl_2$  будет находиться в  $\frac{0,167 \times 100}{10} = 1,67 \text{ мл}$  раствора гипохлорита натрия. Это количество  $n=1,67$  мл составляет 100 % к стехиометрии.

## Порядок выполнения

Работа выполняется в соответствии с предложенным вариантом (табл. 6.2)

Таблица 6.2 - Варианты работы и условия опытов

Вариант	Опыт	рН раствора	Температура, °С	Расход окислителя	
				% от стехиометрии (3) и (4)	мл
1	1	3,0	60	150	$\eta_1$
	2	4,0			$\eta_2$
	3	5,0			$\eta_3$
2	1	4,5	40		$\eta_1$
	2		60		$\eta_2$
	3		80		$\eta_3$
3	1		60	100	$\eta_1$
	2			150	$\eta_2$
	3			200	$\eta_3$

Опыты по осаждению железа и кобальта с использованием гипохлорита натрия и анализ растворов с применением аммиака необходимо выполнять в вытяжном шкафу под тягой.

1. Для опытов надо взять 150 мл никелевого анолита, содержащего железо и кобальт в двухвалентной форме, и залить в стакан емкостью 300 мл.

2. Стакан с раствором надо поставить на магнитную мешалку и нагреть до заданной температуры.

3. В раствор ввести стеклянный электрод *pH*-метра и электрод сравнения.

4. При заданной температуре в раствор подают нейтрализатор (основной карбонат никеля) до определенного *pH*, а затем расчетное количество окислителя (гипохлорита натрия) и замечают время начала опыта.

5. Поддерживая определенную температуру и *pH* раствора, пульпу перемешивают в течение 10 мин.

6. Через 10 мин мешалку остановить и вынуть из раствора электрод, пульпу отфильтровать.

7. В растворе надо определить остаточное содержание кобальта.

Для определения содержания кобальта в очищенном растворе:

а) В стакан емкостью 250 мл отберите 20 мл анализируемого никелевого раствора, добавьте 5,0÷5,5 г хлорида аммония, 20–25 мл концентрированного раствора аммиака, 10 мл 80 % раствора лимоннокислого аммония и 45÷50 мл дистиллированной воды. Полученный раствор поставьте на магнитную мешалку, опустите магнитик в стакан и включите перемешивание. После полного растворения хлорида аммония в раствор опустите измерительные электроды *pH*-метра (платиновый и хлорсеребряный) и настройте прибор для измерения скачка потенциала. Для этого переключатели датчика прибора установите следующим образом: на измерительной коробке - в положение «измерение ПЛ», на основном приборе переключатель «род работы» - в положение «+мВ» или «-мВ», «размах» - 300 мВ (*ЭрН*).

б) Затем при интенсивном перемешивании раствора начинайте добавлять по каплям из бюретки ферроцианид калия  $K_3[Fe(CN)_6]$ , наблюдая за стрелкой рН-метра. Конец титрования определяется по скачку потенциала на 80–120 мВ. Объем раствора  $K_3[Fe(CN)_6]$ , истраченный на титрование, запишите в рабочую тетрадь, оформив в виде таблицы (табл.б. 3).

Таблица 6.3 - Результаты анализа проб очищенного никелевого раствора

№ пробы	Объем пробы, мл	Объем раствора $K_3[Fe(CN)_6]$ , мл	Концентрация кобальта в растворе, г/л	Концентрация железа в растворе, г/л*
1	20	$V_1$	$C_{Co'}$	$C_{Fe'}$
2	20	$V_2$	$C_{Co''}$	$C_{Fe''}$
3	20	$V_3$	$C_{Co'''}$	$C_{Fe'''}$

\* Концентрация железа в растворе в 10 раз меньше концентрации кобальта.

### Требования к отчету

Отчет по лабораторной работе необходимо оформлять в соответствии с требованиями. Отчет включает в себя формулировку цели лабораторной работы, краткие теоретические сведения, описание методики выполнения и обработки полученных результатов, а также выводы по работе – всего 5–6 с.

Отчет по лабораторной работе должен содержать следующие расчеты:

1) концентрации кобальта в растворе для каждой пробы по формуле

$$C_{Co} = \frac{1000 \times V \times T}{v},$$

где  $C_{Co}$  – концентрация кобальта в растворе, г/л;

$V$  – объем 0,05 N раствора  $K_3[Fe(CN)_6]$ , затраченного на титрование, мл;

$T$  – титр 0,05 N раствора  $K_3[Fe(CN)_6]$ , равный 0,00295 г/мл;

$v$  – объем пробы анализируемого раствора, мл;

2) степени осаждения кобальта из анолита для каждой пробы по формуле

$$\eta = \frac{C_{Co}^0 - C_{Co}^i}{C_{Co}^0} \times 100\%,$$

где  $C_{Co}^0$  – концентрация кобальта в исходном анолите, г/л;

$C_{Co}^i$  – концентрация кобальта в анолите после очистки, г/л.

По результатам исследований следует заполнить табл. 6.4.

Таблица 6.4 - Результаты опытов

№ опыта	рН раствора	t, °С	Расход окислителя	Содержание кобальта в анолите, г/л		Степень осаждения Co, %
				До очистки	После очистки	
1	$pH_1$	$t_1$	$Q_1$	$C_{Co}^0$	$C_{Co'}$	$\eta_1$
2	$pH_2$	$t_2$	$Q_2$	$C_{Co}^0$	$C_{Co''}$	$\eta_2$
3	$pH_3$	$t_3$	$Q_3$	$C_{Co}^0$	$C_{Co'''}$	$\eta_3$



Отчет по лабораторной работе необходимо защитить на следующем занятии в соответствии с графиком лабораторных работ.

#### Контрольные вопросы

1. Поясните сущность процесса гидролитической очистки никелевого анолита от железа и кобальта.
2. Что такое  $pH$  гидратообразования и от чего зависит его равновесное значение?
3. Какие факторы влияют на скорость и полноту осаждения гидроксидов металлов?
4. Чем определяется выбор окислителя для катионов двухвалентного железа и кобальта?
5. Каковы оптимальные условия для очистки никелевого анолита от железа и кобальта?

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

### Основная литература

1. Набойченко С.С., Шнеерсон Я.М., Калашникова М.И., Чугаев Л.В. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. Екатеринбург. ГОУ ВПО УГТУ-УПИ. 2008. т. 2., 612 с.
2. Г.В. Петров, А.А. Чернышев. Metallургия и основы металлургического производства. Методические указания к курсовой работе. СПГГИ (ТУ). СПб. 2008. 18 с.
3. А.К. Орлов, Г.В. Коновалов. Технологические расчеты и задачи по металлургии тяжелых цветных металлов. Учебное пособие. СПГГИ (ТУ). СПб, 2009. 105с.

### Дополнительная литература

4. Процессы и аппараты цветной металлургии. / С. С. Набойченко, Н. Г. Агеев, А. П. Дорошкевич [и др.] – Екатеринбург: УГТУ, 2005. – 700 с.
5. Тарасов, А. В. Общая металлургия / А. В.Тарасов, Н. И. Уткин – М: Металлургия, 1997. – 592 с.
6. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов / С.С. Набойченко, Л.П. Ни, Я.М. Шнеерсон [и др.] – Екатеринбург: УГТУ, 2002. – 940 с.
7. Резник И.Д. Никель: в 3 т. / И.Д. Резник, Г.П. Ермаков, Я.М. Шнеерсон – М: ООО Наука и технология, 2003. – 608 с.
8. Кляйн С.Э. Цветная металлургия. Окружающая среда. Экономика: учеб. для вузов/С.Э. Кляйн, С. В. Карелов, И. В. Деев. – Екатеринбург: УГТУ, 2000. – 372 с.
9. Мечев В.В. Автогенные процессы в цветной металлургии / В. В. Мечев, В. П. Быстров, А. В. Тарасов [и др.] – М: Металлургия, 1991. – 413 с.
10. Ванюков А. В. Комплексная переработка медного и никелевого сырья / А. В. Ванюков, Н. И. Уткин. – Челябинск: Металлургия, 1988. – 432 с.
11. Зайцев В.Я. Металлургия свинца и цинка / В.Я. Зайцев, Е.В. Маргулис. – М.: Металлургия, 1985. – 263 с.
12. Шиврин, Г.Н. Металлургия свинца и цинка / Г.Н. Шиврин. – М: Металлургия. 1982. – 352 с.
13. Старк С.Б. Газоочистные аппараты и установки в металлургическом производстве / С.Б. Старк – М: Металлургия, 1990. – 397 с.
14. Вольхин А. И. Анодная и катодная медь. / А. И. Вольхин, Е. И Елисеев, В. П. Жуков и др.; – под общ. ред. Б. Н. Смирнова. – Челябинск: Юж. Урал. кн. изд-во, 2001. – 431 с.
15. Производство металлов за полярным кругом. Технологическое пособие / под общ. ред. Н. Г. Кайтамазова. – Норильск, 2007 – 296 с.
16. Набойченко С. С. Расчеты гидрометаллургических процессов / С. С. Набойченко, А. А. Юнь; МИСиС. – М., 1995. – 428 с.

17. Гальндбек А. А. Расчеты пирометаллургических процессов и аппаратов цветной металлургии / А. А. Гальндбек, Л. М. Шалыгин, Ю. Б. Шмонин. – Челябинск: Металлургия, 1990. – 448 с.
18. Гудима Н. В. Технологические расчеты в металлургии тяжелых цветных металлов / Н. В. Гудима. – М: Металлургия, 1977. – 256 с.
19. Гудима Н. В. Краткий справочник по металлургии цветных металлов / Н.В. Гудима, Я. П. Шейн. – М: Металлургия, 1975. – 535 с.
20. Лакерник М. М. Металлургия цинка и кадмия / М. М. Лакерник, Г. Н. Пахомова. – М: Металлургия, 1972. – 271 с.
21. Басов А. И. Механическое оборудование обогатительных фабрик и заводов тяжелых цветных металлов / А. И. Басов. – 2-е изд. – М: Металлургия, 1974. – 528 с.
22. Матвеев Ю. Н. Теория металлургического производства цветных металлов (теория и практика) / Ю. Н. Матвеев, В. С. Стрижко. – М. : Металлургия, 1986. – 368 с.
23. Спектор О. В. Рафинирование чернового свинца: учеб. пособие / О. В. Спектор, Н. В. Марченко ; ГУЦМиЗ. – Красноярск, 2006. – 104 с.
24. Кохан Л. С. Механическое оборудование цехов по производству цветных металлов : учеб. пособие для вузов / Л. С. Кохан, А. Г. Навроцкий - М. : Металлургия, 1985. – 312 с

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ  
ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ СРЕДНЕГО  
ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОЛЛЕДЖ  
имени И.И.ПОЛЗУНОВА

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ  
ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЯ ПО ДИСЦИПЛИНЕ  
МДК 01.02. МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ  
для специальности (укрупненной группы специальностей)  
**22.02.02 «Металлургия цветных металлов»**  
(БАЗОВАЯ ПОДГОТОВКА)

Екатеринбург 2017

# ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 1

## РАСЧЕТ РАЦИОНАЛЬНОГО СОСТАВА РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

### Краткие теоретические сведения

В основе металлургических расчетов лежат стехиометрические закономерности. В результате стехиометрических расчетов определяют массовое (объемное) соотношение между реагирующими веществами.

Для стехиометрических расчетов используют химические уравнения, которые дают представление о ходе процесса, указывают на количественные соотношения.

В основе стехиометрических расчетов лежат следующие законы химии: закон сохранения материи, закон постоянства состава, закон соединительных масс (объемов), закон Авогадро, закон Бойля – Мариотта, законы Гей-Люссака, Дальтона, Генри, Гесса и уравнение Менделеева - Клайперона.

Руды и концентраты цветных металлов состоят из минералов, содержащих цветные металлы (медь, никель, свинец, цинк, олово и др.), и минералов пустой породы.

Чтобы правильно произвести металлургические расчеты, нельзя ограничиваться знанием только химического состава сырья и продуктов. Нужно еще знать и минералогический состав.

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

Расчет рационального состава является одним из способов повышения достоверности выполненных расчетов.

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

Для расчета рационального состава твердых продуктов нужны сведения о химическом и минералогическом (фазовом) составе, о соотношении фаз для каждого элемента.

Обычно рациональный состав рассчитывают на 100 кг (т) с учетом химической стехиометрии присутствующих фаз [23].

### Методика выполнения

Первое практическое занятие состоит из двух частей: стехиометрические расчеты процентного состава минерала, содержания минерала в руде, расхода реагентов на протекание химического процесса и др.; расчет рационального состава концентрата [23].

Для выполнения практического занятия студенты с помощью преподавателя должны ознакомиться с примерами стехиометрических расчетов (примеры 1–3) и расчетом рационального состава концентрата (пример 4), прорешав их в рабочей тетради. После этого студентам выдается индивидуальное задание для расчета (1 и 2). Полученное задание выполняется в рабочей тетради и предъявляется на проверку преподавателю на следующем практическом занятии.

**Пример 1.** Расчет процентного состава халькопирита.

*Решение.* Химическая формула халькопирита -  $\text{CuFeS}_2$ . Молекулярная масса халькопирита равна  $63,6 + 55,8 + 2 \cdot 32,1 = 183,6$  г и составляет 100 %. Процентное содержание меди, железа и серы в халькопирите находим по пропорциям:

$$\begin{aligned} 183,6 \text{г CuFeS}_2 &- 100\% , \\ 63,6 \text{г Cu} &- x\% , \quad x = 34,6\% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} 183,6 \text{г CuFeS}_2 &- 100\% , \\ 63,6 \text{г Cu} &- x\% , \quad x = 34,6\% ; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} 183,6 \text{г CuFeS}_2 &- 100\% , \\ 63,6 \text{г Cu} &- x\% , \quad x = 34,6\% . \end{aligned}$$

*Ответ.* Халькопирит содержит, %: 34,6 Cu; 30,4 Fe; 35,0 S.

**Пример 2.** Определение содержания минерала в концентрате. В свинцовом концентрате 45,2 % Pb в форме галенита ( $\text{PbS}$ ). Определить содержание галенита в концентрате.

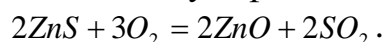
*Решение.* Молекулярная масса галенита  $207,2 + 32,1 = 239,3$  г, свинца в этом количестве галенита – 207,2 г. Расчет проводим на 100 г концентрата. По условию в 100 г концентрата – 45,2 г Cu. Составляем пропорцию и решаем ее:

$$\begin{aligned} 207,2 \text{г Pb} &- 239,3 \text{г PbS} , \\ 45,2 \text{г Pb} &- x \text{г Pb} , \\ x &= 52,2 \text{г} . \end{aligned}$$

*Ответ.* В свинцовом концентрате содержится 52,2 % галенита.

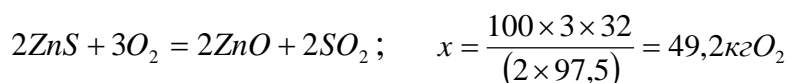
**Пример 3.** Расчет расхода воздуха на окисление сульфидов. Рассчитать, сколько потребуется воздуха,  $\text{м}^3$ , для окисления 100 кг сульфида цинка (сфалерита).

*Решение.* Сульфид цинка взаимодействует с кислородом по уравнению



Используя величины атомных и молекулярных весов взаимодействующих веществ, находим количество кислорода, кг, необходимое для окисления 100 кг сульфида цинка. Для расчетов рекомендуем запись следующего вида, по которой удобно составлять и решать пропорции:

100 кг     $x$  кг



$2 \times 97,5$      $3 \times 32$

Так как в воздухе содержится 23 % (по массе) кислорода, то на окисление потребуется воздуха:

23 % – 49,2 кг  $O_2$ ,

100 % –  $y$  кг воздуха,  $y = \frac{49,2 \times 100}{23} = 213,9 \text{ кг}$  воздуха.

Для определения количества воздуха в  $1 \text{ м}^3$  используем закон Авогадро, по которому 1 г/моль любого газа при нормальных условиях ( $P=0,1 \text{ МПа}$  и  $T=298 \text{ К}$ ) занимает объем  $22,4 \text{ л}$  ( $\text{дм}^3$ ) или 1 кг/моль –  $22,4 \text{ м}^3$ . Тогда объем воздуха находим по пропорции (молекулярная масса воздуха равна 29 единицам):

29 кг воздуха –  $22,4 \text{ м}^3$ ,

213,9 кг воздуха –  $z \text{ м}^3$ ,  $z = \frac{213,9 \times 22,4}{29} = 165,2 \text{ м}^3$ .

Ответ. Для окисления 100 кг сфалерита потребуется  $165,2 \text{ м}^3$  воздуха.

#### Пример 4. Расчет рационального состава цинкового концентрата.

Химический состав цинкового концентрата, %: 50  $Zn$ ; 1,39  $Pb$ ; 2,31  $Cu$ ; 0,26  $Cd$ ; 7,35  $Fe$ ; 1,1  $SiO_2$ , 1,2  $CaO$ ; 0,9  $Al_2O_3$ ;  $S$  и прочие - принять из расчета. Минералогический состав и соотношение фаз: цинк представлен сфалеритом ( $ZnS$ ); свинец - галенитом ( $PbS$ ); медь на  $2/3$  находится в форме халькопирита ( $CuFeS_2$ ); остальное количество меди – в виде халькозина ( $Cu_2S$ ); кадмий - в виде гренокита ( $CdS$ ); железо (дополнительно) в виде пирита ( $FeS_2$ ), оксид кальция - в форме известняка ( $CaCO_3$ ).

*Решение.* Расчет ведем на 100 кг концентрата. Определяем содержание элементов в сульфидах металлов:

$$ZnS \quad \frac{65,4}{32} = \frac{50}{a}, \quad a = 24,5 \text{ кг } S.$$

$$PbS \quad \frac{207,2}{32} = \frac{1,39}{b}, \quad b = 0,21 \text{ кг } S.$$

$$CuFeS_2 \quad 63,5 : 55,8 : 64 = 2,31 \times \frac{2}{3} : c : d, \quad c = 1,35 \text{ кг } Fe, \quad d = 1,55 \text{ кг } S.$$

$$Cu_2S \quad \frac{127}{32} = \frac{2,31 \times \frac{1}{3}}{f} \quad f = 0,58 \text{ кг } S.$$

$$CdS \quad \frac{112}{32} = \frac{0,26}{g} \quad g = 0,07 \text{ кг } S.$$

Определяем количество железа в пирите:  $7,35 - 1,35 = 6,0$  кг. С этим железом связано серы:

$$FeS_2 \quad \frac{55,8}{64} = \frac{6,0}{h} \quad h = 6,88 \text{ кг} \quad S.$$

Определяем общее количество серы, связанное со сфалеритом, галенитом, халькопиритом, халькозином, пиритом:

$$24,5 + 0,21 + 1,55 + 0,58 + 0,07 + 6,88 = 33,79 \text{ кг.}$$

Рассчитываем количество известняка и содержание в нем  $CO_2$ :

$$CaCO_3 : CaO : CO_2 = 100 : 56 : 44 = x : 1,2 : y, \quad x = 2,14 \text{ кг} \quad CaCO_3, \quad y = 0,94 \text{ кг} \quad CO_2$$

Результаты расчета сводим в табл. 1.1.

Таблица 1.1 - Рациональный состав цинкового концентрата

Соединения	Содержание компонентов, %											Всего
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	Прочие	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
ZnS	50					24,5						74,5
PbS		1,39				0,21						1,6
CuFeS <sub>2</sub>			1,54		1,35	1,55						4,44
Cu <sub>2</sub> S			0,77			0,58						1,35
CdS				0,26		0,07						0,33
FeS <sub>2</sub>					6,0	6,88						12,88
CaCO <sub>3</sub>							1,2			0,94		2,14
SiO <sub>2</sub>								1,1				1,1
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>									0,9			0,9
Прочие											0,76	0,76
Итого	50	1,39	2,31	0,26	7,35	33,79	1,2	1,1	0,9	0,94	0,76	100

1.1. *Ответ.* Рациональный состав цинкового концентрата представлен в табл.

### Задание 1 для самостоятельной работы

1. Определить содержание серы в, %:

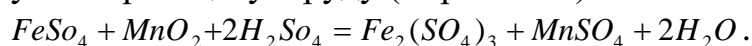
- сфалерите ( $ZnS$ );
- халькозине ( $Cu_2S$ );
- пентландите ( $NiFeS_2$ );
- пирите ( $FeS_2$ ).

2. Рассчитать содержание железа в свинцовом концентрате, если в нем присутствует 18 % пирита ( $FeS_2$ ), 13 % пирротина ( $Fe_7S_8$ ) и 5 % халькопирита ( $CuFeS_2$ ).

3. В сульфидном цинковом концентрате содержится 42,5 % цинка в виде сфалерита  $ZnS$ . Определите содержание сфалерита в концентрате.

4. Медный концентрат содержит 20 % меди. Медь присутствует в концентрате в форме халькопирита ( $CuFeS_2$ ) и халькозина ( $Cu_2S$ ) в соотношении 3:1. Рассчитайте содержание в концентрате халькопирита и халькозина.

5. При очистке цинковых растворов от железа для окисления ионов  $Fe^{2+}$  используют марганцевую руду (пирролюзит) в соответствии с реакцией:





Рассчитать расход пиролюзита (75 %  $MnO_2$ ) для очистки 100 м<sup>3</sup> раствора, содержащего 2,7 г/л  $Fe^{2+}$ . Принять практический избыток пиролюзита двукратным от расчетного; остаточным содержанием железа в растворе пренебречь.

6. Рассчитать, сколько потребуется воздуха, м<sup>3</sup>, для окисления 1000 кг сульфида свинца (галенита).

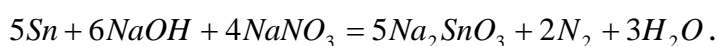
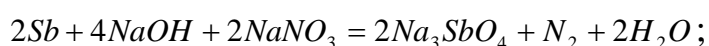
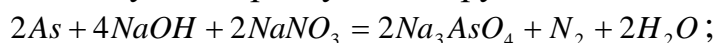
7. Для выщелачивания оксида цинка используют отработанный электролит цинкового производства, содержащий 140 г/л  $H_2SO_4$ : Процесс осуществляется в соответствии с реакцией:  $ZnO + H_2SO_4 = ZnSO_4 + H_2O$ .

Рассчитать расход отработанного электролита (л и кг) для выщелачивания 50 кг оксида цинка. Плотность отработанного электролита принять равной 1130 кг/м<sup>3</sup>.

8. Завод перерабатывает в сутки 5000 м<sup>3</sup> раствора сульфата цинка, содержащего 800 мг/л  $Cl^-$ . Для очистки раствора от хлор иона используют медный купорос и цинковую пыль. Процесс осуществляется в соответствии с реакцией:  $2CuSO_4 + Zn + 2Cl^- = 2CuCl + ZnSO_4 + SO_4^{2-}$ .

Определить годовую потребность завода в медном купоросе (97 %  $CuSO_4 \times 5H_2O$ ) и цинковой пыли. Принять практический расход медного купороса и цинковой пыли на 10 % больше теоретического, остаточным содержанием хлор иона в растворе пренебречь.

9. Для щелочного рафинирования черного свинца от мышьяка, сурьмы и олова используют натриевую селитру и щелочь в соответствии с реакциями:



Рассчитать расход натриевой селитры и щелочи на окисление мышьяка, сурьмы и олова при щелочном рафинировании 100 т черного свинца, содержащего, %: 1,3 As; 0,85 Sb; 0,42 Sn. Практический расход щелочи (94 %  $NaOH$ ) в два раза больше теоретически необходимого, а расход  $NaNO_3$  принять равным теоретическому.

## Задание 2 для самостоятельной работы

Рассчитать рациональный состав свинцового концентрата.

Химический состав свинцового концентрата принять по табл. 1.2 согласно номеру своего варианта.

Минералогический состав свинцового концентрата и соотношение фаз: свинец в форме галенита ( $PbS$ ), цинк в форме сфалерита ( $ZnS$ ), медь в форме халькопирита ( $CuFeS_2$ ) и ковеллина ( $CuS$ ) в соотношении 1:1, все остальное железо в виде пирита ( $FeS_2$ ) и пирротина ( $Fe_7S_8$ ) в соотношении 2:1.

Пустая порода представлена кварцевым песком ( $SiO_2$ ), известняком ( $CaCO_3$ ) и глиноземом ( $Al_2O_3$ ). Содержание серы и прочих принять по расчету.

Таблица 1.2 - Химический состав свинцового концентрата

Номер варианта	Содержание, %						
	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Cu</i>	<i>Fe</i>	<i>SiO<sub>2</sub></i>	<i>CaO</i>	<i>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>
1	2	3	4	5	6	7	8
1	46	9,5	3	8,5	2,5	3	1,5
2	42	7	2,1	9,5	3	2,5	2
3	44	8	2	9,4	3,5	3	1,5
4	43	8,5	2,6	9	2,8	2,4	1,8
5	41	9	2,5	9,5	3,2	2,8	1,2
6	40	8,4	2,7	8,8	3,6	3,2	1,8
7	39	7,5	3	10	3,5	2,5	1,7
8	45	8	3,9	8,6	2,8	1,2	2,1
9	41,8	8,6	3,2	9,1	3,1	1,6	1,8
10	40,5	7,2	3,2	7,8	3,2	2,5	1,9
11	40,2	8,4	2,3	8,8	3,6	1,8	2,2
12	41,6	6,6	3,5	9	3,8	1,9	2
13	43,5	6,1	2,9	8,8	3,5	2,1	2,1
14	38,3	7,2	3,8	9,2	3,4	2,8	1,4
15	40,2	7,3	3,6	9,4	3,6	2	1,4
16	41,5	6,7	3	9,1	4	1,4	1,6
17	40,2	7,5	3	7,8	3,4	2,1	1,8
18	43	6,1	3	8,9	3,8	2	1,7
19	40	6,2	3,5	9	3,7	3	1,5
20	41,5	6,?	3,6	9,1	4	1,7	1,5
21	41,2	6,7	3,1	9	4,1	1,5	1,7
22	40	7	3,8	8,8	4,6	2	1,7
23	40	6	4	8,1	4,5	1,1	1,7
24	40,5	6,5	4,1	8,5	4,6	2,2	1

Результаты расчетов, как в примере 4, представить в форме табл. 1.1.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 2. РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ АГЛОМЕРИРУЮЩЕГО ОБЖИГА СВИНЦОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

### Краткие теоретические сведения

Агломерацию используют для подготовки сульфидных и окисленных материалов к металлургическим процессам, требующим кусковых шихт, например плавке в шахтных печах.

Агломерацию сульфидных материалов проводят с частичной (медные и медно-никелевые концентраты) и максимальной (свинцовые и цинковые концентраты) десульфуризацией.

Шихта, поступающая на агломерирующий обжиг, должна удовлетворять следующим требованиям:

- содержать достаточное количество флюсов для образования при последующей плавке шлака оптимального состава;
- количество сульфидов в шихте должно обеспечивать требуемый тепловой баланс и необходимое остаточное содержание серы в готовом агломерате.

При агломерации медных концентратов среднее содержание серы в шихте составляет 18–25 %, а при агломерации свинцовых и цинковых шихт – 5–8 %. Требуемое содержание серы достигается за счет подшихтовки флюсов, малосернистых материалов и оборотного агломерата.

Агломерирующий обжиг сульфидных свинцовых концентратов преследует следующие цели [1; 14, с. 11–42; 15, с. 21–49; 24, с. 240–245; 30]:

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

Необходимость удаления серы из свинцовых концентратов и окисления сульфидов металлов до оксидов вызвана тем, что оксид свинца наиболее легко восстанавливаемое в процессе последующей плавки соединение свинца.

Неполное удаление серы из шихты, поступающей на плавку, приводит к потерям свинца с сульфидной фазой и снижению извлечения его в черновой металл [1; 15, с.21–49; 30].

Удаление серы осуществляют путем нагревания концентрата в окислительной атмосфере до температуры 1000–1100°C. При этом протекают следующие реакции:



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



При температуре выше  $700^\circ\text{C}$  образовавшийся сульфат свинца диссоциирует:



При температуре выше  $650^\circ\text{C}$  образуются сложные соединения свинца:



Образование этих соединений свинца желательно, так как силикаты и ферриты свинца более легкоплавки и при обжиге образуют некоторое количество жидкой фазы, что способствует спеканию шихты и получению крупнокускового материала.

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

Количество расплавленных компонентов не должно превышать 20-25%, чтобы не снизить газопроницаемость шихты и не допустить преждевременного оплавления шихты до завершения реакций окисления.

При длительном пребывании материала в агломерационной машине возможно протекания реакции твердофазного взаимодействия сульфида и оксида свинца:



Эта реакция идет в незначительной степени и нежелательна, так как образующийся при этом металлический свинец имеет низкую температуру плавления ( $327,4^\circ\text{C}$ ) и при температуре процесса будет заплавлять паллеты спекательной машины, что приводит к их быстрому износу. Чтобы исключить это, необходимо обеспечить максимально возможную скорость окисления сульфидов свинца.

Примерное распределение свинца в агломерате по формам его нахождения, % от общего содержания свинца: силикатного 55–60; ферритного 10–15; сульфидного 15–20; оксидного 8–10; металлического 3–5; сульфатного – менее 1[1; 14, с.11–42].

Чем выше содержание свинца в шихте обжига, тем меньшая его часть будет связана в силикаты и ферриты и тем большая его останется в агломерате в виде оксида или металла. При этом возрастают потери свинца в газовую фазу, так как при температуре  $1100^\circ\text{C}$  упругость паров  $Pb$ ,  $PbO$  и  $PbS$  составляет, соответственно, 1,0; 1,9 и 12 кПа. Поэтому на практике свинцового производства избегают агломерировать шихту с содержанием свинца более 50%.

Чтобы обеспечить нагрев компонентов и поддержания оптимальной температуры в зоне обжига, без добавки топлива, содержание серы в шихте

должно быть 6–8 %. Более высокое содержание серы нежелательно. Во-первых, это приведет к большому тепловыделению в зоне обжига слоя шихты, в результате чего температура превысит оптимальную и произойдет преждевременное оплавление компонентов шихты, что затруднит их дальнейшее окисление. Во-вторых, при степени десульфуризации (степени выгорания серы) при агломерирующем обжиге, не превышающей 85 %, остаточное содержание серы в готовом агломерате составит более 2 % и потребуются повторная агломерация.

Введение расчетного количества флюсов не обеспечивает необходимого содержания серы и свинца в шихте. Для корректировки состава шихты по свинцу и сере, а также для придания ей хорошей газопроницаемости в шихту добавляют оборотный агломерат в количестве 100–300 % от массы сырой шихты.

Готовая к обжигу шихта должна содержать, %: 6–8 *S*, 45–50 *Pb*, 10–20 *CaO*, 25–35 *FeO*, 20–25 *SiO<sub>2</sub>* [15, с.21–49]. Перед обжигом шихту увлажняют (6–10 %). Это повышает пористость и газопроницаемость шихты, так как испарившаяся вода оставляет поры и каналы, по которым легче и равномернее проникает просасываемый воздух. Кроме того, испаряясь, вода отводит часть избыточного тепла и является терморегулятором шихты.

Получаемый при обжиге агломерат должен обладать следующими качествами:

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

Производят процесс агломерирующего обжига на агломерационных спекательных машинах, отличительной особенностью которых является интенсивное просасывание (или продувка) воздуха в процессе обжига через слой шихты.

Это позволяет легко совместить в одном металлургическом агрегате и окислительный обжиг свинцового концентрата, и спекание обожженного материала. Такое оборудование получило повсеместное распространение на свинцовых заводах.

В свинцовом производстве используют агломерационные спекательные машины двух типов: с прососом воздуха через слой шихты сверху вниз и продувом шихты воздухом снизу вверх.

Обжиг и спекание шихты происходит на спекательных тележках (паллетах). Паллета представляет собой стальной или чугунный короб с днищем из чугунных колосников. Каждая паллета опирается на четыре ходовых ролика, которые в верхней части катятся по горизонтальному рельсовому пути, в нижней по направляющим, наклоненным под углом 3 - 5° к горизонту. Подъем и перемещение паллет производится с помощью приводных звездочек.

Нижние края паллет плотно прижаты к бортам стальных вакуумных камер, соединенных с эксгаустером. Разрежение в камерах составляет 1,5 - 8 кПа.

Шихта агломерации поступает в бункер над аглолентой, с помощью маятникового питателя ее загружают на движущиеся паллеты. Зажигание шихты осуществляется под горном при прососе воздуха. Окончание спекания совпадает с прохождением паллетой последних вакуум-камер, над которыми просасываемый воздух охлаждает спек. На закругленной направляющей разгрузочного участка тележка переворачивается, ударяется о предыдущую и от общего массива агломерата отрывается кусок, равный длине паллеты. Выпавший спек попадает на колосниковый грохот, затем поступает в дробилку и вновь на грохот. Верхний продукт грохота крупностью 20 - 100 мм является готовым агломератом и идет в плавку. Нижний продукт грохота измельчают и вводят в шихту как оборотный агломерат.

В отечественной цветной металлургии наибольшее распространение получили агломерационные конвейерные машины марок АКМ-50 и АКМ-75.

Техническая характеристика этих машин [1; 7, с.87–88; 14, с.21–49; 30] приведена ниже:

Размеры рабочей поверхности, м:	АКМ-50	АКМ-75
длина	25	30
ширина	2	2,5
Площадь спекания, м <sup>2</sup>	50	75
Количество вакуум-камер, шт.	13	15
Скорость движения паллет, м/мин	1,1 - 4,36	1,5 - 4,5
Вакуум в камерах разрежения, кПа	4 - 8	7 - 9
Максимальная высота слоя шихты, мм	300	300
Масса с электрооборудованием, т	295	457

Удельная производительность агломерационных машин изменяется от 8–10 т/(м<sup>2</sup>×сут) (для свинцовых концентратов) до 20–25 т/(м<sup>2</sup>×сут) (для медного и никелевого сырья). Расход топлива на зажигание шихты составляет 1,5–2,0 %.

Существенный недостаток агломерационных машин с прососом для спекания сульфидного сырья – сильное разубоживание обжиговых газов воздухом. Вследствие этого среднее содержание  $SO_2$  в отходящих газах не превышает 1,5–3,0 %. Особенно разубоживаются обжиговые газы в хвостовых вакуумных камерах.

Для предотвращения разбавления богатые серосодержащие газы отбирают из головных камер и направляют на производство серной кислоты, а бедный газ из хвостовых камер либо используют как оборотный, либо выбрасывают.

Кроме того, недостатком агломерации с прососом воздуха является получение рыхлого, недостаточно прочного агломерата и приваривание спека к колосникам паллет.

Эти недостатки в значительной степени устраняются при использовании агломерационных машин с подачей дутья снизу вверх. Вся рабочая часть такой агломашины оборудована укрытием (колпаком) для сбора серосодержащих газов. Пространство в колпаке условно разделено на две зоны богатого и бедного (в хвостовой части) газа, которые отсасываются отдельно двумя вентиляторами. Богатые газы, содержащие 5 - 7 %  $SO_2$ , направляют на производство серной

кислоты, бедные 2 - 2,5 %  $SO_2$  или, отправляют в оборот в первые дутьевые камеры (рециркуляция), или после пылеочистки выбрасывают.

Дутьевые агломашины имеют три бункера: для постели, зажигательного слоя и основной шихты. Зажигательный горн расположен между питателями зажигательного слоя и основной шихты, под ним находится одна вакуумная камера. На зажженный слой загружают основную массу шихты, при этом меняется направление дутья, нижний горящий слой поджигает шихту, и ее горение перемещается снизу вверх.

Агломерационные машины с дутьем имеют в 1,5 - 2 раза большую удельную производительность (13 - 18 т/(м<sup>2</sup>×сут)), устраняют припекание шихты к колосникам, позволяют повысить степень использования серы из газов, обжигать шихту с более высоким содержанием свинца.

### Методика выполнения

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

Шихта, поступающая на агломерирующий обжиг должна содержать оптимальное количество серы (6–8 %), свинца (не более 45–50 %), кремнезема, известняка и железной руды. Содержание серы в шихте регулируется подачей оборотного агломерата в количестве 100–300 % от массы свинцового сульфидного концентрата. Количество флюсов должно обеспечивать получение при дальнейшей шахтной восстановительной плавке шлака оптимального состава, содержащего, %: 20 - 25  $SiO_2$ , 35 - 40  $FeO$  и 8 - 16  $CaO$ . Для снижения расхода флюсов и оборотного агломерата в шихту можно вводить 5 - 10 % оборотного шлака, полученного при плавке. В результате агломерирующего обжига шихты оптимального состава получается «самоплавкий» агломерат, т. е. такой продукт, при плавке которого в шахтных печах не требуется добавка флюсов [23].

Для выполнения практического занятия студенты с помощью преподавателя должны ознакомиться с примерами расчетов (примеры 1 - 4), прорешав их в рабочей тетради. После этого студентам выдается индивидуальное задание для расчета. Полученное задание оформляется в рабочей тетради и предъявляется на проверку преподавателю на следующем практическом занятии.

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

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

Решаем равенство:

$$16,5+0,012x = (100+x)\times 0,07$$

и получаем:

$$x=163,8 \text{ кг (или } 163,8 \text{ \%)}$$

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

$$D_s = 100 \frac{m_s^I}{m_s^{III}}, \%$$

где  $m_s^I$  - количество серы, перешедшее в процессе обжига в газовую фазу;

$m_s^{III}$  - количество серы, содержащееся в шихте поступающей на обжиг.

Количество серы, поступающей с шихтой на обжиг, составляет:

$$m_s^{III} = (100+163,8)\times 0,07 = 18,5 \text{ кг}.$$

Количество серы, перешедшее в газовую фазу при обжиге, находим как разницу между исходным содержанием серы в шихте и серы в полученном агломерате, т. е.  $m_s^I = m_s^{III} - m_s^{a2l} = (100+163,8)\times 0,07 - (100+163,8)\times 0,012 = 15,3 \text{ кг}.$

$$\text{Таким образом } D_s = 100 \times \frac{m_s^I}{m_s^{III}} = \frac{100 \times 15,3}{18,5} = 82,9\%.$$

*Ответ.* Количество оборотного агломерата, подаваемого в шихту аглообжига, составляет 163,8%, степень десульфуризации при обжиге - 82,9%.

**Пример 2.** Степень десульфуризации при агломерирующем обжиге равна 75 %. Шихта состоит из 1 части свинцового сульфидного концентрата, 0,5 части флюсов и 2 частей оборотного свинцового агломерата. Содержание серы в исходном свинцовом концентрате равно 18 %. Определить концентрацию серы в готовом свинцовом агломерате после аглообжига.

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

$$D_s = 100 \times \frac{m_s^I}{m_s^{III}} = \frac{100 \times (m_s^{III} - m_s^{a2l})}{m_s^{III}},$$

где  $m_s^{III}$  - количество серы в шихте,  $m_s^{III} = 100 \times 0,18 + 200x$ ;

$m_s^{a2l}$  - количество серы в готовом агломерате,  $m_s^{a2l} = (100 + 50 + 200)x$ ;

$$\frac{75}{100} = \frac{((100 \times 0,18 + 200x) - (100 + 50 + 200)x)}{(100 \times 0,18 + 200x)},$$

$$0,75 = \frac{(18 + 200x - 350x)}{18 + 200x},$$

$$0,75(18 + 200x) = 18 - 150x,$$

$$300x = 4,5,$$

$$x = 0,015 \text{ или } 1,5\%.$$

*Ответ.* Концентрация серы в готовом агломерате составляет 1,5 %.





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

**Решение.** Расчет ведем на 100 кг шихты. В 100 кг шихты содержится 2,6 кг меди и 8,5 кг серы. Медь при агломерирующем обжиге полностью остается в агломерате, а при шахтной восстановительной плавке агломерата на 85 % переходит в штейн, т. е.  $2,6 \times 0,85 = 2,21$  кг. При содержании меди в штейне 12 % масса получаемого штейна составит:

2,21 кг – 12 %

$x$  кг- 100 % ,  $x = 18,4$  кг.

При содержании серы в штейне 22 %, ее количество составит:

$18,4 \times 0,22 = 4,05$  кг.

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

4,05 кг – 70 % ,

$x$  кг - 100 % ,  $x = 5,78$  кг.

Если с шихтой на агломерирующий обжиг поступает 8,5 кг серы, а в готовом агломерате ее содержится 5,78 кг, то степень десульфуризации при агломерирующем обжиге составляет:

$$D_s = \frac{100 \times (m_s^{III} - m_s^{act})}{m_s^{III}} = \frac{100 \times (8,5 - 5,78)}{8,5} = 32\% .$$

**Ответ.** Степень десульфуризации при агломерирующем обжиге шихты составляет 32 %.

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

1. Свинцовый концентрат, %: 46,0 *Pb*; 9,5 *Zn*; 3,0 *Cu*; 8,5 *Fe*; 21,0 *S*; 3,0 *CaO*; 2,5 *SiO*<sub>2</sub>; 2,5 *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>; 4,0 прочие.

2. Кварцевая руда, %: 80 *SiO*<sub>2</sub>; 13,5 *FeO*; 3,2 *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>; 1,0 *CaO*; 2,3 прочие.

3. Железная руда, %: 77,0 *FeO*; 9,6 *SiO*<sub>2</sub>; 2,0 *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>; 2,5 *CaO*; 8,9 прочие.

4. Известняк, %: 50,6 *CaO*; 5,8 *SiO*<sub>2</sub>; 6,1 *FeO*; 0,5 *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>; 37,0 прочие.

5. Обратный шлак, %: 1,6 *Pb*; 19,5 *Zn*; 40,1 *FeO*; 12,0 *CaO*; 23,9 *SiO*<sub>2</sub>; 2,9 прочие.

**Решение.** Для определения количества флюсов необходимо рассчитать выход и состав штейна, в который при плавке переходит некоторое количество железа. Обычно штейновую плавку ведут при содержании меди в концентрате более 2 %. Если меди в концентрате менее 2 %, то плавку агломерата ведут без

образования штейна и всю медь переводят в черновой свинец. Исходя из практических данных работы свинцовых заводов, принимаем выход штейна от массы концентрата 8,5 %, извлечение меди в штейн – 80 % [1; 15, с.21–49].

В штейн переходит меди  $3,0 \times 0,80 = 2,4$  кг. Тогда концентрация меди в штейне составляет:  $\frac{2,4 \times 100}{8,5} = 28,24\%$ . Исходя из практических данных принимаем

содержание железа в штейне 27,0 %; серы – 20,0 %; свинца – 15 %; цинка – 5 %. Тогда количество железа, перешедшего в штейн, составляет:  $8,5 \times 0,27 = 2,29$  кг; серы:  $8,5 \times 0,20 = 1,7$  кг; свинца:  $8,5 \times 0,15 = 1,27$  кг; цинка:  $8,5 \times 0,05 = 0,43$  кг, прочих:  $8,5 - 2,4 - 1,7 - 1,27 - 0,43 = 2,7$  кг.

Рассчитываем количество флюсов подаваемых в шихту агломерирующего обжига для получения при плавке шлака следующего состава, %: 24,0  $SiO_2$ ; 38,5  $FeO$ ; 12,5  $CaO$ ; 20,0  $ZnO$ ; 1,5  $Pb$ . Извлечение цинка в шлак принимаем 90 % [1; 15, с. 21–49].

Тогда в шлак переходит цинка:  $9,5 \times 0,90 = 8,55$  кг, оксида цинка в шлаке  $\frac{8,55 \times 81,4}{65,4} = 10,64$  кг. Отсюда выход шлака составляет  $\frac{10,64 \times 20}{100} = 53,2$  кг. В этом

количестве шлака содержится, кг:

Кремнезема	$53,2 \times 0,24 = 12,77$ кг;
оксида железа (II)	$53,2 \times 0,385 = 20,48$ кг;
оксида кальция	$53,2 \times 0,125 = 6,65$ кг.

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

Тогда с флюсами потребуются добавить следующее количество шлакообразующих оксидов, кг:

кремнезема	$12,77 - 2,5 - (5 \times 0,239) = 9,08$ кг ;
оксида железа (II)	$20,48 - (5 \times 0,401) - \frac{(8,5 - 2,29) \times 71,8}{55,8} = 10,49$ кг ;
оксида кальция	$6,65 - 3 - (5 \times 0,12) = 3,05$ кг .

Рассчитываем количество флюсов алгебраическим методом.

Обозначим через  $x$  - количество кварцевой руды, через  $y$  - количество известняка и через  $z$  - количество железной руды. Используя данные о составе флюсов, составляем три уравнения:

для кремнезема	$0,8x + 0,058y + 0,096z = 9,08$ ;
для оксида железа (II)	$0,135x + 0,061y + 0,77z = 10,49$ ;
для оксида кальция	$0,01x + 0,506y + 0,025z = 3,05$ .

Решаем систему трех уравнений с тремя неизвестными получаем, кг:

$$x = 9,58 \text{ кг} ; \quad y = 5,27 \text{ кг} ; \quad z = 11,55 \text{ кг} .$$

Состав шихты на 100 кг свинцового концентрата без учета расхода оборотного агломерата приведен в табл. 2.1.

Таблица 2.1 - Состав шихты на 100 кг свинцового концентрата

Материал	Количество	
	кг	%
1	2	3
Свинцовый концентрат	100	76,1
Кварцевая руда	9,58	7,3
Железная руда	11,55	8,8
Известняк	5,27	4
Оборотный шлак	5	3,8
Итого	131,4	100

Содержание серы в шихте без оборотного агломерата составит:

$$\frac{21 \times 100}{131,4} = 15,98\% .$$

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

Рассчитываем окончательный состав шихты агломерирующего обжига.

Для этого необходимо найти содержание серы в готовом агломерате. Принимаем, что степень десульфуризации при плавке агломерата в шахтной печи составляет 25 %, поэтому с учетом серы, перешедшей в штейн при плавке, в агломерате можно оставить следующее количество серы, кг:

$$\frac{1,7 \times 100}{75} = 2,27 .$$

Выход агломерата от массы шихты обжига по производственным данным находится в пределах 88–93 % [15,с.21–49]. Принимаем в расчетах 92 %, тогда масса агломерата составит, кг:  $131,4 \times 0,92 = 120,9$ . В этом агломерате должно содержаться серы, %:

$$\frac{2,27 \times 100}{120,9} = 1,88\% .$$

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

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

где 0,1598 - содержание серы в шихте без оборотного агломерата, доли ед.;

0,0188 - содержание серы в агломерате, доли ед.;

0,07 - содержание серы в шихте оптимального состава, доли ед.

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

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

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



Данные о составе шихты сводим в табл. 2.2.

Таблица 2.2 - Оптимальный состав шихты агломерирующего обжига свинцового концентрата

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

В шихту оптимального состава добавляют 6 - 10 % воды, которая повышает газопроницаемость шихты и выполняет роль терморегулятора в процессе агломерирующего обжига.

*Ответ.* Состав шихты агломерирующего обжига представлен в табл. 2.2.

### **Задания для самостоятельной работы**

Рассчитать состав свинецсодержащей шихты для получения при агломерирующем обжиге «самоплавкого» агломерата, определить количество флюсов и оборотного агломерата.

Для составления шихты используются следующие материалы: свинцовый концентрат, кварцевая руда, железная руда, известняк, оборотный шлак.

Химический состав свинцового концентрата принять согласно номеру своего варианта по табл. 1.2. Состав флюсов и оборотного шлака принять из литературных источников [1; 24; 25, с.240–245].

Результаты расчетов представить, как в примере, в форме табл. 2.2.

### ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 3 РАСЧЕТ ПРОЦЕССА ШАХТНОЙ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОЙ ПЛАВКИ СВИНЦОВОГО АГЛОМЕРАТА

#### Краткие теоретические сведения

Шахтную плавку в цветной металлургии используют для переработки кусковых материалов (20–100 мм) в производстве меди, никеля, свинца, олова и некоторых других металлов.

Наиболее характерные виды шахтной плавки:

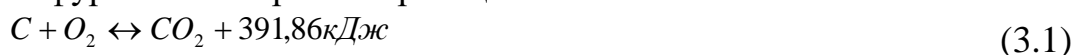
- в металлургии меди: пиритная, полупиритная, медно - серная;
- в металлургии никеля - восстановительно - сульфидирующая;
- в металлургии свинца, олова, сурьмы - восстановительная;
- в металлургии титана, магния - хлорирующая.

Шахтные печи работают по принципу противотока: шихта и топливо загружаются сверху и опускаются вниз, а раскаленные газы пронизывают шихту снизу вверх. Передача тепла от газа к материалу осуществляется за счет конвекции. Коэффициент использования тепла в шахтной печи достигает 70–80 %.

Образующиеся в ходе плавки жидкие продукты стекают вниз, проходят фокус печи и собираются во внутреннем горне печи, где отстаиваются и расслаиваются по плотности и их выпускают из печи по мере накопления.

Характер плавки определяется расходом кокса: до 10–12 % - преобладают окислительные процессы, свыше - восстановительные.

Сжигание топлива является основным процессом шахтной плавки, влияющим на состав газовой фазы и удельную производительность печи. В области фурм кокс сгорает по реакциям:



Горячие газы поднимаясь вверх нагревают шихту,  $CO_2$  взаимодействует с раскаленным коксом по реакции Будуара (реакции газификации твердого углерода), создавая необходимую при плавке восстановительную атмосферу:



В шахте печи соотношение  $CO:CO_2$  зависит от условий сжигания кокса и распределения газового потока.

Восстановительная плавка это наиболее распространенный процесс получения свинца. Она характеризуется универсальностью и высокими технико-экономическими показателями.

Исходными материалами для плавки являются свинцовый агломерат, кокс и воздух. Агломерат содержит свинец, сопутствующие металлы (медь, цинк, золото, серебро, висмут и т. д.) и все необходимые компоненты для образования шлака.

Цели восстановительной плавки свинцового агломерата [1; 7, с. 176 - 178; 14, с. 42–69; 15, с. 49 - 74; 24, с. 245 - 254]:

– получить максимальное количество свинца в виде чернового металла, содержащего золото, серебро, медь, висмут, сурьму, мышьяк, олово, теллур;

– ошлаковать пустую породу и перевести в шлак максимальное количество цинка.

Основным восстановителем при плавке свинцового агломерата является оксид углерода. Восстановление оксидов металлов оксидом углерода происходит в результате протекания реакции:



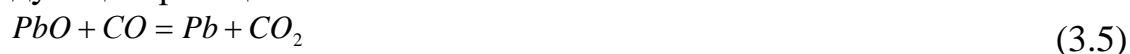
Реакция обратима. В зависимости от условий, в которых протекает реакция, может происходить либо восстановление оксида металла оксидом углерода, либо окисление металла диоксидом углерода  $CO_2$ .

Направление протекания реакции в условиях плавки зависит от состава газовой фазы в печи. Для восстановления различных оксидов металлов необходимы различные концентрации оксида углерода и температуры.

При восстановительной плавке желательно максимально восстановить свинец, но не восстанавливать цинк до металла, так как он возгоняется, в верхней части печи окисляется и образует тугоплавкие настывы.

Нежелательно восстанавливать до металла и железо, так как оно с углеродом кокса может образовать тугоплавкий чугун и настывы в нижней части печи.

Для селективного восстановления свинца (без восстановления цинка и железа) в печи создается определенная восстановительная атмосфера (не более 60 %  $CO$ ). В этих условиях происходит восстановление оксидных соединений свинца по следующим реакциям:

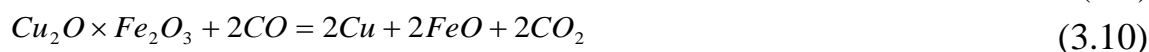
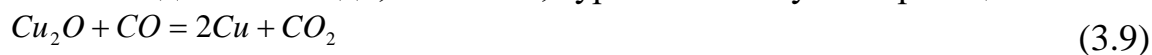


Сульфат свинца интенсивно восстанавливается оксидом углерода до сульфида при  $550^\circ C$  по реакции



Сульфид свинца в условиях восстановительной шахтной плавки практически не восстанавливается и переходит в штейн.

При плавке свинцового агломерата вместе со свинцом восстанавливаются окисленные соединения меди, мышьяка, сурьмы и висмута по реакциям:



Эти элементы растворяются в расплавленном свинце, образуя черновой металл.

Если в агломерате оставлено много серы, то оксид меди реагирует с сульфидами других металлов по реакциям





Металлическая медь также взаимодействует с сульфидами других металлов:



При плавке образуется сплав сульфидов меди, железа, свинца - штейн.

При температуре 1100°C начинается процесс образования жидкого шлака, оканчивающийся полным расплавлением шихты. В шлак переходят оксиды кальция, кремния, алюминия, магния.

При восстановительной свинцовой плавке высшие оксиды железа восстанавливаются до  $FeO$ , который, в присутствии кремнезема, легко образует силикаты ( $2FeO \times SiO_2$ ):



Силикаты железа составляют основу шлакового расплава свинцовой шахтной плавки.

Окисленные соединения цинка трудновосстановимы. Для их восстановления требуется сильно восстановительная атмосфера и высокая температура. Поэтому большая часть цинка в виде оксида и силиката переходит в шлак, растворяясь в нем.

Вследствие различия в объемных массах и малой взаимной растворимости в горне шахтной печи образуется три четко разграниченных слоя: нижний слой – черновой свинец, средний – штейн и верхний – шлак.

Шлак представляет собой многокомпонентный расплав, формирующийся из оксидов пустой породы и специально вводимых флюсов. Шлак служит для отделения компонентов пустой породы от чернового свинца и других ценных продуктов плавки (штейна и шпейзы). Шлаки свинцовой плавки должны иметь температуру плавления 1100–1150°C, вязкость при 1200°C – около 0,5 Па·с, плотность – не более 3,5-3,8 г/см<sup>3</sup>. Шлаки с такими свойствами содержат, %: 20 - 30  $SiO_2$ ; 30 - 40  $FeO$ ; 10 - 18  $CaO$  [1; 15, с. 63 - 64]. Важной особенностью шлаков свинцовой плавки является наличие в них окиси цинка - 5 - 25 %. Сумма компонентов  $SiO_2$ ,  $FeO$ ,  $CaO$  и  $ZnO$  в шлаке может достигать 90 % и даже более.

Штейн свинцового производства включает сульфиды железа, свинца, меди и цинка. Во всех медно-свинцовых штейнах присутствуют растворенные металлы: свинец, медь, железо, серебро, золото. В зависимости от характера сырья и принятой технологии получают медно-свинцовые штейны различного состава, %: 7 - 40  $Cu$ , 16 - 45  $Fe$ , 20 - 25  $S$ , 8 - 17  $Pb$  [1; 15, с. 65].

Штейн – нежелательный продукт плавки, так как для переработки его с целью извлечения меди, свинца и благородных металлов необходимы сложные дополнительные переделы, сопряженные с затратами топлива, материалов и с потерями металлов. Плавка с получением штейна особенно нежелательна, если в свинцовых концентратах содержится много цинка. При плавке сульфид цинка распределяется между штейном и шлаком, затрудняя разделение этих продуктов.

Плавку с образованием штейна ведут в том случае, если в агломерате содержание меди более 2–3 %.

Шпейза - более тугоплавкая и тяжелая, чем штейн. Она размещается в горне печи между свинцом и штейном. Она образуется редко, только тогда, когда мышьяк и сурьма недостаточно полно удалены при обжиге. Шпейза - источник потерь ценных металлов, так как переработка ее связана с большими трудностями.

Пыли свинцового производства - ценное полиметаллическое сырье. Помимо свинца и цинка, они содержат кадмий, индий, селен, теллур, германий и другие элементы. Средний состав пылей шахтной печи, %: 45 - 55 свинца; 10 - 20 цинка; 2 - 3 кадмия; 0,3 - 3 мышьяка; 0,03 - 0,5 селена; 0,04 - 0,2 теллура; 0,005 - 0,02 таллия; 0,002 - 0,02 индия; 0,005 - 0,01 германия; 3 - 7 серы [1; 14, с. 42–69; 15, с. 49–74].

Прямое извлечение свинца в черновой металл при шахтной восстановительной плавке составляет 90 - 93 %, а общее извлечение с учетом переработки шлаков, пылей и других промежуточных продуктов достигает 97 - 98 %. Медь при плавке с получением штейна на 70 - 80 % переходит в штейн, при безштейновой плавке на 85 % переходит в свинец. Цинк концентрируется в шлаке со степенью извлечения до 90 %. Благородные металлы на 98 - 99% извлекаются в черновой свинец [1; 14, с. 42–69; 15, с. 72–74].

Отличительной особенностью шахтных печей является наличие шахты, в которую сверху загружают специально подготовленную шихту, а снизу через фурмы вдувают воздух. В шахте происходит нагрев и расплавление шихты, сопровождаемое химическими реакциями, в результате чего получают черновой металл и шлак, а иногда и штейн.

Шахтная печь свинцовой плавки (рис. 3.1) состоит из следующих основных частей: внутреннего горна с сифонами, шахты с фурмами, колошника с загрузочным устройством, отстойника. Внутренний горн расположен на массивном бетонном фундаменте. Стены горна толщиной 600 - 800 мм выложены из огнеупорного кирпича. Кладка горна заключена в плотный стальной сварной кожух, стянутый металлическими тягами. По длине и ширине горн соответствует размерам печи в области фурм.

Горн постоянно заполнен расплавом. В нижней его части собирается свинец, а в верхней шлак. Свинец из горна выпускают непрерывно через сифон.

Шахта печи выполнена из стальных водоохлаждаемых кессонов. Кессоны делают сварными из котельного железа с толщиной внутренней стенки 10 -14 мм и наружной 6 - 8 мм, расстояние между стенками равно 100 - 150 мм. В нижнюю часть кессона под напором подается холодная вода, в верхней части кессона вода отводится с температурой 60 - 70°C. Обычно шахта печи состоит из двух рядов кессонов.

Воздух в печь подают через специальные устройства - фурмы, охлаждаемые водой. Фурменные отверстия в кессоне расположены на высоте 300 - 400 мм от нижнего его края. Диаметр отверстий равен 100 - 125 мм. Число фурм в печи достигает 30 - 40. Воздух подводят к фурмам через кольцевой коллектор, который соединен с фурмами гибкими рукавами. Расход воздуха (дутья) колеблется в пределах 25 - 50 м<sup>3</sup>/мин на 1 м<sup>2</sup> площади сечения печи в области фурм. Давление воздуха, вдуваемого в печь, составляет 13 - 26 кПа.

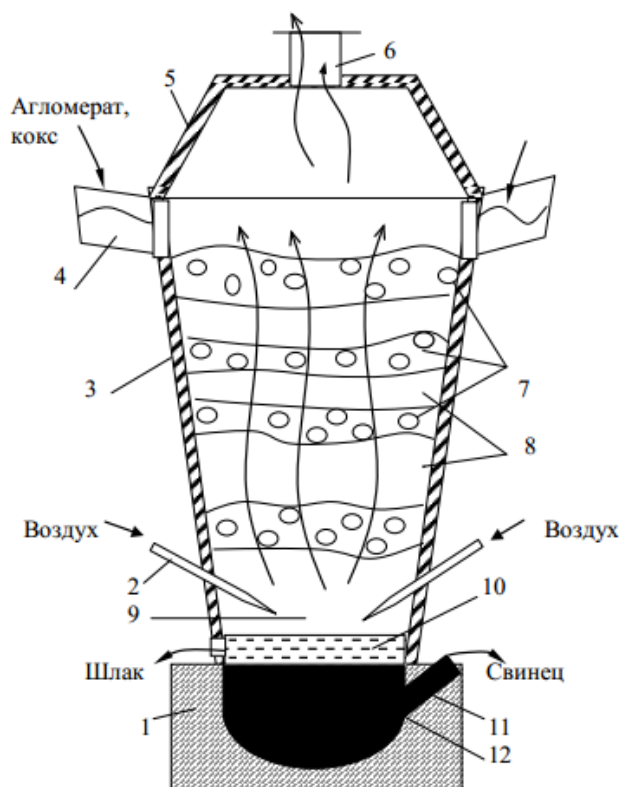


Рис. 3.1. Схема шахтной печи свинцовой плавки:

- 1 - горн; 2 - фурмы; 3 - шахта печи; 4 - загрузочные люки; 5 - колошник; 6 - газоход; 7 - агломерат; 8 - кокс; 9 - фокус печи; 10 - шлак; 11 - сифон для выпуска свинца; 12 - свинец

Колошник служит для загрузки шихты и отвода газов из печи. Он представляет собой металлический водоохлаждаемый каркас, заполненный огнеупорным кирпичом. Иногда колошник кессонируют.

В шахтную печь загружают крупнокусковой материал. Загрузка идет послойно: слой агломерата, слой кокса, слой агломерата, слой кокса и т. д.

Отходящие из печи газы имеют температуру 250–400°С и содержат значительное количество пыли. После пылеочистки их выбрасывают в атмосферу.

Плавку в шахтных печах ведут по двум основным режимам с высокой сыпью (4 - 6 м) и с низкой сыпью (2,5 - 3 м). Под высотой сыпи понимают высоту загруженной в печь шихты от уровня фурм до верха.

Показатели шахтной плавки для различных режимов, следующие [15, с. 71]:		
Высота сыпи, м	4 - 6	2,5 - 3
Удельная производительность печи, т/(м <sup>2</sup> ×сут)	45 - 70	60 - 100
Расход кокса, % от массы шихты	10 - 13	7,5 - 10
Расход воздуха на 1т шихты, м <sup>3</sup>	900	1440
Содержание свинца в шлаке, %	До 1	2 - 3,5
Температура колошниковых газов, °С	100–250	До 600
Выход пыли, % от массы шихты	0,5 - 2	3 - 5

В современной металлургии свинца более широкое распространение получила плавка с высокой сыпью. При этом выше прямое извлечение свинца, меньше унос пыли и потери с ней свинца, повышается срок службы печей от одного двух лет, лучше обеспечиваются санитарно-гигиенические условия в цехе. К недостаткам плавки с высокой сыпью следует отнести пониженную удельную производительность печи и повышенный расход кокса.

### Методика выполнения

Практическое занятие 3 состоит из двух частей:

- расчет основных показателей шахтной свинцовой плавки;
- расчет материального баланса процесса.

Для оценки эффективности металлургического производства необходимо знание основных показателей металлургических процессов: выхода продукта, извлечения металла в какой-либо продукт, степени десульфуризации процессов обжига и плавки сульфидного сырья, расходов реагентов на процесс и т. д.

Выходом какого-либо продукта ( $\beta$ ) металлургической операции называется отношение количества продукта к количеству исходного материала. Рассчитывают выход продукта по формуле:

$$\beta = 100 \times \frac{m_{Me(прод)}}{m_{Me(исх)}}, \quad (3.21)$$

где  $\beta$  – выход продукта, %;

$m_{Me(прод)}, m_{Me(исх)}$  – количество продукта и исходного материала соответственно, кг (т).

Извлечением металла (элемента) ( $\varepsilon_{Me}$ ) в какой-либо продукт металлургического процесса называют отношение его количества в продукте к количеству данного металла (элемента) в исходном материале. Определяют  $\varepsilon_{Me}$  по следующему выражению:

$$\varepsilon_{Me} = 100 \times \frac{m_{Me(прод)}}{m_{Me(исх)}}, \quad (3.22)$$

где  $\varepsilon_{Me}$  – извлечение металла, %;

$m_{Me(прод)}, m_{Me(исх)}$  – количество металла в продукте и в исходном материале соответственно, кг (т).

Степень десульфуризации процессов ( $D_S$ ) обжига или плавки сульфидного сырья называют степень удаления серы в газовую фазу, ее определяют как

отношение количества серы, ушедшей в газовую фазу к ее количеству в исходном сырье:

$$D_s = 100 \times \frac{m_{S(исх)} - m_{S(кон)}}{m_{S(исх)}}, \quad (3.23)$$

где  $D_s$  - степень десульфуризации, %;

$m_{S(исх)}, m_{S(кон)}$  – количество серы в исходном и в конечном продукте соответственно, кг (т).

Расчеты материальных балансов направлены на решение основных задач: обеспечение согласования проектируемой операции с предшествующими, поставляющими исходные продукты, и последующими, потребляющими продукты операциями; определение расхода сырья, реагентов и материалов; выявление составов продуктов и отходов производства; получение данных для выбора и расчета оборудования и транспортных средств [21, 2].

Различают полный материальный баланс и баланс по извлекаемому элементу (соединению). Полный баланс составляют с точным определением количества и состава всех без исключения продуктов, поступающих и выходящих из операции.

Баланс по элементу (соединению) находят только для одного полезного компонента с расчетом его содержания в продуктах и полупродуктах операции. Расчет предназначен для анализа потерь извлекаемого компонента и определения потребности в сырье.

Порядок расчета материального баланса зависит от способа задания требуемого объема производства. Возможны два основных способа: а) задан объем перерабатываемого исходного продукта (сырья); б) задан объем выпускаемой продукции. В первом случае рассчитывают полный баланс от сырья к продукции в одну стадию, во втором – используют два приема.

Первый прием: по заданным количеству и составу конечного продукта находят количество извлекаемого компонента в нем; по известному извлечению выявляют количество этого компонента в сырье, а на основе данных о сырье - количество сырья; рассчитывают полный баланс от сырья к продукции.

Второй прием: рассчитывают полный баланс в одну стадию, но на условное количество сырья (100 кг, 1 т, 100 т); сравнивают заданный выпуск конечной продукции и полученный при условном расчете и определяют коэффициент пересчета на проектируемый объем производства.

В металлургии цветных металлов используют приемы расчета материального баланса, основанные:

- а) на уравнениях химических реакций;
- б) на массообмене между фазами;
- в) на механическом распределении.

Более распространены первые два приема.

Расчет материального баланса, основанный на уравнениях химических реакций, включает четыре стадии:

1) выявление части исходного продукта, не вступающей в реакции, а переходящей в конечный продукт в непрореагировавшем виде;

2) определение количества и состава израсходованных и полученных в ходе реакций веществ, а также теоретической потребности в реагентах на основе данных об их составе;

3) расчет полного количества реагентов с учетом коэффициентов их использования;

4) распределение компонентов конечных продуктов по конкретным продуктам операции (твердый остаток, газовая фаза, пыль, раствор, расплав) и установление количества и состава этих продуктов.

Для выполнения практического занятия студенты с помощью преподавателя должны ознакомиться с примерами расчетов основных показателей свинцовой плавки (примеры 1–4) и расчетом материального баланса процесса (пример 5), прорешав их в рабочей тетради. После этого студентам выдается индивидуальное задание для расчета (1 и 2). Полученное задание оформляется в рабочей тетради и предъявляется на проверку преподавателю на следующем практическом занятии.

**Пример 1.** Определить извлечение свинца в черновой металл, а также количество и состав шлака получаемого при плавке 100 т свинцового агломерата состава, %: 40,0 *Pb*; 6,0 *Zn*; 1,5 *Cu*; 17,5 *Fe*; 12,5 *SiO*<sub>2</sub>; 8,5 *CaO*; 3,2 *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>; 2,0 *S*; 8,8 прочие. Расход кокса составляет 12 % от массы агломерата, кокс содержит 10 % золы. Состав золы кокса следующий, %: 50 *SiO*<sub>2</sub>; 25 *FeO*; 25 *CaO*. Извлечение цинка в шлак - 90 %, меди в черновой свинец - 70 %. Содержание оксида свинца в шлаке – 1,5 %. Пылевывнос в расчетах не учитывать.

**Решение.** При плавке в шлак переходят железо и пустая порода агломерата, зола кокса, а также цинк и некоторое количество свинца и меди.

Медь на 70 % переходит в черновой свинец, тогда в шлаке ее остается  $1,5 - 1,5 \times 0,7 = 0,45m$ . В шлаке медь содержится в виде оксида *Cu*<sub>2</sub>*O*, его количество в шлаке составляет:

$$0,45 \times \frac{143}{127} = 0,51m,$$

где 143 и 127 - молекулярная масса оксида меди и меди соответственно.

Цинк на 90 % переходит в шлак в виде оксида, тогда оксида цинка в шлаке будет:

$$6 \times 0,9 \times \frac{81,4}{65,4} = 6,72m,$$

где 81,4 и 65,4 - молекулярная масса оксида цинка и цинка соответственно.

Железо перейдет в шлак полностью из агломерата и из золы кокса в виде оксида *FeO*. Из 100 т агломерата в шлак перейдет 17,5 т железа или *FeO*:

$$17,5 \times \frac{71,8}{55,8} = 22,52m,$$

где 71,8 и 55,8 - молекулярная масса оксида железа и железа соответственно.

Определим количество золы поступающей с коксом. При расходе кокса 12 %, на 100 т агломерата потребуется кокса:  $100 \times 0,12 = 12m$ .

В коксе 10 % золы, таким образом, с коксом в печь поступает золы:  $12 \times 0,1 = 1,2m$ .

В золе кокса содержится 25 %  $FeO$ . Тогда с золой кокса в шлак поступает  $FeO$ :  $1,2 \times 0,25 = 0,3m$ .

Общее количество  $FeO$  в шлаке:  $22,52 + 0,3 = 22,82m$ .

Кремнезема перейдет в шлак из агломерата и золы кокса в количестве:

$$100 \times 0,125 + 1,2 \times 0,5 = 13,1m,$$

где 0,125 и 0,5 доля кремнезема в агломерате и золе кокса соответственно.

Оксида кальция перейдет в шлак из агломерата и золы кокса в количестве:

$$100 \times 0,085 + 1,2 \times 0,25 = 8,8m,$$

где 0,085 и 0,25 – доля оксида кальция в агломерате и золе кокса соответственно.

Из 100 т агломерата в шлак перейдет 3,2 т  $Al_2O_3$  и 8,8 т прочих.

Обозначим за  $x$  – массу образуемого при плавке шлака. Тогда с учетом содержания в шлаке 1,5 %  $PbO$  составляем уравнение:

$$x = 0,51 + 6,72 + 22,82 + 13,1 + 8,8 + 3,2 + 8,8 + 0,015x;$$

$$x = 64,92m.$$

Тогда в шлаке  $PbO$   $0,015 \times 64,92 = 0,97m$  или  $0,97 \times \frac{207,2}{223,2} = 0,9m$  свинца,

где 207,2 и 223,2 – молекулярная масса свинца и оксида свинца соответственно.

Состав шлака приведен в табл. 3.1.

Таблица 3.1 - Состав шлака шахтной восстановительной плавки свинцового агломерата

Компоненты шлака	Т	%
$SiO_2$	13,1	20,2
$CaO$	8,8	13,5
$Al_2O_3$	3,2	4,9
$FeO$	22,82	2
$ZnO$	6,72	10,4
$PbO$	0,97	1,5
$Cu_2O$	0,51	0,8
Прочие	8,8	13,5
Итого	64,92	100

С учетом потерь свинца со шлаком определяем извлечение свинца в черновой металл (без учета пылевыноса) по формуле (3.22):

$$\varepsilon_{pb} = 100 \times \frac{m_{Pb(azt)} - m_{Pb(шт)}}{m_{Pb(azt)}} = 100 \times \frac{40 - 0,9}{40} = 97,75\%.$$

Ответ. Количество образующегося при плавке 100 т агломерата шлака - 64,92 т. Извлечение свинца в черновой металл - 97,75 %.

**Пример 2.** Определить количество агломерата и теоретический расход кокса для получения 100 т рафинированного свинца. Состав агломерата, %: 36,6  $Pb$ ; 8,0  $Zn$ ; 1,8  $Cu$ ; 16,2  $Fe$ ; 10,5  $SiO_2$ ; 8,7  $CaO$ ; 3,0  $Al_2O_3$ ; 2,0  $S$ ; 13,2- прочие. Извлечение свинца из агломерата в черновой металл - 94 %; извлечение свинца из чернового металла в рафинированный - 96 %. Кокс содержит 86 % -  $C$ . Пылевынос в расчетах не учитывать.

**Решение.** Определим количество агломерата, необходимого для получения 100 т рафинированного свинца, с учетом извлечения его в процессе плавки и рафинирования.

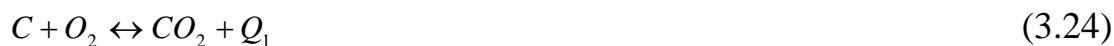
Для получения 100 т рафинированного металла необходимо подать свинца в агломерате:

$$\frac{100}{0,96 \times 0,94} = 110,82m,$$

где 0,96 и 0,94 – это извлечение свинца в процессе рафинирования и плавки соответственно, доли ед.

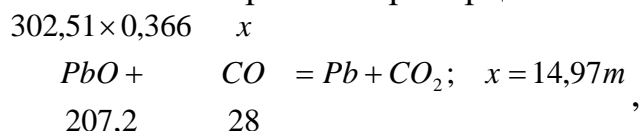
Тогда расход свинцового агломерата, с учетом содержания свинца в нем 36,6 %, составит:  $\frac{110,82}{0,366} = 302,51m$ .

Кокс в процессе восстановительной плавки играет роль топлива и восстановителя. При взаимодействии кокса с кислородом воздуха протекают реакции:



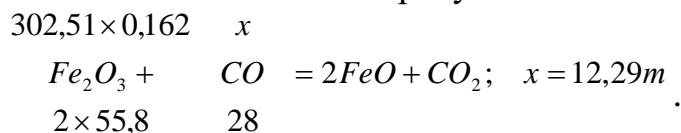
Углерод кокса сгорает по реакции (3.24) на 40 - 45 %, а по реакции (3.25) - на 55 - 60 %. Такое распределение обеспечивает селективное восстановление оксидных соединений свинца в процессе плавки.

Рассчитаем расход восстановителя ( $CO$ ) на протекание реакций. Используя величины атомных и молекулярных весов взаимодействующих веществ, находим количество  $CO$ , т, необходимое для восстановления свинца из 302,51 т агломерата. Для расчетов рекомендуем запись следующего вида, по которой удобно составлять и решать пропорции:



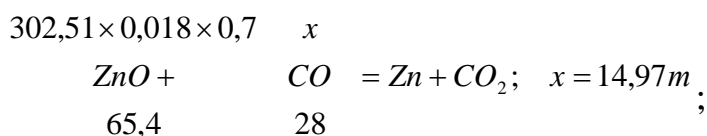
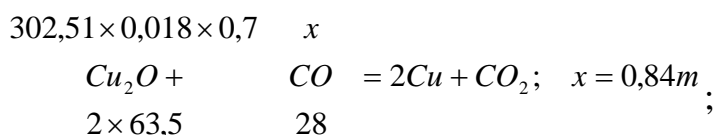
где 0,366 – содержание свинца в агломерате, доли ед.

Железо в процессе плавки восстанавливается до  $FeO$  и переходит в шлак. На восстановление железа потребуется  $CO$ :



Медь и цинк в процессе плавки также частично восстанавливаются. Меди в агломерате менее 2 %, поэтому плавку ведут без получения штейна и медь на 70% переходит в черновой свинец. Цинк в процессе плавки на 90 % переходит в шлак, следовательно, 10 % цинка восстанавливается и переходит в черновой свинец:

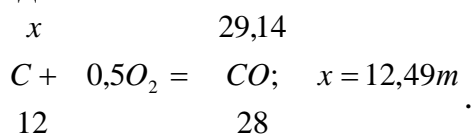




Общий расход  $CO$  на протекание реакций составляет:

$$14,97 + 12,29 + 0,84 + 1,04 = 29,14m.$$

Для получения такого количества  $CO$  по реакции (3.25) потребуется углерода:



Так как по реакции (3.25) сгорает примерно 60 % подаваемого в печь углерода, то общий расход углерода составляет:

$$\frac{12,49}{0,6} = 20,81m.$$

При содержании углерода в коксе 86 %, расход его составляет

$$\frac{20,81}{0,86} = 24,2m.$$

Ответ. На получение 100 т рафинированного свинца потребуется 302,51 т агломерата и 24,2 т кокса.

**Пример 3.** Рассчитать степень десульфуризации при шахтной восстановительной плавке свинцового агломерата, которая обеспечила бы получение штейна, следующего состава, %: 32  $Cu$ ; 22  $S$ , прочие до 100 %. Извлечение меди в штейн при плавке - 85 %. Остальная медь переходит в шлак и черновой свинец. Состав шихты, поступающей на агломерирующий обжиг, %: 45,0  $Pb$ ; 6,4  $Zn$ ; 3,2  $Cu$ ; 14,5  $Fe$ ; 11,0  $SiO_2$ ; 5,0  $CaO$ ; 7,5  $S$ ; 6,4 - прочие. Степень десульфуризации при обжиге составляет 65 %.

**Решение.** Расчет ведем на 100 кг свинецсодержащей шихты. В 100 кг шихты содержится 3,2 кг меди и 8,5 кг серы. Медь при агломерирующем обжиге полностью остается в агломерате, а при шахтной восстановительной плавке агломерата на 85 % переходит в штейн, т. е.

$$3,2 \times 0,85 = 2,72\text{кг}.$$

При содержании меди в штейне 32 %, масса получаемого штейна составит:

$$2,72\text{кг} - 32\% ,$$

$$x\text{кг} - 100\% ,$$

$$x = 8,5\text{кг} .$$

Серы в штейне 22 %, тогда ее количество составит:

$$8,5 \times 0,22 = 1,87 \text{ кг}$$

Степень десульфуризации при агломерирующем обжиге составляет 65 %, следовательно, при обжиге из шихты, в газовую фазу удаляется серы:

$$7,5 \times 0,65 = 4,88 \text{ кг}$$

Тогда, на плавку с агломератом поступает серы в количестве, кг:

$$7,5 - 4,88 = 2,62 \text{ кг}$$

Если с агломератом на плавку поступает 2,62 кг серы, а в получаемом штейне ее содержится 1,87 кг, то степень десульфуризации (3.23) при плавке составляет:

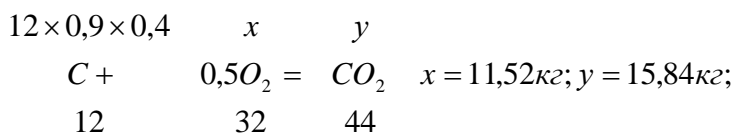
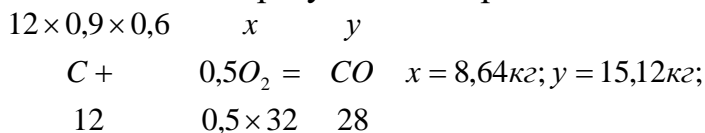
$$D_s = 100 \times \frac{m_{S(\text{аэл})} - m_{S(\text{шм})}}{m_{S(\text{аэл})}} = 100 \times \frac{2,62 - 1,87}{2,62} = 28,6\%$$

**Ответ.** Степень десульфуризации при восстановительной плавке свинцового агломерата составляет 28,6 %.

**Пример 4.** Определить количество и состав отходящих газов при плавке свинцового агломерата в шахтной печи. Состав агломерат, %: 40,0 Pb; 8,0 Zn; 2,5 Cu; 16,0 Fe; 8,5 SiO<sub>2</sub>; 4,0 CaO; 2,0 S; 2,0 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 17,0 прочие. Расход кокса составляет 12 % от массы агломерата. В коксе содержится 90 % C и 10 % золы. При плавке используется дутье, обогащенное кислородом до 30 %. Избыток дутья составляет 5 %.

**Решение.** При шахтной восстановительной плавке отходящие из печи газы содержат преимущественно CO, CO<sub>2</sub>, N<sub>2</sub> и O<sub>2</sub> (избыточный).

Расчет ведем на 100 кг агломерата. На это количество агломерата расходуется 12 кг кокса. Для селективного восстановления в процессе плавки оксидных соединений свинца в печи обеспечивают поддержание определенной восстановительной атмосферы (не более 60 % CO). Поэтому кокс в процессе шахтной восстановительной плавки сгорает на 40 % по реакции (3.24) и на 60 % по реакции (3.25). С учетом содержания углерода в коксе 90 % и величины атомных и молекулярных весов взаимодействующих и образующихся веществ составляем уравнения для определения расхода кислорода на протекание реакций горения кокса и количества образующихся при этом газов:



Общий расход кислорода на протекание реакций горения кокса составляет: 8,64 + 11,52 = 20,16 кг.

При содержании кислорода в дутье 30 %, теоретический расход дутья составит:  $\frac{20,16}{0,3} = 67,2 \text{ кг}$

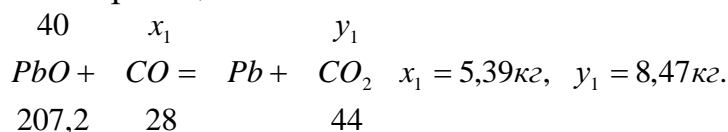
На практике дутье подают с избытком относительно теоретически необходимого на 5 %, тогда практический расход дутья составляет:  $67,2 \times 1,05 = 70,56 \text{ кг}$ .

С этим количеством дутья в процесс поступает кислорода:  $70,56 \times 0,3 = 21,17 \text{ кг}$

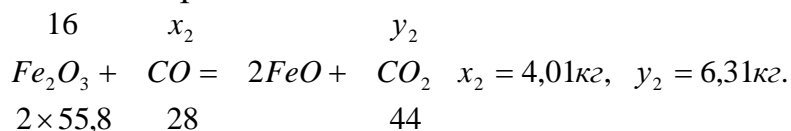
Азота:  $70,56 \times 0,7 = 49,39 \text{ кг}$ .

Избыточного кислорода в дутье:  $21,17 - 20,16 = 1,01 \text{ кг}$ .

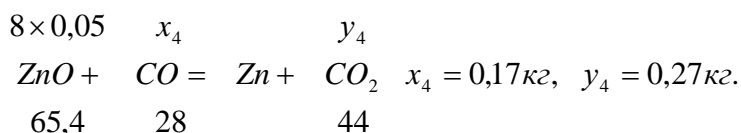
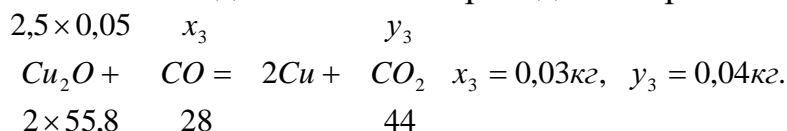
Определяем изменение состава отходящих газов за счет протекания химических реакций:



Железо в процессе плавки восстанавливается до  $FeO$  по реакции:



Медь и цинк в процессе плавки также частично восстанавливаются. Меди в агломерате более 2 %, поэтому плавку ведут с получением штейна и основная масса меди (около 80 %) концентрируется в штейне. Восстанавливается и переходит черновой свинец не более 5 % меди. Цинк в процессе плавки на 90 % остается в шлаке, частично переходит в пыль и не более 5 % цинка восстанавливается до металла и переходит в черновой свинец:



Всего на протекание этих реакций будет затрачено  $CO$  в количестве:

$$5,39 + 4,01 + 0,03 + 0,17 = 9,6 \text{ кг}.$$

При этом получено  $CO_2$  в количестве:  $8,47 + 6,31 + 0,04 + 0,27 = 15,09 \text{ кг}$ .

Находим количество  $CO$  и  $CO_2$  в отходящих газах. Количество  $CO$  в отходящих газах составит:

$$15,09 - 9,6 = 5,52 \text{ кг},$$

где 15,12 кг и 9,6 кг - количество  $CO$ , образующегося в результате сгорания кокса и затраченного на протекание реакций восстановления соответственно.

Количество  $CO_2$  в отходящих газах составит:

$$15,84 + 15,09 = 30,93 \text{ кг},$$

где 15,84 кг и 15,09 кг - количество  $CO_2$  образующегося в результате сгорания кокса и в результате протекания реакций восстановления соответственно.

Состав отходящих газов представлен в табл. 3.2. Для перевода массы газа в объем используем закон Авогадро, по которому 1 г/моль любого газа при нормальных условиях ( $P = 0,1$  МПа и  $T = 298$  К) занимает объем 22,4 л ( $\text{дм}^3$ ) или 1 кг/моль – 22,4  $\text{м}^3$ . Тогда объем, например,  $\text{CO}$  находим по пропорции (молекулярная масса  $\text{CO}$  равна 28 единицам):

$$\begin{array}{l} 28 \text{ кг } \text{CO} \quad - 22,4 \text{ м}^3 \\ 5,52 \text{ кг } \text{CO} \quad \quad \quad x \text{ м}^3 \end{array} \quad x = \frac{5,52 \times 22,4}{28} = 4,42 \text{ м}^3 \cdot$$

Аналогично определяем объемы других компонентов газа.

Таблица 3.2 - Состав отходящих газов шахтной восстановительной плавки

Компоненты газа	Содержание компонентов		
	кг	$\text{м}^3$	% (объем)
$\text{CO}$	5,52	4,42	7,3
$\text{CO}_2$	30,93	15,75	26,1
$\text{N}_2$	49,39	39,51	65,4
$\text{O}_2$ изб.	1,01	0,71	1,2
Итого	86,85	60,39	100

**Ответ.** Количество газов, образующихся при восстановительной плавке 100 кг агломерата, составляет 60,39  $\text{м}^3$ .

**Пример 5.** Рассчитать материальный баланс процесса шахтной восстановительной плавки свинцового агломерата следующего состава, %: 40,0  $\text{Pb}$ ; 3,0  $\text{Cu}$ ; 7,0  $\text{Zn}$ ; 15,0  $\text{Fe}$ ; 2  $\text{S}$ ; 10,1  $\text{SiO}_2$ ; 4,5  $\text{CaO}$ ; 3,0  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 15,4 – прочие. Рациональный состав агломерата приведен в табл. 3.3.

Таблица 3.3 - Рациональный состав свинцового агломерата

Компоненты	Содержание компонентов, кг										
	$\text{Pb}$	$\text{Zn}$	$\text{Cu}$	$\text{Fe}$	$\text{S}$	$\text{SiO}_2$	$\text{CaO}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{O}$	Прочие	Всего
$\text{PbO}$	6								0,46		6,46
$\text{PbO} \times \text{SiO}_2$	24					6,96			1,85		32,81
$\text{PbO} \times \text{Fe}_2\text{O}_3$	6			3,23					1,85		11,08
$\text{PbS}$	2				0,3						2,3
$\text{PbSO}_4$	2				0,31				0,62		2,93
$\text{FeS}$				0,56	0,32						0,88
$\text{Fe}_2\text{O}_3$				11,21					4,82		16,03
$\text{Cu}_2\text{S}$			3		0,75						3,75
$\text{ZnS}$		0,65			0,32						0,97
$\text{ZnO}$		6,35							1,55		7,9
$\text{SiO}_2$						3,14					3,14
$\text{CaO}$							4,5				4,5
$\text{Al}_2\text{O}_3$								3,0			3,0
Прочие										4,25	4,35
Итого	40	7	3	15	2	10,1	4,5	3,0	11,15	4,25	100

Медь при плавке извлекают в штейн на 60 %, штейн содержит 20 %  $\text{S}$ , остальные компоненты определяют по расчету.

Расход кокса на плавку составляет 10 % от массы агломерата. В коксе содержится 10 % золы. В состав золы кокса входят, %: 48  $SiO_2$ ; 12  $FeO$ ; 37  $Al_2O_3$ ; 3  $CaO$ .

Цинк при плавке из агломерата на 90 % переходит в шлак, на 5 % - в пыль. Остальной цинк распределяется между штейном и черновым свинцом.

Степень десульфуризации при плавке 20 %. В шлаке содержится 1,8 %  $Pb$ ; 0,6 %  $Cu$ . Свинец в шлаке на 20 % представлен в виде оксида и на 80 % в виде металла. Медь в шлаке представлена сульфидом.

**Решение.** Продуктами шахтной восстановительной плавки являются: черновой свинец, шлак, штейн (при содержании меди в агломерате более 2 %), пыль и отходящие газы (рис. 3.2).

1. Расчет количества и состава получаемого при плавке штейна

Расчет ведем на 100 кг агломерата. По известной степени десульфуризации (16,5 %) определяем суммарное количество серы в штейне и шлаке, кг:

$$(M_S)_{шт} = (M_S)_{агл} \times (1 - D_S) = 2 \times (1 - 0,2) = 1,6 кг .$$

где  $(M_S)_{шт}$  - масса серы в штейне и шлаке;

$(M_S)_{агл}$  - масса серы в агломерате;

$D_S$  - степень десульфуризации, доли ед.

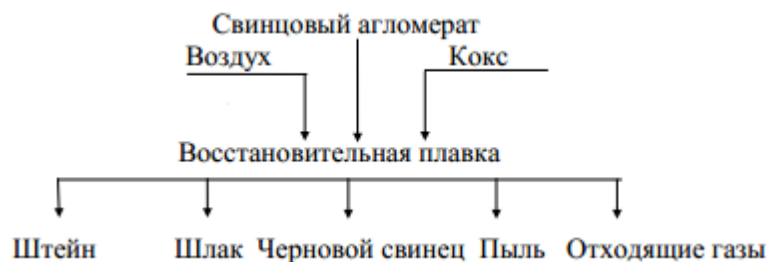


Рисунок 3.2. Схема процесса обжига никелевого концентрата

Распределение серы между штейном и шлаком соответствует отношению 5:1, тогда массы серы в штейне составляет:  $\frac{1,6 \times 5}{6} = 1,34 кг$ ,

в шлаке:  $\frac{1,6 \times 1}{6} = 0,26 кг$ .

Выход штейна определяем по содержанию серы в нем (20 %):  $\frac{1,34}{0,2} = 6,7 кг$ .

Из агломерата в штейн перейдет 60 % меди:  $3,0 \times 0,6 = 1,8 кг$ .

Концентрация меди в штейне составляет:  $\frac{1,8 \times 100}{6,7} = 26,7\%$ .

Медь в штейне присутствует в виде халькозина  $Cu_2S$ . Рассчитываем количество халькозина в штейне:  $\frac{1,8 \times 159}{127} = 2,25 кг$ .

С медью в сульфиде связано серы:  $2,25 - 1,8 = 0,45 кг$ .

При образовании штейна в процессе восстановительной плавки свинцового агломерата сульфид цинка переходит и в штейн и в шлак. Принимаем следующее

распределение сульфида цинка по продуктам плавки: 40 % - в штейн, 60 % - в шлак.

Рассчитываем количество  $ZnS$  в штейне:  $0,97 \times 0,4 = 0,388 \text{ кг}$ .

В этом количестве сульфида цинка содержится:

цинка:  $\frac{0,388 \times 65,4}{97,4} = 0,26 \text{ кг}$ ;

серы:  $0,388 - 0,26 = 0,128 \text{ кг}$ .

Концентрация цинка в штейне составляет:  $\frac{0,26 \times 100}{6,7} = 3,9\%$ .

Содержание прочих компонентов в штейне принимаем равным 3% от массы штейна. Тогда их количество равно:  $6,7 \times 0,03 = 0,201 \text{ кг}$ .

При содержании цинка в штейне от 3,6 до 8,2 % массовое отношение железа ( $m_{Fe}$ ) к свинцу ( $m_{Pb}$ ) в штейне составляет обычно  $0,77 \div 0,95$ . В расчетах принимаем отношение  $m_{Fe} : m_{Pb} = 0,8$ .

Определяем суммарную массу свинца и железа в штейне, кг:

$6,7 - 1,34 - 1,8 - 0,26 - 0,201 = 3,099 \text{ кг}$ .

Зная эту массу и соотношение  $m_{Fe} : m_{Pb} = 0,8$ , составляем уравнение баланса по свинцу и железу:

$$0,8x + x = 3,099,$$

где  $x$  – масса свинца в штейне, кг.

Решая это уравнение, находим, что  $x = 1,722 \text{ кг}$ , тогда масса железа в штейне составляет  $0,8 \times 1,722 = 1,377 \text{ кг}$ .

Находим количество серы связанной в штейне с железом в  $FeS$ :

$1,34 - 0,45 - 0,128 = 0,762 \text{ кг}$ .

С этим количеством серы связано железа:  $0,762 \times \frac{55,8}{32} = 1,329 \text{ кг}$ .

Остальное железо находится в металлическом состоянии, в количестве:

$1,377 - 1,329 = 0,048 \text{ кг}$ .

Свинец в штейне находится также в виде металла. Данные расчета состава штейна сводим в табл. 3.4.

Таблица 3.4 - Количество и состав штейна

Компоненты	Содержание компонентов, кг						
	<i>Cu</i>	<i>Zn</i>	<i>Fe</i>	<i>Pb</i>	<i>S</i>	Прочие	Всего
$Cu_2S$	1,8				0,45		2,25
$ZnS$		0,26			0,128		0,388
$FeS$			1,329		0,762		2,091
<i>Fe</i>			0,048				0,048
<i>Pb</i>				1,722			1,722
Прочие						0,201	0,201
Итого	1,8	0,26	1,377	1,722	1,34	0,201	6,7
%	26,9	3,9	20,5	25,7	20,0	3,0	

## 2. Расчет количества получаемой при плавке пыли

Из данных практики принимаем, что в пыль переходит 1,3 % свинца, цинка в пыль по условиям задания переходит 5 %. Обычно сумма этих металлов в пыли составляет 70–75 %. Для расчета принимаем 70 %.

Тогда количество указанных металлов в пыли составит, кг:

$$\text{Цинка} - 7 \times 0,05 = 0,35;$$

$$\text{Свинца} - 40 \times 0,013 = 0,52.$$

$$\text{Выход пыли будет равен} - \frac{(0,35 + 0,52)}{0,7} = 1,243 \text{ кг}.$$

Металлы в пыли присутствуют в виде оксидов. Определяем количество кислорода в пыли.

$$\text{С цинком связано кислорода: } \frac{0,35 \times 0,16}{65,4} = 0,086 \text{ кг}.$$

$$\text{Масса оксида цинка составляет: } 0,35 + 0,086 = 0,436 \text{ кг}.$$

$$\text{Количество кислорода, связанного со свинцом: } \frac{0,52 \times 0,16}{207,2} = 0,04 \text{ кг}.$$

$$\text{Масса оксида свинца равна } 0,52 + 0,04 = 0,56 \text{ кг}.$$

Количество прочих компонентов в пыли составляет:

$$1,243 - 0,436 - 0,56 = 0,247 \text{ кг}.$$

$$\text{Всего в пыли содержится кислорода: } 0,086 + 0,04 = 0,126 \text{ кг}.$$

## 3. Расчет количества и состава получаемого при плавке шлака

Шлаки свинцовых плавков содержат оксиды железа, кремния, кальция и цинка. Их содержание в шлаках находится в пределах, %: 20–30  $SiO_2$ ; 30–40  $FeO$ ; 10–18  $CaO$  и не более 25 %  $ZnO$ . Данные компоненты переходят в шлак из свинцового агломерата и золы кокса.

Определяем количество кремнезема в шлаке:

$$(M_{SiO_2})_{шл} = (M_{SiO_2})_{agl} + (M_{SiO_2})_{з.к} = (M_{SiO_2})_{agl} + m_k \times C_{з.к} \times (C_{SiO_2})_{з.к},$$

где  $(M_{SiO_2})_{шл}$  - масса кремнезема в шлаке, кг;

$(M_{SiO_2})_{agl}$  - масса кремнезема в агломерате, кг;

$(M_{SiO_2})_{з.к}$  - масса кремнезема в золе кокса, кг;

$m_k$  - масса кокса, кг;

$C_{з.к}$  - концентрация золы в коксе, доли ед.;

$(C_{SiO_2})_{з.к}$  - концентрация кремнезема в золе кокса, доли ед.

$$(M_{SiO_2})_{шл} + 10,1 + 10 \times 0,1 \times 0,48 = 10,58 \text{ кг}.$$

Рассчитываем массу оксида железа (II) в шлаке:

$$(M_{FeO})_{шл} = \frac{((M_{Fe})_{agl} - (M_{Fe})_{шл}) \times M_{FeO}}{A_{Fe}} + m_k \times C_{з.к} \times (C_{FeO})_{з.к},$$

где  $(M_{FeO})_{шл}$  - масса железа в штейне, кг;

$A_{Fe}$  - атомная масса железа, г;

$M_{FeO}$  - молекулярная масса оксида железа, г;



$(C_{FeO})_{з.к}$  - концентрация оксида железа (II) золе кокса, доли ед.

$$(M_{FeO})_{шл} = \frac{(15 - 1,377) \times 71,8}{55,8} + 10 \times 0,1 \times 0,12 = 17,65 \text{ кг}.$$

В этом количестве оксида железа присутствует, кг:

$$\text{железа } 17,65 \times \frac{55,8}{71,8} = 13,71 \text{ кг};$$

$$\text{кислорода } 17,65 - 13,72 = 3,94 \text{ кг}.$$

Аналогично рассчитываем содержание оксидов кальция и алюминия в шлаке:

$$(M_{CaO})_{шл} = 4,5 + 10 \times 0,1 \times 0,03 = 4,53 \text{ кг};$$

$$(M_{Al_2O_3})_{шл} = 3,0 + 10 \times 0,1 \times 0,37 = 3,37 \text{ кг}.$$

Рассчитываем количество оксида и сульфида в шлаке. Сначала определяем количество цинка, переходящего из агломерата в шлак:

$$(M_{Zn})_{шл} = (M_{Zn})_{агл} \times (\varepsilon_{Zn})_{шл} = 7 \times 0,9 = 6,3 \text{ кг},$$

где  $(\varepsilon_{Zn})_{шл}$  - извлечение цинка из агломерата в шлак, доли ед.

Сульфида цинка в шлаке содержится:

$$(M_{ZnS})_{шл} = (M_{ZnS})_{агл} - (M_{ZnS})_{шл} = 0,97 - 0,388 = 0,582 \text{ кг}.$$

В этом количестве сульфида цинка содержится, кг:

$$\text{Цинка} - \frac{0,582 \times 65,4}{97,4} = 0,391 \text{ кг},$$

$$\text{Серы} - 0,582 - 0,391 = 0,191 \text{ кг}.$$

Остальной цинк присутствует в шлаке в виде оксида.

$$\text{Цинка в оксиде: } 6,3 - 0,391 = 5,909 \text{ кг}.$$

$$\text{С этим количеством цинка связано кислорода: } \frac{5,909 \times 16}{65,4} = 1,446 \text{ кг}.$$

$$\text{Всего оксида цинка в шлаке: } 5,909 + 1,446 = 7,355 \text{ кг}.$$

Сумма оксидов  $SiO_2$ ,  $FeO$ ,  $CaO$ ,  $ZnO$  в шлаке может достигать 90 %. Для расчетов принимаем сумму этих оксидов в шлаке 88 %. Тогда масса шлака будет равна:

$$\frac{(10,58 + 17,65 + 4,53 + 7,355)}{0,88} = 45,572 \text{ кг}.$$

В этом количестве шлака содержится свинца:

$$45,572 \times 0,018 = 0,82 \text{ кг};$$

Из этого количества свинца - 20 % находится в шлаке в виде оксида, остальной свинец присутствует в металлическом состоянии.

Свинца в виде оксида в шлаке:

$$0,82 \times 0,2 = 0,164 \text{ кг};$$

с этим количеством свинца связано кислорода:

$$\frac{0,164 \times 16}{207,2} = 0,013 \text{ кг}.$$

Тогда оксида свинца в шлаке:

$$0,164 + 0,013 = 0,177 \text{ кг}.$$

Свинца в металлическом состоянии в шлаке:

$$0,82 - 0,164 = 0,656 \text{ кг}.$$

Меди в шлаке содержится:

$$45,572 \cdot 0,006 = 0,273 \text{ кг}.$$

Медь в шлаке присутствует в виде сульфида. Тогда сульфида меди присутствует в шлаке:

$$\frac{0,273 \times 159}{127} = 0,342 \text{ кг}.$$

В этом количестве сульфида меди, содержится серы:

$$0,342 - 0,273 = 0,069 \text{ кг}.$$

Количество прочих в шлаке определяем по разности между массой шлака и массой предыдущих компонентов:

$$45,572 - 10,58 - 17,65 - 4,53 - 3,37 - 7,355 - 0,582 - 0,177 - 0,656 - 0,342 = 0,33 \text{ кг}.$$

Данные расчета состава шлака сводим в табл. 3.5.

Таблица 3.5 - Количество и состав шлака

Компоненты	Содержание компонентов, кг											
	$SiO_2$	$CaO$	$Fe$	$Pb$	$Zn$	$Cu$	$Al_2O_3$	O	S	Прочие	Всего	%
$SiO_2$	10,58										10,58	23,2
$FeO$			13,71					3,44			17,65	38,7
$CaO$		4,53									4,53	10,0
$Al_2O_3$							3,37				3,37	7,4
$ZnO$					5,909			1,446			7,355	16,1
$ZnS$					0,391				0,191		0,582	1,3
$PbO$				0,164				0,013			0,177	0,4
$Pb$				0,656							0,656	1,4
$Cu_2S$						0,273			0,069		0,342	0,8
Прочие										0,33	0,33	0,7
Итого	10,58	4,53	13,71	0,82	6,3	0,273	3,37	5,399	0,26	0,33	45,572	100

#### 4. Расчет количества черного свинца

В черновой свинец при плавке переходит некоторое количество меди, цинка, мышьяка, сурьмы, олова, висмута, теллура и благородных металлов. Количество металлов примесей в черновом свинце может достигать 2 - 10 %. Так как в составе свинцового агломерата не задано содержание многих примесных компонентов, поэтому в составе черного свинца они условно обозначены как «прочие».

Определяем количество свинца в черновом металле, кг:

$$(M_{Pb})_{чер} = (M_{Pb})_{агл} - (M_{Pb})_{шт} - (M_{Pb})_{пыль} - (M_{Pb})_{шл} = 40 - 1,722 - 0,52 - 0,82 = 36,938 \text{ кг}.$$

В черновой металл перейдет, кг:

$$\text{Меди: } (M_{Cu})_{чер} = (M_{Cu})_{агл} - (M_{Cu})_{шт} - (M_{Cu})_{шл} = 3,0 - 1,8 - 0,273 = 0,927 \text{ кг},$$

$$\text{Цинка: } (M_{Zn})_{чер} = (M_{Zn})_{агл} - (M_{Zn})_{шт} - (M_{Zn})_{пыль} - (M_{Zn})_{шл} = 7,0 - 0,26 - 0,35 - 0,63 = 0,09 \text{ кг}$$

$$\text{Прочих: } (M_{пр})_{чер} = (M_{пр})_{агл} - (M_{пр})_{шт} - (M_{пр})_{пыль} - (M_{пр})_{шл} = 4,25 - 0,201 - 0,247 - 0,33 = 3,472 \text{ кг}.$$

Масса черного свинца составит:  $36,938 + 0,927 + 0,09 + 3,472 = 41,427 \text{ кг}.$

Распределение свинца по продуктам плавки приведено в табл. 3.6.

Таблица 3.6 - Распределение свинца по продуктам плавки

Продукты плавки	Количество	
	кг	%
Черновой свинец	36,938	92,3
Штейн	1,722	4,3
Пыль	0,52	1,3
Шлак	0,82	2,1
Итого	40	100

Таким образом, прямое извлечение свинца в черновой металл равно 92,3 %.

### 5. Расчет горения кокса и количества отходящих газов

Кокс в процессе плавки выполняет роль топлива и восстановителя. При взаимодействии углерода кокса с кислородом образуется оксид и диоксид углерода. Оксид углерода ( $CO$ ) является основным восстановителем в процессе плавки свинцового агломерата. В задании предусмотрен 10 %-ый расход кокса. Состав кокса представлен в табл. 3.7.

Таблица 3.7 - Химический состав кокса

Компоненты	$C$	$H$	$S$	$O$	$N$	Зола	Всего
Содержание, %	86,5	0,4	0,5	1,4	1,2	10	100
Количество, кг	8,65	0,04	0,05	0,14	0,12	1	10

Определяем теоретическое количество воздуха, необходимое для горения кокса.

Принимаем в расчетах следующее распределение углерода: 40 % углерода кокса взаимодействует с кислородом по реакции (3.24), а 60 % углерода - по реакции (3.25).

По реакции (3.24) сгорает углерода:  $8,65 \times 0,4 = 3,46 \text{ кг}$ .

Для этого необходимо затратить кислорода:  $\frac{3,46 \times 32}{12} = 9,23 \text{ кг}$ .

В результате образуется диоксида углерода  $CO_2$ :  $3,46 + 9,23 = 12,69 \text{ кг}$ .

По реакции (3.25) окисляется углерода:  $8,65 \times 0,6 = 5,19 \text{ кг}$ .

Для этого потребуется кислорода:  $\frac{5,19 \times 16}{12} = 6,92 \text{ кг}$ ,

и получится оксида углерода  $CO$ :  $5,19 + 6,92 = 12,11 \text{ кг}$ .

Для сжигания водорода кокса по реакции  $H_2 + 0,5O_2 = H_2O$  потребуется кислорода:  $0,04 \cdot 16/2 = 0,32 \text{ кг}$ , и образуется паров воды ( $H_2O$ ) в количестве:  $0,04 + 0,32 = 0,36 \text{ кг}$ .

Для сжигания серы кокса по реакции  $S + O_2 = SO_2$  потребуется кислорода:  $\frac{0,05 \times 32}{32} = 0,05 \text{ кг}$ .

При этом образуется диоксида серы  $SO_2$  в количестве:  $0,05 + 0,05 = 0,1 \text{ кг}$ .

Учитывая, что в коксе содержится 0,14 кг активного кислорода, теоретический расход кислорода на сжигания 10 кг кокса составит:

$$9,23 + 6,92 + 0,32 + 0,05 - 0,14 = 16,38 \text{ кг}$$

Тогда воздуха для сжигания кокса потребуется (содержание кислорода в воздухе 23 % мас.):

$$\frac{16,38}{0,23} = 71,22 \text{ кг} .$$

На практике используют 5%-й избыток воздушного дутья, получаем практический расход воздуха, равный:  $71,22 \times 1,05 = 74,78 \text{ кг} .$

В этом количестве воздуха содержится, кг:

$$\text{Кислорода} - 74,78 \times 0,23 = 17,2 \text{ кг} ;$$

$$\text{Азота} - 74,78 \times 0,77 = 57,58 \text{ кг} .$$

Определяем количество кислорода переходящее в газовую фазу, кг:

$$17,2 - 16,38 = 0,82 \text{ кг} .$$

Из кокса в газовую фазу перейдет азота 0,12 кг. Общее количество азота в отходящих газах составит:  $57,58 + 0,12 = 57,7 \text{ кг} .$

Состав отходящей газовой фазы формируется не только за счет сжигания кокса, но и за счет восстановительных процессов, протекающих с компонентами агломерата и за счет десульфуризации. Десульфуризация при плавке составляет 20 %. В результате десульфуризации в газовую фазу перейдет серы:  $2,0 \times 0,2 = 0,4 \text{ кг} .$

Десульфуризация свинцового агломерата в условиях восстановительной плавки может обеспечиваться за счет протекания реакций



На протекание этих реакций не требуется затрат кислорода.

Рассчитываем количество серы, удаляемой в газовую фазу из агломерата за счет реакций (3.26, 3.27). Принимаем в расчетах следующий вклад реакций в удаление серы в газовую фазу: 50 % – за счет реакции (3.26) и 50 % - за счет реакции (3.27).

Определяем количество серы, выделяющейся по уравнению (3.26), кг:

$$0,4 \times 0,5 = 0,2 \text{ кг} .$$

Для выделения такого количества серы потребуется, кг:

$$\text{сульфида свинца: } \frac{0,2 \times 239,2}{32} = 1,495 \text{ кг} ;$$

$$\text{оксида свинца: } \frac{0,2 \times 2 \times 239,2}{32} = 2,79 \text{ кг} .$$

При этом в газовую фазу перейдет следующее количество  $SO_2$ , кг:

$$\frac{0,2 \times 64}{32} = 0,4 \text{ кг} .$$

Количество серы, переходящее в газовую фазу по уравнению (3.27) составит, кг:  $0,4 \times 0,5 = 0,2 \text{ кг} .$

Для протекания реакции (3.27) потребуется, кг:

$$\text{сульфида свинца: } \frac{0,2 \times 239,2}{64} = 0,75 \text{ кг} ;$$

сульфата свинца:  $\frac{0,2 \times 303,2}{64} = 0,95 \text{ кг}$ .

При этом в газовую фазу выделится  $SO_2$  в количестве, кг:  $\frac{0,2 \times 64}{32} = 0,4 \text{ кг}$ .

Тогда общее количество  $SO_2$  в газовой фазе, с учетом образующегося при сгорании серы кокса, составит, кг:  $0,4 + 0,4 + 0,1 = 0,9 \text{ кг}$ .

После протекания реакции (3.27) в агломерате остается сульфат свинца в количестве:  $2,93 - 0,95 = 1,98 \text{ кг}$ . В условиях восстановительной атмосферы шахтной печи он будет взаимодействовать с оксидом углерода по реакции:



Для восстановления сульфата свинца по реакции (3.28) потребуется  $CO$  в количестве, кг:  $\frac{1,98 \times 4 \times 28}{303,2} = 0,73 \text{ кг}$ .

При этом образуется  $CO_2$  в количестве, кг:  $\frac{1,98 \times 4 \times 44}{303,2} = 1,15 \text{ кг}$  и сульфида свинца в количестве, кг:  $\frac{1,98 \times 239,2}{303,2} = 1,56 \text{ кг}$ .

Находим массу сульфида свинца, которая останется после протекания реакций (3.25), (3.26), (3.27), (3.28), кг:

$$M_{PbS} = (M_{PbS})_{\text{агл}} - (M_{PbS})_{(3/26)} - (M_{PbS})_{(3/27)} + (M_{PbS})_{(3,28)} = 2,3 - 1,495 - 0,75 + 1,615 = 1,615 \text{ кг}$$

В нашем примере сульфида свинца в продуктах плавки нет. Поэтому можно ожидать протекание реакции:



Для этого потребуется следующее количество железа, кг:

$$\frac{1,615 \times 55,8}{239,2} = 0,377 \text{ кг}.$$

Всего потребуется металлического железа для протекания реакции (3.29) и для образования штейна, кг:  $0,377 + 0,048 = 0,425 \text{ кг}$ .

Металлическое железо образуется по реакции



На образование 0,425 кг металлического железа потребуется оксида углерода:

$$0,425 \times \frac{28}{55,8} = 0,213 \text{ кг}.$$

В ходе реакции в газовую фазу выделится диоксида углерода:

$$0,425 \times \frac{44}{55,8} = 0,335 \text{ кг}.$$

По реакции (3.5) восстановится оксида свинца в количестве, кг:

$$M_{PbO} = (M_{PbO})_{\text{агл}} - (M_{PbO})_{\text{пыль}} - (M_{PbO})_{\text{шлак}} - (M_{PbO})_{(3,26)} = 6,46 - 0,56 - 0,177 - 2,79 = 2,933 \text{ кг}.$$

При этом будет затрачено оксида углерода:

$$2,933 \times \frac{28}{223,2} = 0,368 \text{ кг} \text{ и будет получено диоксида углерода:}$$

$$2,933 \times \frac{44}{223,2} = 0,578 \text{ кг} .$$

По реакции (3.6) восстановится 11,08 кг феррита свинца. При этом потребуется оксида углерода:  $11,08 \times \frac{56}{382,8} = 1,62 \text{ кг}$  и будет получено при этом

$$\text{диоксида углерода: } 11,08 \times \frac{88}{382,8} = 2,55 \text{ кг} .$$

По реакции (3.7) для восстановления 32,81 кг силиката свинца потребуется оксида углерода:  $32,81 \times \frac{28}{283,3} = 3,24 \text{ кг}$  ,

$$\text{при этом получено диоксида углерода: } 32,81 \times \frac{44}{283,3} = 5,09 \text{ кг} .$$

Для восстановления 16,03 кг оксида железа (III) по реакции:



$$\text{потребуется оксида углерода: } 16,03 \times \frac{28}{159,6} = 2,81 \text{ кг} ,$$

$$\text{при этом будет получено диоксида углерода: } 16,03 \times \frac{44}{159,6} = 4,42 \text{ кг} .$$

До металлического состояния восстанавливается 0,927 кг меди и 0,09 кг цинка:



На восстановление меди по реакции (3.32) потребуется оксида углерода в количестве:

$$0,927 \times \frac{28}{127} = 0,2 \text{ кг} , \text{ при этом образуется диоксида углерода в количестве:}$$

$$0,927 \times \frac{44}{127} = 0,32 \text{ кг} .$$

На восстановление цинка по реакции (3.33) оксида углерода потребуется:  $0,09 \times \frac{28}{65,4} = 0,04 \text{ кг}$  , при этом образуется  $CO_2$ :

$$0,09 \times \frac{44}{65,4} = 0,06 \text{ кг} .$$

Количество  $CO$  в отходящих газах находим как разницу между  $CO$ , образующимся при сгорании кокса, и  $CO$ , затраченным на реакции восстановления металлов, кг:

$$12,11 - 0,73 - 0,213 - 0,368 - 1,62 - 3,24 - 2,81 - 0,2 - 0,04 = 2,889 \text{ кг} .$$

Количество  $CO_2$  в газовой фазе определяем как сумму диоксида углерода, образуемого при сгорании кокса, и реакций восстановления металлов, кг:

$$12,69 + 1,15 + 0,335 + 0,578 + 2,55 + 5,09 + 4,42 + 0,32 + 0,06 = 27,193 \text{ кг} .$$

Состав отходящих газов приведен в табл.3.8.

Таблица 3.8 - Количественный и качественный состав отходящих газов

Компоненты газа	Содержание компонентов		
	кг	м <sup>3</sup>	% (объем)
CO	2,889	2,31	3,6
CO <sub>2</sub>	27,193	13,84	21,0
N <sub>2</sub>	57,7	46,16	72,6
SO <sub>2</sub>	0,9	0,27	0,4
H <sub>2</sub> O	0,36	0,45	0,7
O <sub>2</sub>	0,82	09,57	0,9
Итого	89,86	63,6	100

Для перевода массы газа в объем используем закон Авогадро, по которому 1 г/моль любого газа при нормальных условиях ( $P = 0,1$  МПа и  $T = 298$  К) занимает объем 22,4 л (дм<sup>3</sup>) или 1 кг/моль – 22,4 м<sup>3</sup>. Тогда объем, например, CO находим по пропорции (молекулярная масса CO равна 28 ед.):

$$28 \text{ кг CO} - 22,4 \text{ м}^3,$$

$$2,889 \text{ кг CO} - x \text{ м}^3,$$

$$x = 2,889 \times \frac{22,4}{28} = 2,31 \text{ м}^3.$$

Аналогично определяем объемы других компонентов газа.

Рассчитываем количество кислорода, углерода, серы и водорода в отходящих газах, кг:

$$\text{в составе CO кислорода: } 2,889 \times \frac{16}{28} = 1,651 \text{ кг},$$

$$\text{углерода: } 2,889 - 1,651 = 1,238 \text{ кг};$$

$$\text{в составе CO}_2 \text{ кислорода: } 27,193 \times \frac{32}{44} = 19,777 \text{ кг},$$

$$\text{углерода: } 27,193 - 19,777 = 7,416 \text{ кг};$$

$$\text{в составе SO}_2 \text{ кислорода: } 0,9 \times \frac{32}{64} = 0,45 \text{ кг},$$

$$\text{серы: } 0,9 - 0,45 = 0,45 \text{ кг};$$

$$\text{в составе H}_2\text{O кислорода: } 0,36 \times \frac{16}{18} = 0,32 \text{ кг},$$

$$\text{водорода: } 0,36 - 0,32 = 0,04 \text{ кг}.$$

Всего в отходящих газах содержится кислорода:

$$1,651 + 19,777 + 0,45 + 0,32 + 0,82 = 23,02 \text{ кг}.$$

$$\text{Углерода в отходящих газах присутствует: } 1,238 + 7,416 = 8,65 \text{ кг}.$$

**Ответ.** Полный материальный баланс процесса восстановительной шахтной плавки свинцового агломерата приведен в табл. 3.9

Таблица 3.9 - Материальный баланс процесса восстановительной плавки свинцового агломерата

Материалы и продукты	Содержание компонентов, кг													
	Всего	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Cu</i>	<i>Fe</i>	<i>SiO<sub>2</sub></i>	<i>CaO</i>	<i>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>	<i>O</i>	<i>N</i>	<i>S</i>	<i>C</i>	<i>H</i>	Прочие
Поступило														
<i>Pb</i> агломерат -	100	40	7	3	15	10,1	4,5	3	11,15		2			4,25
Кокс	10				0,09	0,48	0,03	0,37	0,17	0,12	0,05	8,65	0,04	
Воздух	74,78								17,2	57,58				
Итого	184,8	40	7	3	15,09	10,58	4,53	3,37	28,5	57,7	2,05	8,65	0,04	4,25
Получен														
<i>Pb</i> черновой -	41,427	36,938	0,09	0,927										3,472
Штейн	6,7	1,722	0,26	1,8	1,377						1,34			0,201
Шлак	45,572	0,82	6,3	0,273	13,71	10,58	4,53	3,37	5,399		0,26			0,33
Пыль	1,243	0,52	0,35						0,126					0,247
Газы	89,86								23,02	57,7	0,45	8,65	0,04	
Итого	184,8	40	7	3	15,09	10,58	4,53	3,37	28,5	57,7	2,05	8,65	0,04	4,25



### **Задания 1** для самостоятельной работы

1. Рассчитать количество и состав шлака, получаемого при плавке 100 т свинцового агломерата состава, %: 45 *Pb*; 5,5 *Zn*; 2,5 *Cu*; 13 *Fe*; 9,5 *SiO*<sub>2</sub>; 5 *CaO*; 2 *S*. В процессе плавки получают штейн состава, %: 16 *Pb*; 4 *Zn*; 27 *Cu*; 29 *Fe*; 25 *S*. Выход штейна 8 % от массы агломерата. Расход кокса на плавку 10 %, содержание золы в коксе 12 %. Состав золы, %: 50 *SiO*<sub>2</sub>; 25 *CaO*; 25 *Fe*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>.

2. Рассчитать извлечение свинца в черновой металл при шахтной восстановительной плавке свинцового агломерата следующего состава, %: 10 *PbO*; 50 *PbO*·*SiO*<sub>2</sub>; 8 *PbO*·*Fe*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>; 4 *PbSO*<sub>4</sub>; 2 *PbS*; 13 *ZnO*; 2 *ZnS*; 2 *Cu*<sub>2</sub>*O*; 1 *Cu*<sub>2</sub>*S*; прочие. Принять для расчетов, что свинец из оксида восстанавливается на 100 %, из силиката и феррита – на 96 %. Определить теоретический расход кокса на восстановительные процессы. Кокс содержит 86 % *C*.

3. Определить количество и состав отходящих газов при плавке свинцового агломерата в шахтной печи. Состав агломерат, %: 42,0 *Pb*; 7,5 *Zn*; 1,5 *Cu*; 16,5 *Fe*; 8,0 *SiO*<sub>2</sub>; 4,5 *CaO*; 1,5 *S*; 2,2 *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>; 16,3 прочие. Расход кокса составляет 12 % от массы агломерата. В коксе содержится 90 % *C* и 10 % зола. При плавке используется воздушное дутье. Избыток дутья составляет 10 %.

4. Рассчитать степень десульфуризации при восстановительной плавке свинцового агломерата, которая обеспечила бы получение штейна, следующего состава, %: 30 *Cu*; 20 *S*, прочие до 100 %. Извлечение меди в штейн при плавке 80 %. Остальная медь переходит в шлак и черновой свинец. Состав шихты, поступающей на агломерирующий обжиг, %: 40,0 *Pb*; 7,5 *Zn*; 3,0 *Cu*; 15,5 *Fe*; 10,0 *SiO*<sub>2</sub>; 5,5 *CaO*; 8,0 *S*; 10,5 – прочие. Степень десульфуризации при обжиге составляет 70 %.

5. Определить количество агломерата и теоретический расход кокса для получения 100 т рафинированного свинца. Состав агломерата, %: 40 *Pb*; 8,0 *Zn*; 2,8 *Cu*; 16,0 *Fe*; 10,0 *SiO*<sub>2</sub>; 8,5 *CaO*; 2,0 *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>; 2,0 *S*; 10,7 – прочие. Извлечение свинца из агломерата в черновой металл – 92 %; извлечение свинца из чернового металла в рафинированный – 96,5 %. Кокс содержит 80 % *C*. Пылевывнос в расчетах не учитывать.

### **Задания 2** для самостоятельной работы

Рассчитать рациональный состав свинцового агломерата и материальный баланс процесса шахтной восстановительной плавки свинцового агломерата.

Химический состав агломерата принять по табл. 3.10, согласно номеру своего варианта. Минералогический анализ агломерата показал, что отношение сульфидной серы к сульфатной равно 4:1. Сульфидная сера связана в агломерате с цинком (25 %), с железом (25 %), со свинцом (25 %) и медью (25 %). Сульфатная сера (50 %) связана с кальцием, со свинцом (25 %) и цинком (25 %). Медь в агломерате присутствует в виде халькозина (*Cu*<sub>2</sub>*S*) и оксида (*Cu*<sub>2</sub>*O*). Железо на 25 % представлено в агломерате ферритом свинца, на 25 % - оксидом железа (III) и на 50 % – магнетитом. Свинец на 50 % от общего его содержания представлен в агломерате силикатом, а остальной, не связанный в сульфидную, сульфатную, силикатную и ферритную формы, находится в

агломерате в виде свободного оксида свинца. Цинк, не связанный в сульфид и сульфат, присутствует в виде свободного оксида. Остальные металлы находятся в агломерате в виде свободных оксидов.

При плавке медь, в зависимости от содержания ее в агломерате, либо на 85 % извлекают в черновой свинец, либо на 80 % переводят в штейн (штейн содержит серы 21 %, остальные компоненты определяют по расчету).

Извлечение цинка из агломерата в шлак составляет 85 %, в пыль – 6 %, остальной цинк распределяется между штейном и черновым свинцом.

Извлечение свинца в пыль равно 1,5 %. В шлаке содержится 1,2 % свинца и 0,5 % меди. В шлаке свинец представлен оксидом свинца на 40 %, а металлом на 60 %. Медь в шлаке присутствует в виде сульфида. Степень десульфуризации при плавке составляет 22 %.

Расход кокса на плавку составляет 12 % от массы агломерата, в коксе содержится 10 % золы. В состав золы кокса входят, %: 50  $SiO_2$ ; 25  $CaO$ ; 10  $Al_2O_3$ ; 15  $Fe_2O_3$ .

Таблица 3.10 - Химический состав свинцового агломерата

Номер варианта	Содержание компонентов, %								
	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Cu</i>	<i>Fe</i>	<i>S</i>	$SiO_2$	$CaO$	$Al_2O_3$	Прочие
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	40	8	2,5	16	2	8,5	4	2	17
2	38	6	2	15	1,8	9	6,5	2,5	19,2
3	40	7,5	1,8	14	1,6	9,5	5	3	17,6
4	42	7	2,3	15,5	1,6	10	4,5	2,4	14,7
5	39	8,5	2,2	16,5	2,1	8	4,5	3,1	16,1
6	38,5	7,8	2,5	14,5	1,8	9,2	4,4	2,6	18,7
7	38,4	7	2,8	15,6	2	10,6	6,5	2,3	14,8
8	43	7,5	2,7	15,7	1,6	10	4,6	2,8	12,1
9	40,3	8,2	2,9	16,2	1,9	9,6	5,1	3,6	12,2
10	39,7	6,9	2,9	16,1	2,1	10,2	5	2,7	14,4
11	38,9	7,9	2,4	15,9	1,6	9,8	4,8	2,9	15,8
12	40,7	8,2	3,2	16,3	1,9	9,9	5,2	1,2	13,4
13	39,5	7,8	2,6	15,4	1,8	9,8	5,5	3,4	14,2
14	41,8	6,8	3	16,4	1,7	9,7	4,8	2,2	13,6
15	41,4	7,4	2,7	15,7	2,2	9,4	4,9	2,8	13,5
16	40,8	7,7	3,4	16,2	1,7	10,2	5,4	2,3	13,3
17	39,9	7,9	1,6	16,9	1,8	9,8	5,2	2,8	14,1
18	41,2	7,3	2,3	15,2	1,6	10,3	4,8	3,1	14,2
19	38,9	7,8	3,2	16,5	1,5	9,4	5,2	2,7	15,2
20	40,4	7,6	2,3	15,7	1,9	9,2	4,8	2,4	13,7
21	38,8	7,7	2,2	16,3	2,2	9,5	5,1	2,9	15,3
22	48	6,0	2	15	1,8	9	6,5	2,5	19,2
23	40	7,5	1,8	14	1,6	9,5	5	3	17,6
24	42	7	1,3	16,5	1,6	10	4,5	2,4	14,7
25	38,5	7,8	1,5	15,5	1,8	9,2	4,4	2,6	18,7

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 4.**  
**РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПРОЦЕССА РАФИНИРОВАНИЯ**  
**ЧЕРНОВОГО СВИНЦА**

***Краткие теоретические сведения***

Черновой свинец, получаемый при плавке свинцовых концентратов, всегда содержит примеси: медь, сурьму, мышьяк, олово, висмут благородные металлы и другие элементы. Общее содержание примесей достигает 2–10 %. Необходимость очистки (рафинирования) черного свинца обусловлена, во-первых, тем, что примеси, несмотря на малое содержание их в сплаве, сильно изменяют физические и химические свойства свинца, делая его непригодным для использования в промышленности. Во-вторых, многие примеси в черновом свинце представляют большую ценность для народного хозяйства и должны быть при рафинировании извлечены в отдельный продукт. Иногда общая стоимость примесей в черновом свинце превышает стоимость самого свинца. Состав черного свинца различных заводов приведен в табл. 4.1 [15, с. 109]. Конечная степень очистки от основных примесей регламентируется ГОСТ 3778–77 (табл. 4.2.) [15, с. 110].

Таблица 4.1 - Состав черного свинца различных заводов, %

Завод (страна)	Pb	Cu	As	Sb	Bi	Ag*	Au*
Чимкентский (Казахстан)	92 – 94	1,8 – 2,2	0,4 – 0,6	0,3 -0,5	0,15 - 0,2	1000 – 1500	-
Усть - Каменогорский (Казахстан)	90 – 91	2 – 5	1 -2,2	1 -1,5	0,05-0,07	1200 – 1500	-
Электроцинк (Россия)	93 – 97	0,8 – 1,3	0,3 – 0,7	0,8 – 1,2	0,1 – 0,2	1000 – 2000	5,0
Порт - Пири (Австралия)	97 – 98	0,8 – 1,2	0,15 – 0,2	0,3 – 0,6	0,003	1500	1,2
Трейл (Канада)	96 – 98	-	0,2 – 0,5	0,6 – 0,7	0,12	1200	-
Бункер - Хилл (США)	94 – 96	1,8	0,5 -1	1,5 -2	0,02	5000	3
Сан - Гавино (Италия)	95 -97	1,5 – 2	0,1 – 0,3	1 -1,5	0,07	800	-
Пловдив (Болгария)	95 - 97	1 - 3	0,1 – 0,3	0,2 – 0,4	0,03-0,04	800 - 1300	-

\*-В граммах на тонну

Таблица 4.2 - Состав рафинированного свинца по ГОСТ 3778–77

Марка	Pb, не менее %	Примеси, % не более								
		Ag	Cu	Zn	Bi	As	Sb	Sn	Fe	Mg, Na, Ca в сумме
C0	99,992	0,0003	0,0005	0,001	0,004	0,0005	0,0005	0,0005	0,001	0,002
C1C	99,990	0,001	0,001	0,001	0,005	0,001	0,001	0,001	0,001	0,002
C1	99,985	0,001	0,001	0,001	0,006	0,001	0,001	0,001	0,001	0,003
C2C	99,970	0,002	0,002	0,002	0,02	0,002	0,001	0,001	0,001	0,003
C2	99,950	0,0015	0,001	0,001	0,03	0,002	0,005	0,002	0,002	0,015
C3	99,900	0,0015	0,002	0,005	0,06	0,005	0,005	0,002	0,005	0,04
C3C	99,500	0,01	0,090	0,070	0,15	0,050	0,20	0,10	0,10	-

На свинцовых заводах получают свинец марок C0, C1, C2 и C3, широко применяемых в различных отраслях промышленности. Необходимое количество особо чистого свинца (марки C00, C000, C0000, ГОСТ 3778–74) для

нужд радиоэлектронной техники и для использования в новых областях науки и техники получают по специальной технологии.

Рафинирование черного свинца от примесей проводят одним из двух методов: пирометаллургическим или электролитическим (в водных растворах).

Электролитическое рафинирование экономически выгодно проводить при небольшом содержании примесей в черновом металле, в основном от благородных металлов и висмута на небольших по мощности заводах. Из-за малой интенсивности процесса, сложной схемы переработки электролитного шлама, больших капиталовложений, высокой токсичности электролита, при большом содержании в черновом свинце разнообразных примесей электролитическое рафинирование нецелесообразно.

В настоящее время на всех отечественных и большинстве зарубежных заводах используют пирометаллургический метод рафинирования. При огневом (пирометаллургическом) способе очистки черного металла используют различия физических и химических свойств свинца и элементов-примесей: растворимость, температура плавления или кипения, окислительную способность или сродство к сере, а также возможность образования соединений, нерастворимых в свинце [1; 14, с. 97–127; 15, с. 107–160; 28; 30].

При пирометаллургическом рафинировании из черного свинца последовательно удаляют следующие металлы:

- медь ликвацией и с помощью обработки расплава элементарной серой;
- теллур с помощью металлического натрия в присутствии едкого натра;
- мышьяк, сурьму и олово в результате окислительных операций;
- серебро и золото с помощью металлического цинка;
- цинк окислением в свинцовой ванне или в щелочном расплаве, вакуумированием и другими способами;
- висмут удаляют металлическим кальцием, магнием, сурьмой, при этом происходит загрязнение свинца этими металлами;
- качественном рафинировании от кальция, магния и сурьмы.

На каждой стадии рафинирования образуются съемы (промежуточные продукты), в которые переходят примеси и часть свинца. Их подвергают самостоятельной переработке.

Существенным недостатком применяемой в последнее время на отечественных заводах пирометаллургической технологии рафинирования черного свинца, является использование периодических процессов. При периодических процессах режим работы рафинировочного оборудования (котлов) чрезвычайно тяжелый. Температура свинца в котлах за кратковременный период изменяется от 330 до 550 °С. Частые теплосъемы, термические удары, воздействия на внутренние стенки котла агрессивных компонентов приводят к тому, что срок службы этого агрегата редко превышает два года.

Технологическая схема рафинирования свинца пирометаллургическим методом приведена на рис. 4.1.

**Рафинирование свинца от меди.** Процесс обезмеживания черного свинца – начальная операция в процессах как пирометаллургического, так и электролитического рафинирования. Многостадийный процесс рафинирования свинца начинается с обезмеживания, так как медь является основной примесью (содержание ее в черновом свинце достигает 2–3 %), выход промпродуктов с ней наиболее значителен, при этом уходит в оборот основная масса свинца; обезмеживание свинца с переводом меди в промпродукт в некоторой степени затрагивает извлечение в них других металлов; освобождение от меди на начальной стадии процесса позволяет получать на последующих этапах более или менее чистые по меди промпродукты других металлов.

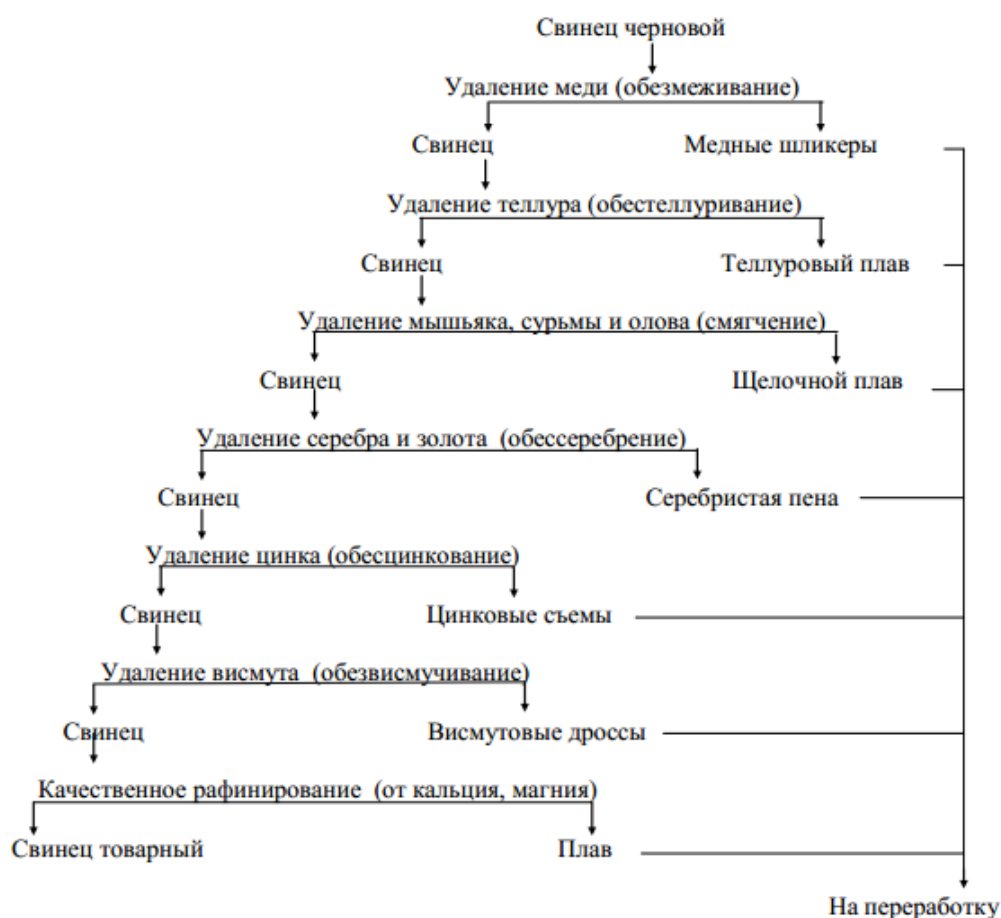


Рис. 4.1. Технологическая схема огневого рафинирования черного свинца

Процесс очистки черного свинца от меди осуществляют в две стадии: грубое и тонкое обезмеживание.

Грубое (предварительное) обезмеживание основано на малой растворимости меди в свинце, уменьшающейся с понижением температуры расплава.

Уменьшение растворимости меди в свинце при снижении температуры расплава обуславливает выделение кристаллов меди, количество которых увеличивается по мере снижения температуры. Кристаллы меди и ее соединений с другими примесями имеют плотность, меньшую, чем основной расплав, всплывают на поверхность, образуя так называемые медные шликеры. Шликеры удаляют с поверхности дырчатым железным ковшом (шумовкой).

Так как расплавленный свинец хорошо смачивает выделившиеся кристаллы меди, то в съемах (шликерах) содержится много свинца и тем больше, чем ниже температура расплава. Чтобы уменьшить унос свинца со шликерами, грубое рафинирование ведут в два приема.

Сначала черновой свинец, выпущенный из печи с температурой около 1000°C, охлаждают до 550–600°C и снимают «сухие» шликеры (10–30 % *Cu* и 50–70 % *Pb*). Эти съемы отправляют на отдельную переработку. Затем температуру расплава снижают до 335–345 °C и снимают «жирные» шликеры (3 - 5 % *Cu* и 80–90 % *Pb*), которые отправляют в голову процесса обезмеживания для выделения из них запутавшегося свинца и перевода меди в сухие шликеры. Остаточного содержания меди в черновом свинце после грубого обезмеживания – 0,1–0,2 %.

Грубое обезмеживание может осуществляться в периодическом и непрерывном режиме.

Обезмеживание свинца в периодическом режиме проводят в стальных котлах емкостью 150 - 400 т. Они отапливаются индивидуально. В качестве топлива используют газ, мазут; применяют также котлы с электрообогревом. Перемешивание свинца осуществляется мощной механической мешалкой.

Непрерывное обезмеживание черного свинца основано на совмещении в одном агрегате процессов ликвации и сульфидирования меди с переводом ее в богатый по меди штейн без получения твердых шликеров.

Процесс осуществляют в отражательной или электрической печи с глубокой ванной (1,7 - 1,9 м). Вследствие того, что расплав нагревают с поверхности, при такой глубокой ванне существует большой градиент температур: 1100–1300°C на поверхности и 500–600°C на подине. Столь высокий градиент температур определяет выделение из донного слоя свинца медных шликеров, которые за счет ликвации всплывают на поверхность расплава.

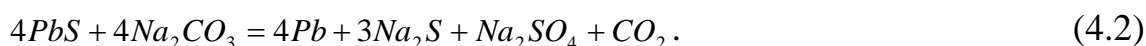
На поверхности расплава происходит сульфидирование меди с помощью богатого свинцового концентрата по реакции:



Непрерывное обезмеживание черного свинца сопровождается получением медного штейна, основными составляющими которого являются сульфиды меди, свинца и натрия, сумма содержания которых составляет 85 - 90 %. В небольших количествах штейн также содержит сульфиды железа и цинка, присутствующие в концентрате.

Процесс непрерывного рафинирования свинца был усовершенствован введением в шихту соды ( $Na_2CO_3$ ), расход которой составляет 1–2 % от массы свинца.

Одним из следствий введения в шихту процесса непрерывного обезмеживания соды и твердого углерода является перевод в металлическую фазу свинца из штейна и получение сульфида натрия  $Na_2S$  необходимого для образования штейна:



Образующийся сульфид натрия способствует переходу меди в штейн по реакции



Сульфид натрия также положительно сказывается на свойствах получаемого штейна по двум причинам. Во первых, добавка  $Na_2S$  заметно (до 500–600°C) снижает температуру плавления полиметаллических штейнов, во вторых, снижает растворимость в нем свинца.

Еще один положительный эффект от введения соды в шихту непрерывного обезмеживания в том, что она способствует образованию шлака из шлаковых включений черного свинца и пустой породы свинцового концентрата. Образование шлака полезно для процесса, так как, с одной стороны, он очищает свинец от посторонних примесей, с другой, предохраняет его от окисления воздухом.

Непрерывное обезмеживание характеризуется более высокой производительностью оборудования и меньшими потерями свинца по сравнению с периодической технологией. Но данная технология позволяет лишь частично удалить медь. Остаточное содержание меди в черновом свинце 0,2 - 0,5 %, такой свинец не пригоден для использования в промышленности, поэтому требуется тонкое обезмеживание.

Тонкое обезмеживание черного свинца основано на введении в расплав веществ, образующих с примесями тугоплавкие соединения, нерастворяющиеся в свинце. Такими веществами могут быть элементарная сера, хлористый алюминий, едкий натр в присутствии сульфидов.

В настоящее время во всем мире наибольшее распространение получил способ глубокой очистки свинца от меди с помощью элементарной серы из-за простоты его осуществления, высокой скорости процесса и небольшого расхода реагентов. Способ позволяет получить свинец с остаточным содержанием меди 0,005 - 0,0005 %.

Тонкое обезмеживание на всех заводах пока проводят только периодически в рафинировочных котлах при температуре 335–345°C. В расплав с помощью мешалки вводят элементарную серу, расход которой не превышает 1 - 1,2 кг/т свинца. Процесс может протекать по следующим реакциям:



Для уменьшения выгорания серы, увеличения скорости и степени очистки свинца от меди серу вводят небольшими порциями в воронку, образуемую мешалкой. Сульфидные шликеры снимают с поверхности свинца после каждой загрузки серы шумовкой [1; 15, с. 111–122].

Для лучшего отделения сульфидных съёмов от свинца после вливания серы в котел подают древесные опилки или коксовую мелочь, которые способствуют получению более сухих шликеров. Сульфидные съёмы содержат 1 - 5 %  $Cu$  и 3 - 4 %  $S$ , остальное – свинец. Выход сульфидных шликеров

составляет 2–5 % от массы свинца, их возвращают в оборот на грубое обезмеживание.

**Рафинирование свинца от теллура.** В процессе переработки свинцового сырья теллур на 60–70 % переходит в черновой свинец. Содержание его в рафинируемом металле равно 0,005–0,01 %.

Технология извлечения теллура из чернового свинца основана на способности теллура образовывать с металлическим натрием устойчивое и практически не растворимое в свинце соединение - теллурид натрия  $Na_2Te$ , обладающее высокой температурой плавления (953°C), а также меньшей, чем у свинца, плотностью, что обеспечивает хорошее разделение теллурида натрия и свинца в результате ликвации  $Na_2Te$  к поверхности ванны.

$Na_2Te$  хорошо растворяется в расплавленной щелочи -  $NaOH$ . Чтобы собрать и сконцентрировать образовавшийся теллурид натрия, на поверхности свинца создают слой расплава щелочи.

С целью снижения потерь металлического натрия от возгорания в атмосфере воздуха, а также для улучшения контакта с рафинируемым металлом, натрий целесообразно вводить в ванну в виде заранее приготовленного свинцово-натриевого сплава, содержащего не более 3 %  $Na$ .

На практике процесс осуществляют следующим образом. В рафинировочный котел, после съема сульфидных шликеров, вводят свинцово - натриевый сплав. Натрий активно взаимодействует с теллуrom, образуя интерметаллическое соединение  $Na_2Te$ , которое всплывает на поверхность жидкого свинца. На поверхности свинца наводят слой расплава  $NaOH$ , играющего роль коллектора теллуросодержащих съемов. Процесс, проводимый при температуре 400–450°C, протекает с очень высокой скоростью. Фактически при перемешивании и отстаивании расплава весь теллур извлекается за 5 - 10 мин. [1; 15, с. 122–123].

Оптимальный расход натрия, обеспечивающий извлечение теллура свыше 90 % за 5 - 10 минут перемешивания, составляет 1 кг на 1 кг  $Te$ , расход щелочи - 0,06 % от массы рафинируемого свинца.

Полученные в промышленных условиях съемы содержат 10–30 %  $Te$  и 0,5–1,0 %  $Se$ , а также  $NaOH$  и механически увлеченный свинец.

**Рафинирование свинца от мышьяка, сурьмы и олова.** Операция рафинирования свинца от мышьяка, сурьмы и олова проводится перед операцией обессеребрения, так как их наличие затрудняет процесс выделения благородных металлов.

Способы рафинирования от этих металлов основаны на том, что эти примеси обладают большим сродством к кислороду, чем свинец.

В промышленности применяют два способа рафинирования: окислительный и щелочной. Оба могут быть осуществлены в периодическом и непрерывном режиме.

Окислительное рафинирование осуществляют путем подачи воздуха к поверхности свинцовой ванны или продувки ее воздухом при температуре 750–800°C. В связи с большим значением активности свинца по сравнению со



значением активностей примесей, как с термодинамических, так и кинетических позиций (у молекулы кислорода больше вероятность прореагировать с атомом свинца, чем с атомом примеси) в первую очередь кислород реагирует со свинцом по реакции:



И уже глет по мере насыщения расплава должен взаимодействовать с атомами примесей, обладающими большим сродством к кислороду.

Последовательность удаления примесей в ходе окислительного рафинирования, по-видимому, такова: олово, мышьяк, сурьма:



Оксиды сурьмы, мышьяка и олова по отношению к  $PbO$  проявляют кислотный характер и образуют нерастворимые в свинце станнаты ( $aPbO \times bSnO_2$ ), арсениты ( $cPbO \times dAs_2O_3$ ) и антимониты ( $ePbO \times gSb_2O_3$ ) различного состава. Оксидная фаза образует на поверхности свинца шлак.

Окислительное рафинирование обезмеженного свинца осуществляют в отражательных печах в периодическом и непрерывном режимах.

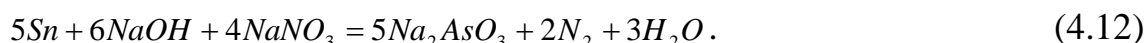
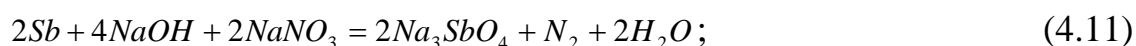
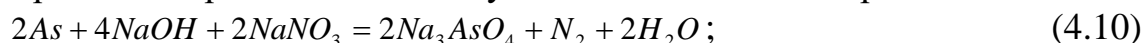
Метод окислительного рафинирования черного свинца от олова, мышьяка и сурьмы характеризуется довольно глубокой очисткой свинца от этих примесей, в качестве реагента используется воздух. Однако и периодическому и непрерывному способам окислительного рафинирования присущи серьезные недостатки: большие потери свинца со шлаком 4 - 8 % (а его извлечение из шлака сопряжено с большими трудностями); потери со шлаком заметного количества серебра и висмута; значительное испарение свинца и потери его с улетучиванием (до 2 %); высокая температура процесса (требует больших затрат на топливо и при негерметизированной печи создает вредные условия в цехе - наблюдается циркуляция и накопление в системе мышьяка); сравнительно небольшой срок службы отражательных печей (около 4 месяцев).

Способ окислительного рафинирования от мышьяка, сурьмы и олова рационально использовать для рафинирования черного свинца с небольшим содержанием этих примесей - тогда процесс идет быстрее и с небольшим количеством съемов и указанные недостатки выявляются в меньшей степени.

Щелочное рафинирование основано на способности оксидов мышьяка, сурьмы и олова образовывать со щелочью нерастворимые в свинце соединения ( $Na_3AsO_4$ ,  $Na_3SbO_4$ ,  $Na_2SnO_3$ ).

Процесс осуществляется при температуре 400–450°C и складывается из следующих основных этапов: окисление примесей в расплавленном свинце (в качестве окислителя на практике используют натриевую селитру ( $NaNO_3$ )); взаимодействие образующихся оксидов мышьяка, сурьмы и олова с расплавом щелочи ( $NaOH$ ), сопровождающееся переводом примесей в щелочной плав; разделение металлической фазы и щелочного плава с последующей их переработкой.

Процесс сопровождается следующими химическими реакциями:



При температуре процесса растворимость арсената натрия в щелочном расплаве достигает 25 % (9 % As). Антимонаты и станнаты натрия при этих условиях не растворимы и присутствуют в щелочном расплаве в виде суспензии.

Накопление примесей увеличивает вязкость щелочного плава, что может ухудшить условия разделения фаз. Максимальное содержание примесей в плаве обеспечивающее достаточную его жидкотекучесть при температуре 400°C составляет по мышьяку и сурьме 21–24 % в сумме, по олову 13 %.

Щелочное рафинирование можно проводить периодическим и непрерывным способами.

Периодическое щелочное рафинирование проводят при помощи специального аппарата (рис. 4.2) устанавливаемого на бортах рафинировочного котла. Основа аппарата – реакционный цилиндр, заполненный расплавом щелочи и хлорида натрия. Селитру добавляют по ходу процесса с помощью шнекового питателя. Количество щелочного расплава в аппарате достигает 3 - 4 т.

Циркуляция свинца через слой щелочи обеспечивается двумя насосами, смонтированными на раме аппарата. Жидкий свинец разбрызгивается в виде капель; при их движении в расплаве происходит эффективное перемешивание и возникает хороший контакт между фазами, что является необходимым условием для окисления примесей. По мере насыщения расплава примесями расход селитры снижают. Операцию прекращают когда, содержание сурьмы в свинце снижается до 0,02 %, мышьяка и олова - не более 0,1%.

Непрерывное щелочное рафинирование позволяет устранить затраты времени на вспомогательные операции, стабилизировать состав продуктов и снизить окисление свинца и переход его в плавы.

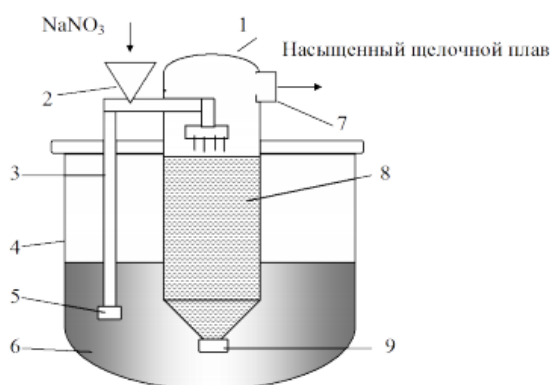


Рис. 4.2. Схема аппарата для периодического процесса щелочного рафинирования свинца от мышьяка, сурьмы и олова:

- 1 – реакционный аппарат; 2 – загрузочное отверстие для подачи натриевой селитры; 3 – нагнетательная труба; 4 – рафинировочный котел; 5 – насос для подачи свинца в реакционный аппарат; 6 – свинец; 7 – желоб для выгрузки щелочного плава;

Аппарат для непрерывного щелочного рафинирования представляет собой котел разделенный перегородкой на две камеры, сообщающиеся между собой через окно. Насосы, установленные в каждой камере, служат для перекачки свинца из нижней части котла в область щелочного расплава (смесь  $NaOH$  и  $NaCl$ ).

В аппарате осуществляется принцип противотока. В первую камеру поступает исходный свинец с высоким содержанием примесей и плав из второй камеры, частично насыщенный примесями и содержащий много окисленного свинца и, возможно, селитры (селитру в первую камеру не загружают). В первой камере происходит лишь частичное рафинирование свинца за счет окисленных форм свинца и предельное насыщение плава примесями при одновременном обеднении его свинцом. Насыщенный примесями плав выпускают из аппарата через сливной порог на грануляцию.

Окончательное рафинирование свинца происходит во второй камере, куда свинец из первой камеры поступает через окно в перегородке. Во вторую камеру подают свежую щелочь и селитру. Плав во второй камере не насыщен примесями.

Очищенный от мышьяка, олова и сурьмы свинец через сборник и сифон направляют на последующую переработку. Технологические условия и расход реагентов при непрерывном щелочном рафинировании аналогичны периодическому процессу.

Щелочное рафинирование, по сравнению с окислительным, имеет ряд преимуществ. К ним относятся высокое прямое извлечение свинца (до 99,5 %); получение примесей в виде соединений, из которых легко выделять селективные промпродукты, содержащие мышьяк, олово, сурьму; низкая температура процесса; более высокое качество получаемого свинца. К недостаткам способа следует отнести большую продолжительность операции, высокую стоимость реагентов и сложность гидromеталлургической схемы переработки плавов [1; 15, с. 123–135].

**Очистка свинца от благородных металлов.** В черновом свинце содержится до 3 кг/т благородных металлов, главным образом серебра. Поэтому операцию очистки свинца от благородных металлов называют обессеребрение. Свинцовые заводы – основные производители серебра.

Наиболее эффективный способ обессеребрения свинца основан на способности золота и серебра образовывать с металлическим цинком прочные интерметаллические соединения с высокой температурой плавления. Цинк при этом в свинце почти не растворяется. Плотность образующихся твердых сплавов меньше, чем у свинца, и они всплывают на поверхность свинцовой ванны в виде твердой пены, которую удаляют. Остаточное содержание в свинце благородных металлов не превышает 5 г/т.

Основная реакция процесса обессеребрения может быть записана следующим образом:



Золото в процессе очистки свинца от благородных металлов удаляется в первую очередь, что связано с большим сродством этого металла к цинку, чем у серебра. Поэтому при небольшой добавке цинка можно золото выделить в отдельный сьем.

На большинстве заводов мира процесс обессеребрения проводят в периодическом режиме в стандартных рафинировочных котлах в два этапа по технологической схеме, представленной на рис. 4.3.

Процесс обессеребрения начинается с растворения в свинце богатой по свинцу оборотной пены, масса которой составляет 10 - 12 % от массы свинца. Растворение проводят при температуре 530°С и интенсивном перемешивании расплава. После снижения температуры до 510 - 480°С снимают всплывшую богатую товарную серебрянистую пену, которую направляют на специальную переработку. Выход ее составляет 1–2 % от массы свинца и она содержит: 60 - 100 кг/т Ag; 100 - 200 г/т Au; 25 - 30 % Zn; 60 - 70 % Pb; до 1 % Cu; 0,2 - 0,3 % Sb; 0,05 % Bi и прочие. В свинце после съема богатой пены содержится не более 150–300 г/т серебра.

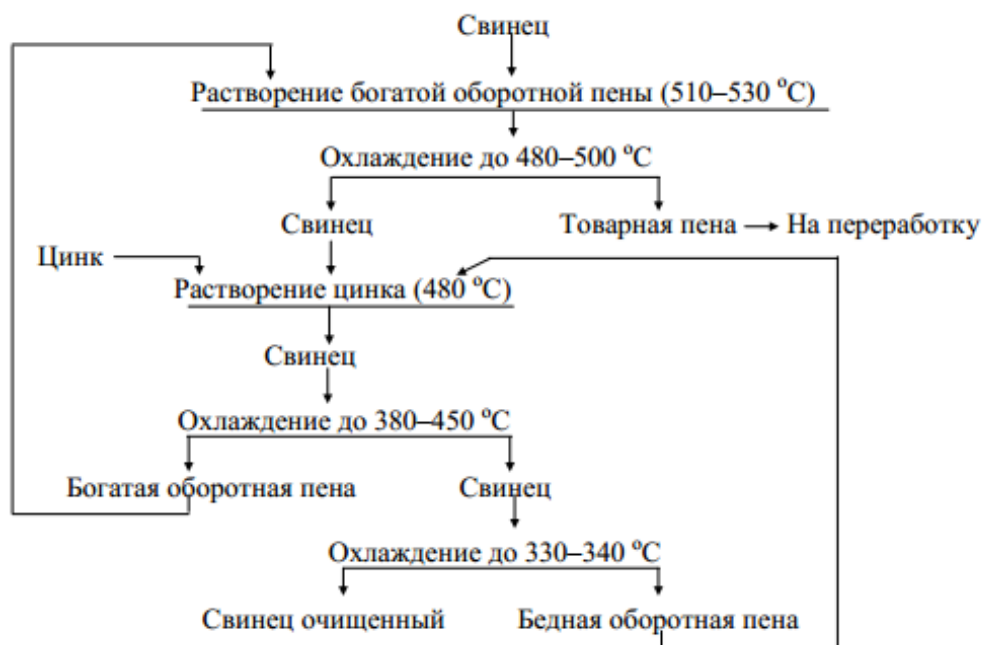


Рис. 4.3. Технологическая схема удаления благородных металлов из свинца

Затем в котел загружают металлический цинк в виде чушек или оборотных материалов. Удельный расход цинка составляет 10–12 кг на тонну серебра. Процесс проводится при температуре 480–330°С. Съем пены производится либо с помощью шумовки, либо с помощью специального пресса. В зависимости от температуры съема оборотной пены ее подразделяют на две группы: первая – богатая оборотная пена, снятая в интервале температур 380 - 450°С, и вторая – бедная пена, снятая в интервале температур 340 - 330°С. В полученном после рафинирования свинце остается 1–3 г/т серебра и следы золота.

К недостаткам обессеребрения свинца цинком в периодическом варианте следует отнести трудоемкость операции, ее большую продолжительность и

применение ручного труда. Эти недостатки в значительной мере устраняются в непрерывном процессе обессеребрения свинца цинком, впервые примененном на заводе «Порт – Пири» (Австралия), а затем на заводе «Монтерей» (Мексика).

Процесс непрерывного рафинирования осуществляют в высоком котле (5–7 м), цилиндрической формы (рис. 4.4) с переходом в коническую в верхней части. Котел наполняют обессеребренным свинцом. В верхней части котла создают слой расплавленного цинка (толщиной до 1 м). Черновой свинец подают в верхнюю часть котла, где он при температуре 600–650°С насыщается цинком и медленно опускается вниз, так как вблизи дна расположен сифон, через который отводят обессеребренный свинец.

При движении расплава вниз температура его понижается и, соответственно, снижается предел насыщения его цинком и серебром. Из свинцового слоя непрерывно выделяется и ликвируют в цинковый слой кристаллы интерметаллических соединений серебра и золота с цинком. При достижении в слое цинка концентрации серебра 15–20 % поднимают в котле уровень свинца и вытесняют частично или полностью цинк-серебряный сплав в желоб для выгрузки сплава.

Охлаждение котла проводят так, чтобы температура свинца на дне была близка к точке затвердевания (около 330°С). Это обеспечивает высокую степень очистки свинца от благородных металлов.

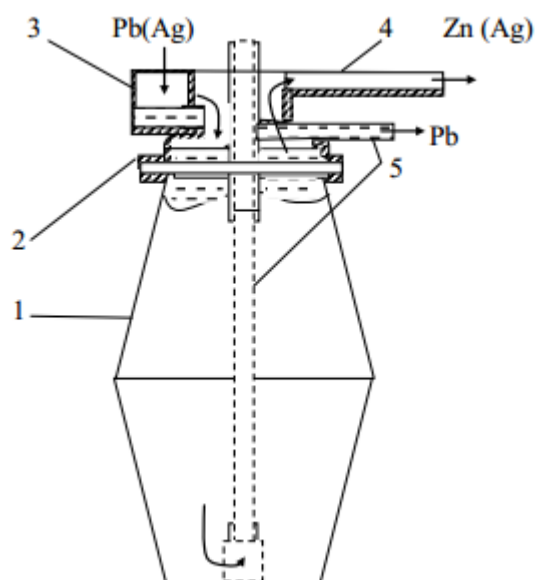


Рис. 4.4. Схема для непрерывного обессеребрения свинца цинком:

- 1 – котел; 2 – чугунная сменная гильза; 3 – карман для заливки свинца;  
4 – желоб для выгрузки цинк-серебряного сплава; 5 – сифон для выпуска свинца

Непрерывное обессеребрение обладает рядом преимуществ по сравнению с периодическим. К их числу относятся: высокая производительность, обусловленная устранением затрат времени на вспомогательные операции (разогрев и охлаждение свинцовой ванны, введение цинка, съем пены и т. д.); более глубокая очистка свинца от благородных металлов (содержание серебра в обессеребренном свинце 0,7 - 1,5 г/т); резкое улучшение качества товарной

пены: выход пены сокращается в 2 - 3 раза, содержание серебра в ней возрастает в 2–3 раза, потери свинца в пене уменьшаются в 7 - 10 раз [1; 15, с. 135 - 143].

**Очистка свинца от цинка.** После операции обессеребрения, при которой в металл был введен металлический цинк, содержание его в свинце достигает 0,5–0,7 %. Поэтому в общем цикле рафинирования свинца от примесей предусмотрена специальная операция обесцинкования, которая проводится после удаления благородных металлов.

Очистку свинца от цинка можно осуществить различными способами: окислительным, щелочным и вакуумным.

Окислительное рафинирование основано на большем сродстве кислорода к цинку, чем к свинцу, и на низкой растворимости соединений окисленного цинка в жидком свинце.

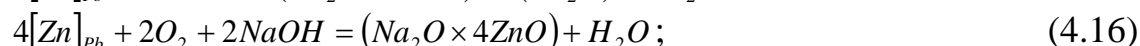
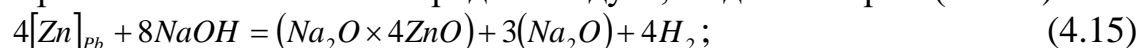
Рафинирование осуществляется путем продувки через свинец воздуха, водяного пара или кислорода. Окисление воздухом ведут при температуре 800–900°C в отражательных печах. Основная реакция процесса:



В процессе окисления на поверхности свинца образуются порошкообразные цинксодержащие дроссы, которые периодически удаляют шумовкой. Окислительным рафинированием можно снизить содержание цинка в свинце до 0,0004 %.

Окислительное рафинирование имеет существенные недостатки: длительность процесса (до 24 ч); значительные потери свинца с отходящими газами и со съемами; вредные и тяжелые условия труда.

Щелочное рафинирование свинца от цинка проводят таким же образом, как и щелочное рафинирование свинца от мышьяка, сурьмы и олова. Отличие состоит только в том, что вводить в расплав селитру ( $NaNO_3$ ) не нужно, так как цинк хорошо окисляется и кислородом воздуха, и едким натром ( $NaOH$ ):



Цинкат натрия нерастворим в свинце и практически не растворяется в щелочном плаве. Плав получается гетерогенный. Для обеспечения подвижности плава содержание цинка в нем не должно превышать 20 %. Содержание цинка в свинце после щелочного рафинирования составляет 0,002 %.

Способ вакуумного обесцинкования впервые был применен на заводе «Геркулениум» (США). В связи с возможностью быстрой регенерации цинка и хорошими условиями труда способ быстро завоевал признание и сейчас применяется на большинстве свинцовых заводов.

Процесс селективного пирометаллургического разделения цинка и свинца основан на различии давления паров этих металлов при высоких температурах.

Обычная конструкция аппарата для периодического вакуумного рафинирования свинца от цинка представляет собой водоохлаждаемый

цилиндр, опущенный в котел с жидким свинцом, который создает гидравлический затвор. С помощью вакуум-насосов в системе достигается разрежение  $10^4$  Па.

Водоохлаждаемые стенки аппарата обычно служат конденсатором для паров металлического цинка. Для ускорения процесса применяется перемешивание расплава с помощью насосов или механических мешалок. Процесс проводится при температуре  $560 - 620^\circ\text{C}$  в течение 4 - 8 ч. Конденсат содержит 80 - 90 % *Zn* и 10 - 20 % *Pb* и возвращается на операцию обессеребрения. В свинце остается 0,05 % цинка. Степень его отгонки составляет 95 %.

На ряде зарубежных заводов процесс обесцинкования проводят по схеме непрерывного вакуумного рафинирования, например на заводе «Порт – Пири» (Австралия).

Установка представляет собой серию котлов с приваренными к их днищам трубкам, расположенными в топке. Пройдя последовательно три котла, свинец нагревается до  $580-620^\circ\text{C}$ , с помощью сифона перетекает в котел - питатель, из которого по барометрической трубе за счет разности давления поступает в вакуумный котел.

В вакуумном котле свинец заполняет полость под конусом и по распределительным трубам вытекает на коническую испарительную поверхность. Из пленки свинца на поверхности конуса цинк испаряется и конденсируется на водоохлаждаемой крышке вакуумного котла. Крышку - конденсатор заменяют через 16 ч после осаждения на ней 2 - 3 т осадка, содержащего 90 - 95 % *Zn* и 5-10 % *Pb*. Обесцинкованный свинец (0,03 - 0,09 % *Zn*) стекает на дно котла и непрерывно отводится через трубу с гидравлическим затвором.

Разрежение в котле поддерживается вакуум-насосом, всасывающая труба которого введена внутрь котла. Остаточное давление в вакуум - котле составляет 2,0-2,7 Па. Производительность установки равна 16-37 т/ч свинца [1; 15, с. 143-153].

Очистка свинца от висмута. Концентрация висмута в черновом свинце редко превышает десятые доли процента (до 0,4 %). По своим физико-химическим свойствам этот металл очень близок к свинцу, самостоятельных руд не образует. В кристаллической решетке галенита замещает свинец. Мировое производство этого металла относительно невелико (около 4500 т) и целиком связано со свинцовой подотраслью.

Очистка свинца от висмута осуществляется с помощью способа Кролля - Бетгертона. В основу метода положена способность висмута образовывать интерметаллические соединения с кальцием и магнием, обладающими высокой температурой плавления.

Плотность получаемых в ходе процесса интерметаллидов значительно ниже плотности свинца. Висмутовые съемы - дросты - удаляются с поверхности свинцовой ванны шумовкой и направляются на специальную

переработку. Содержание висмута в очищенном свинце составляет 0,01 - 0,005 %.

С помощью кальция и магния не удастся довести свинец до необходимой кондиции по висмуту. Поэтому на практике проводят так называемое тонкое обезвисмучивание, заключающееся в добавлении в свинцовую ванну металлической сурьмы. Предполагается, что при добавлении сурьмы образуются более стойкие интерметаллические соединения. Введение в свинцовый расплав сурьмы позволяет очистить свинец от висмута до 0,005–0,004 %.

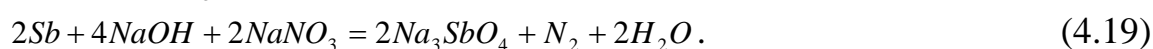
Обезвисмучивание свинца проводят по двум принципиальным схемам: по схеме с оборотом бедных по висмуту дрессов на начальную операцию и по схеме с выводом всех дрессов (богатых и бедных) на самостоятельную переработку.

К достоинствам обезвисмучивания с циркуляцией дрессов следует отнести высокую степень использования реагентов (расход кальция и магния ниже на 25 %), к недостаткам – большую продолжительность операции (10 - 12 ч) и высокие трудовые затраты [1; 15, с. 153–159].

**Качественное рафинирование свинца (от кальция и магния).** После обезвисмучивания в свинце остается 0,03 - 0,07 % кальция и 0,12 - 0,18 % магния, а также некоторые количества сурьмы и цинка.

Цель качественного рафинирования - очистка свинца от этих примесей-реагентов. Для их удаления проводят окончательное рафинирование свинца продувкой его воздухом (при 750 - 800°C), хлорированием (при 400 - 500°C) или щелочным способом. Чаще всего применяют последний способ.

Процесс проводят в обычных рафинировочных котлах с добавкой щелочи ( $NaOH$ ) и селитры ( $NaNO_3$ ). Кальций, магний и сурьма обладают высоким сродством к кислороду и поэтому легко окисляются непосредственно селитрой, кислородом воздуха или глетом, образующимся при взаимодействии  $NaNO_3$  с жидким свинцом:



Расход щелочи небольшой и рассчитан на получение твердых плавов, которые снимают с поверхности свинца шумовкой. Выход плавов составляет 3–5 % от массы свинца, содержание свинца в них – 45–55 %. В плавы переходит от 1,5 до 3,8 % свинца в виде  $PbO$  и  $Pb_3O_4$ .

Практика проведения процесса заключается в следующем. После обезвисмучивания свинец разогревают до 400–420 °С и на поверхность расплава при перемешивании загружают щелочь и селитру. За счет экзотермических реакций окисления примесей и свинца температура ванны поднимается до 600–650 °С.

Заводы, проводящие совместную очистку от кальция, магния, сурьмы и цинка, расходуют 2,5–3,6 кг щелочи и 1,5–2,8 кг селитры на 1 т свинца. Если до



обезвисмучивания свинец был очищен от цинка, то расход реагентов снизится на 50–70 %.

Плавы качественного рафинирования перерабатывают совместно с общей шихтой, направляют их на агломерация или непосредственно в шахтную печь.

Полученный после этой заключительной операции свинец разливают на карусельной или ленточной разливочной машине в чушки массой 30–40 кг, которые являются конечной продукцией заводов [1; 15, с. 159 - 161].

### **Методика выполнения**

Металлургические расчеты процесса рафинирования черного свинца включают расчеты материальных балансов каждой из операций технологической схемы очистки черного свинца и составление сводного материального баланса процесса в целом [28].

Для выполнения практического занятия студенты с помощью преподавателя должны ознакомиться с теоретическими основами пирометаллургического рафинирования свинца и примером расчета его материального баланса. Каждому студенту выдается индивидуальное задание для расчета. Полученное задание оформляется в рабочей тетради и предъявляется на проверку преподавателю на следующем практическом занятии.

**Пример.** Рассчитать материальный баланс процесса рафинирования черного свинца на производительность 110 тыс. т черного свинца в год по технологической схеме, представленной на рис. 4.5.

Если в черновом металле отсутствует та или другая примесь, из технологической схемы исключается соответствующая операция рафинирования. Время работы рафинировочного передела - 337 сут в год.

Состав черного свинца, %: 94 *Pb*; 2,5 *Cu*; 1,5 *As*; 1,0 *Sb*; 0,5 *Sn*; 0,01 *Te*; 0,1 *Bi*; 1500 г/т *Ag*; 5,0 г/т *Au*, остальное (0,24 %) – прочие.

**Решение.** Расчеты ведем на суточную производительность цеха рафинирования без учета переработки съёмов (промежуточных продуктов).

Суточная производительность цеха по черновому свинцу составит:

$$\frac{110000}{337} = 326,41 \text{ м / сут} .$$

С черновым свинцом на рафинирование поступает:

$$326,41 \times 0,94 = 306,8254 \text{ м} - \text{Pb} ;$$

$$326,41 \times 0,025 = 8,1603 \text{ м} - \text{Cu} ;$$

$$326,41 \times 0,015 = 4,8961 \text{ м} - \text{As} ;$$

$$326,41 \times 0,01 = 3,2641 \text{ м} - \text{Sb} ;$$

$$326,41 \times 0,005 = 1,6321 \text{ м} - \text{Sn} ;$$

$$326,41 \times 0,0001 = 0,0326 \text{ м} - \text{Te} ;$$

$$326,41 \times 0,001 = 0,3264 \text{ м} - \text{Bi} ;$$

$$326,41 \times 0,0015 = 0,4896 \text{ м} - \text{Ag} ;$$

$$326,41 \times 0,000005 = 0,001632 \text{ м} - \text{Au} ;$$

$$326,41 \times 0,0024 = 0,7818 - \text{прочих}$$

$$\text{Всего:} \quad 326,41 \text{ т}$$

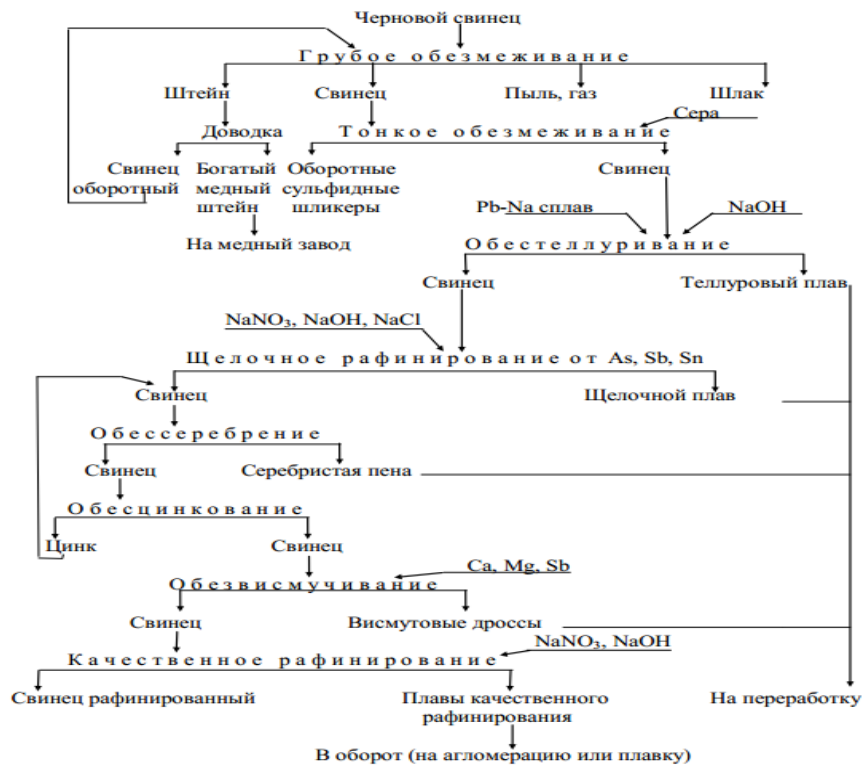


Рис. 4.5. Принципиальная технологическая схема пирометаллургического рафинирования черного свинца

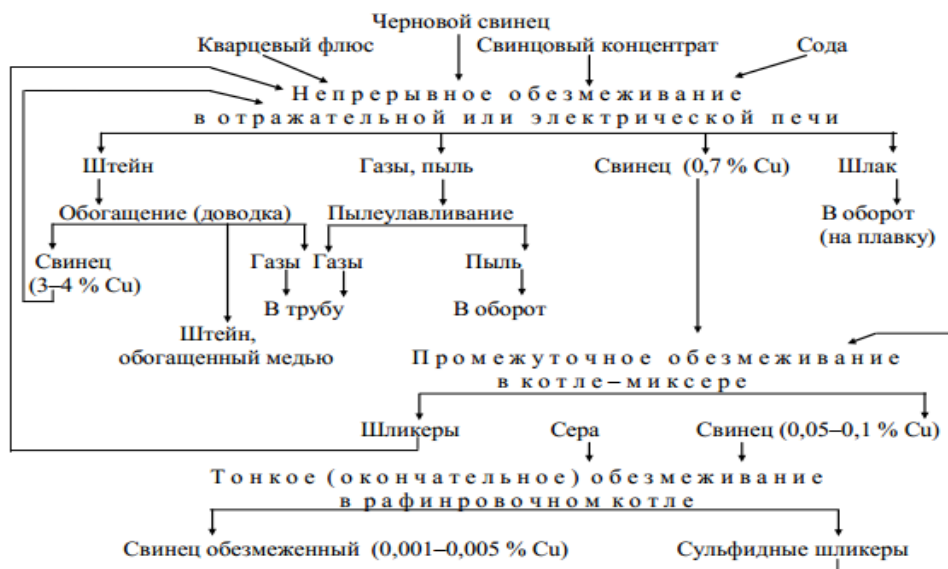


Рис. 4.6. Технологическая схема обезмеживания черного свинца

### 1. Расчет процесса обезмеживания черного свинца

Очистку от меди проводят в две стадии: грубое обезмеживание методом ликвации до остаточного содержания меди 0,1 %, затем тонкое обезмеживание с добавкой серы до остаточного содержания меди 0,001 %. Грубое обезмеживание проводят или в периодическом режиме в рафинировочном

котле, или непрерывным способом в отражательной печи или в электропечи, тонкое обезмеживание – в рафинировочном котле.

Выбираем схему очистки от меди (рис. 4.6), включающую операции предварительного непрерывного, промежуточного и тонкого обезмеживания.

На предварительное непрерывное обезмеживание чернового свинца принимаем расход сульфидного свинцового концентрата 1,75 % от количества чернового свинца. Состав концентрата: 51,2 % *Pb*; 1,5 % *Cu*; остальное (47,3 %) - прочие.

Концентрата на предварительное обезмеживание поступит в количестве:  
 $326,41 \times 0,175 = 5,7122m / \text{сут}.$

С этим концентрат в процесс попадает:

$$5,7122 \times 0,512 = 2,9246m - Pb ;$$

$$5,7122 \times 0,015 = 0,0857m - Cu .$$

Принимаем, что количество свинца, поступающего с оборотными шликерами, составляет 5,5 % от количества свинца в черновом свинце:

$$306,8254 \times 0,055 = 16,8754m - Pb .$$

По данным практики, шликеры имеют следующий состав, %: 11 *Cu*; 79 *Pb*, остальное – прочие. Количество оборотных шликеров, поступающих с промежуточного обезмеживания, равно:  $306,8254 \times \frac{100}{79} = 21,3613m / \text{сут}.$

Меди с оборотными шликерами поступит:  $21,3613 \times 0,11 = 2,3497m.$

На предварительное обезмеживание подают оборотный свинец, полученный после доводки штейна. Количество оборотного свинца принято 0,6% от количества чернового свинца, или  $326,41 \times 0,006 = 1,9585m / \text{сут}.$

После доводки штейна оборотный свинец имеет следующий состав, %: 3 *Cu*, *Pb* остальное – прочие. С оборотным свинцом поступит:

$$1,9585 \times 0,93 = 1,8214m - Pb ;$$

$$1,9585 \times 0,03 = 0,0558m - Cu ;$$

$$1,9585 \times 0,04 = 0,0783m - \text{прочих} .$$

Расход кварцевого флюса на предварительную очистку от меди составляет около 0,03 % от количества чернового свинца из расчета получения шлака, со-держащего, %: 19–25 *FeO*; 12–19 *SiO<sub>2</sub>*; 5–7 *CaO*; 5–10 *ZnO*; 4–17 *Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>*; 0,5–1,0 *S*.

Определяем количество кварцевого флюса:  $326,41 \times 0,0003 = 0,0979m / \text{сут}.$

Расход соды, по данным практики, составляет 0,3–0,5 % от количества чернового свинца. Принимаем 0,4 %, или  $326,41 \times 0,004 = 1,3056m / \text{сут}.$

Всего на предварительную очистку поступит свинца:

$$306,8254 + 2,9246 + 16,8754 + 1,8214 = 328,4468m .$$

Рассчитываем количество продуктов предварительного обезмеживания.

Извлечение свинца в предварительно обезмеженный свинец принимаем 98,5 %, или  $328,4468 \times 0,985 = 323,5201m.$

Содержание свинца в предварительно обезмеженном свинце принимаем 96 %. Количество предварительно обезмеженного свинца составит:

$$\frac{323,5201}{0,96} = 337,0001m / \text{сут} .$$

Рассчитываем количество меди в нем (0,5–0,8 %, принимаем 0,7 %):

$$337,0001 \times 0,007 = 2,359m .$$

Количество прочих в предварительно обезмеженном свинце:

$$337,0001 - (323,5201 + 2,359) = 11,121m .$$

Рассчитываем количество штейна предварительного обезмеживания свинца.

На предварительное обезмеживание поступит меди с черновым свинцом, концентратом, с оборотным свинцом и оборотными шликерами в количестве:

$$8,1603 + 0,0857 + 0,0588 + 2,3497 = 10,6545m .$$

Извлечение меди в штейн процесса предварительного рафинирования принимаем 72,5 %. Тогда количество меди в штейне:  $10,6545 \times 0,725 = 7,7245m$  .

При содержании в штейне 50 % *Cu* количество штейна составит:

$$\frac{7,7245}{0,5} = 15,449m / \text{сут} .$$

Принимаем содержание свинца в штейне 27,5 %, тогда его количество составляет:  $15,449 \times 0,275 = 4,2485m$  .

Содержание прочих в штейне:  $100 - 50 - 27,5 = 22,5\%$  , или  $15,449 \times 0,225 = 3,476m$  .

Остальное количество свинца и меди переходит в шлак и пыль предварительного обезмеживания, а именно:

$$328,4468 - (323,5201 + 4,2485) = 0,6782m - Pb ;$$

$$10,6545 - (2,359 + 7,7245) = 0,571m - Cu .$$

Количество шлака, пылей, газов определяем по количеству прочих, перешедших в данные продукты с учетом количества свинца и меди в них. Для упрощения расчета принимаем, что все остальные кроме меди примеси черного свинца остались в предварительно обезмеженном свинце. Результаты расчетов сводим в табл. 4.3.

Таблица 4.3 - Суточный материальный баланс предварительного обезмеживания свинца

Статьи баланса	Всего, т	Pb, т	Cu, т	Прочие, т
Поступило:				
1. Свинец черновой	326,41	306,8254	8,1603	11,4243
2. Сульфидный свинцовый концентрат	5,7122	2,9246	0,0857	2,7019
3. Шликеры оборотные	21,3613	16,8754	2,3497	2,1362
4. Свинец оборотный после доводки штейна	1,9585	1,8214	0,0588	0,0783
5. Кварцевый флюс	0,0979	-	-	0,0979
6. Сода	1,3059	-	-	1,3059
Итого	356,8455	328,4468	10,6545	17,7442
Получено:				
1. Свинец предварительно обезмеженный	337,0001	323,5201	2,3590	11,1210
2. Штейн	15,4490	4,2485	7,7245	3,4760
3. Шлак, пыль, газ	4,3964	0,6782	0,5710	3,1472
Итого	356,8455	328,4468	10,6545	17,7442

Количество прочих в шлаке, пыли, газах определяем по результатам расчетов, приведенных в табл. 4.3. Оно равно:  $17,7442 - (11,121 + 3,476) = 3,1472m$ .

Тогда количество шлака, пыли, газов составит:

$$0,6782 + 0,571 + 3,1472 = 4,3964m.$$

На промежуточное обезмеживание поступают предварительно обезмеженный свинец и оборотные сульфидные шликеры тонкого обезмеживания.

Предварительно обезмеженного свинца поступает 337,0001 т/сут, с ним 323,5201 т *Pb* и 2,3590 т *Cu*.

По данным заводской практики, выход сульфидных шликеров тонкого обезмеживания составляет 2 - 5 % от количества черного свинца, они содержат 1 - 5 % *Cu*; 3 - 4 % *S*, остальное - свинец.

Принимаем выход сульфидных шликеров 3 % от массы предварительно обезмеженного свинца, или  $337,0001 \times 0,03 = 10,11m / сут$ .

Принимаем состав сульфидных шликеров: 3 % *Cu*; 3,5 % *S* и 93,5 % *Pb*.

С оборотными сульфидными шликерами поступает:

$$10,11 \times 0,03 = 0,3033m - Cu;$$

$$10,11 \times 0,935 = 9,4529m - Pb;$$

$$10,11 \times 0,035 = 0,3538m - S.$$

Промежуточное обезмеживание проводят в котле-миксере за счет сульфидирования части меди сульфидом свинца, содержащемся в сульфидных шликерах. В результате промежуточного обезмеживания получают свинец, содержащий 0,05–0,1 % *Cu*, и оборотные шликеры, которые поступают на предварительное обезмеживание.

По предыдущим расчетам оборотных шликеров промежуточного обезмеживания получено (табл. 4.3) 21,3613 т/сут, они содержат 16,8754 т *Pb* (79 %) и 2,3497 т *Cu* (11 %).

После промежуточного обезмеживания будет получено свинца:

$$337,0001 + 10,11 - 21,3613 = 325,7488m / сут.$$

Меди в свинце после промежуточного обезмеживания останется:

$$2,359 + 0,3033 - 2,3497 = 0,3126 \text{ т}, \text{ что составит } 0,3126 \times \frac{100}{325,7488} = 0,096\% - \text{Cu}.$$

Количество свинца в черновом свинце после промежуточного обезмеживания равно:  $323,5201 + 9,4529 - 16,8754 = 316,0976 \text{ т}$ .

Количество прочих в свинце после промежуточного обезмеживания будет:  $325,7488 - 316,0976 - 0,3126 = 9,3386 \text{ т}$ .

Результаты расчетов процесса промежуточного обезмеживания представлены в табл. 4.4.

На тонкое обезмеживание поступает свинец в количестве 325,7488 т/сут, с ним поступает 316,0976 т *Pb*; 0,3126 т *Cu* и 0,3386 т прочих.

Тонкое обезмеживание проводят с помощью серы, при добавке которой образуется сульфид меди, нерастворимый в свинце. Сульфидные шликеры удаляют с поверхности свинцовой ванны.

Учитывая, что часть серы сгорает на поверхности расплава и сульфидируется некоторое количество свинца, расход серы на заводах обычно составляет 1,0–1,2 кг на 1 т рафинируемого свинца.

Таблица 4.4 - Суточный материальный баланс промежуточного обезмеживания свинца

Статьи баланса	Всего, т	<i>Pb</i> , т	<i>Cu</i> , т	Прочие, т
Поступило:				
Свинец после предварительного обезмеживания	337,0001	323,5201	2,3590	11,1210
Оборотные сульфидные шликеры	10,11	9,4529	0,3033	0,3539
Итого	347,1101	332,9730	2,6623	11,4749
Получено:				
Свинец после промежуточного обезмеживания	325,7488	316,0976	0,3126	9,3386
Шликеры	21,3613	16,8754	2,3497	2,1362
Итого	347,1101	332,9730	2,6623	11,4749

Принимаем расход серы 1,1 кг на 1 т свинца, что составит:

$$325,7488 \times \frac{1,1}{1000} = 0,3583 \text{ т / сут}.$$

По ранее выполненным расчетам (табл. 4.4.), на тонком обезмеживании получено сульфидных шликеров 10,1100 т/сут, которые содержат 93,5 % *Pb* (9,4529 т *Pb*), 3 % *Cu* (0,3033 т *Cu*) и 3,5 % *S* (0,3539 т *S*).

Количество выгоревшей серы составит:  $0,3583 - 0,3539 = 0,0045 \text{ т / сут}$ .

Количество кислорода, необходимого для окисления серы до  $SO_2$ , равно:

$$0,0045 \times \frac{32}{32} = 0,0045 \text{ т}.$$

Воздуха (23 %  $O_2$ , 77 %  $N_2$ ) для окисления серы потребуется:  $\frac{0,0045}{0,23} = 0,0196 \text{ т / сут}$ , с ним поступит азота:  $0,0196 \times 0,77 = 0,0151 \text{ т}$ .

В результате реакции окисления образуется  $SO_2$  в количестве:

$$0,0045 + 0,0045 = 0,009 \text{ т / сут}.$$

Количество отходящих газов составит:  $0,009 + 0,0151 = 0,0241 \text{ т / сут}$ .

Будет получено свинца после тонкого обезмеживания (свинца обезмеженного):  $(325,7488 + 0,3583 + 0,0196) - (10,11 + 0,0241) = 315,9926 \text{ т/сут}$ .

Количество свинца в свинце обезмеженном равно:

$$316,0976 + 9,4529 = 306,6447 \text{ т}, \text{ что составит } 306,6447 \times \frac{100}{315,9926} = 97\% - Pb.$$

Количество меди в свинце обезмеженном равно:  $0,3126 - 0,3033 = 0,0093 \text{ т}$ ,  
что составит:  $0,0093 \times \frac{100}{315,9926} = 0,003\% - Cu$ .

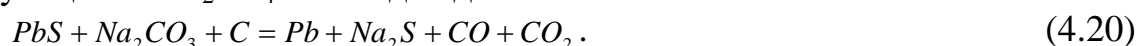
Результаты расчетов процесса тонкого обезмеживания черного свинца сводим в табл. 4.5.

Таблица 4.5 - Суточный материальный баланс тонкого обезмеживания свинца

Статьи баланса	Всего, т	Pb, т	Cu, т	Прочие, т
Поступило:				
Свинец после промежуточного обезмеживания	325,7488	316,0976	0,3126	9,3386
Сера	0,3583	-	-	0,3583
Воздух для сгорания серы	0,0196	-	-	0,0196
Итого	326,1267	316,0976	0,3126	9,7165
Получено:				
Свинец обезмеженный	315,9926	306,6447	0,0093	9,3387
Сульфидные шликеры	101,11	9,4529	0,3033	0,3539
Отходящие газы	0,0241	-	-	0,0241
Итого	326,1267	316,0976	0,3126	9,7165

Доводку штейна предварительного обезмеживания проводят в отражательных или в электротермических печах с добавкой соды. Получают свинец и штейн, обогащенный по содержанию меди до соотношения:  $Cu : Pb = (4 \div 6) : 1$ .

При взаимодействии штейна с содой образуется  $Pb$  и  $Na_2S$ .  $Na_2S$  снижает растворимость металлического свинца в штейне. Для восстановления образующихся  $Na_2SO_4$  и оксидов добавляют коксик:



На доводку поступает 15,449 т/сут штейна (табл. 4.3), с ним 4,2485 т  $Pb$ ; 7,7245 т  $Cu$ ; 3,476 т прочих.

Извлечение меди в обогащенный штейн принимаем 99%. Тогда количество меди в обогащенном штейне составит:  $7,7245 \times 0,99 = 7,6473 \text{ т}$ .

Содержание меди в обогащенном штейне принимаем 55 %. Количество обогащенного штейна при этом составит:  $\frac{7,6473}{0,55} = 13,9041 \text{ т}$ .

Принимаем отношение  $Cu : Pb = 4$ , тогда содержание свинца в обогащенном штейне составит:  $\frac{55}{4} = 13,75\%$ , или  $13,9041 \times 0,1375 = 1,9118 \text{ т}$ .

По ранее выполненным расчетам (табл. 4.3) количество черного свинца, полученного при доводке штейна, равно 1,9585 т/сут, с ним поступило: 1,8214 т  $Pb$  (93 %  $Pb$ ) и 0,0588 т  $Cu$  (3 %  $Cu$ ).

Расход соды на доводку по данным практики составляет 0,3 т на 1 т  $Pb$  в исходном штейне, или  $4,2485 \times 0,3 = 1,2746 \text{ т/сут}$ .



Расход коксика принимаем 11 % от количества соды, подаваемой на доводку, или  $1,2746 \times 0,11 = 0,1402 \text{ м / сут}$ .

Результаты расчета процесса доводки штейна представлены в табл. 4.6.

По результатам расчетов, представленных в табл. 4.6, находим количество шлака, пыли и газов по разнице количества поступивших материалов и количества материалов, полученных обогащенного штейна и свинца:

$$16,8638 - (13,9041 + 1,9585) = 1,0012 \text{ м / сут}.$$

Количество свинца, меди и прочих в шлаке, пыли находим, исходя из условия баланса по металлам:

$$4,2485 - (1,9118 + 1,8214) = 0,5153 \text{ м} - \text{Pb};$$

$$7,7245 - (7,6473 + 0,0588) = 0,0184 \text{ м} - \text{Cu};$$

$$4,8908 - (4,345 + 0,0783) = 0,4675 \text{ м} - \text{прочих}.$$

Таблица 4.6 - Суточный баланс доводки штейна

Статьи баланса	Всего, т	Pb, т	Cu, т	Прочие, т
Поступило:				
Штейн	15,449	4,2485	7,7245	3,476
Сода	1,2746	-	-	1,2746
Коксик	0,1402	-	-	0,1402
Итого	16,8638	4,2485	7,7245	4,8908
Получено:				
Обогащенный штейн	13,9041	1,9118	7,6473	4,345
Свинец после доводки	1,9585	1,8214	0,0588	0,0783
Шлак, пыль, газы	1,0012	0,5153	0,0184	0,4675
Итого	16,8638	4,2485	7,7245	4,8908

Составляем сводный суточный материальный баланса процесса обезмеживания черного свинца с учетом всех оборотных продуктов.

Общее количество соды, необходимое для предварительного обезмеживания свинца и доводку штейна, равно:  $1,3056 + 1,2746 = 2,5802 \text{ м / сут}$ .

Общее количество шлаков, пыли, газов, образующихся на предварительном, тонком обезмеживании и доводке штейна, составляет:

$$4,3964 + 0,0241 + 1,0012 = 5,4217 \text{ м / сут}.$$

Определяем количество свинца в шлаках, пыли:  $0,6782 + 0,5153 = 1,1935 \text{ м}$ .

Рассчитываем количество меди в шлаках, пыли:  $0,571 + 0,0184 = 0,5894 \text{ м}$ .

Вычисляем количество прочих в шлаках, пыли, газах обезмеживания:

$$3,1472 + 0,0241 + 0,4672 = 3,6385 \text{ м}.$$

Результаты расчетов приводим в табл. 4.7.

Для выполнения дальнейших расчетов необходимо уточнить состав черного свинца, прошедшего очистку от меди.

Получено обезмеженного свинца  $315,9927 \text{ т / сут}$ , содержащего  $306,6447 \text{ т Pb}$ ;  $0,0093 \text{ т Cu}$  и  $9,3386 \text{ т}$  прочих примесей. Количество примесей (без учета меди) уменьшилось на:  $11,4243 - 9,3386 = 2,0857 \text{ м}$ .

Таблица 4.7 - Сводный суточный материальный баланс обезмеживания черного свинца

Статьи баланса	Всего, т	Pb, т	Cu, т	Прочие, т
Поступило:				
Свинец черновой	326,41	306,8254	8,1603	11,4243
Сульфидный концентрат	5,7122	2,9246	0,0857	2,7019
Кварцевый флюс	0,0979	-	-	0,0979
Сода	2,5802	-	-	2,5802
Сера	0,3583	-	-	0,3583
Воздух	0,0196	-	-	0,0196
Коксик	0,1402	-	-	0,1402
Итого	335,3184	309,75	8,246	17,3224
Получено:				
Свинец обезмеженный	315,9926	306,6447	0,0093	9,3386
Обогащенный штейн	13,9041	1,9118	7,6473	4,345
Шлак, пыль, газы	5,4217	1,1935	0,5894	3,6388
Итого	335,3184	309,75	8,246	17,3224

Они перешли из свинца в продукты рафинирования (шлаки, пыли, газы). Для упрощения расчета принимаем их извлечение в обезмеженный свинец одинаковым для всех примесей. Тогда извлечение мышьяка, сурьмы, олова, теллура, висмута, золота, серебра и прочих в обезмеженный свинец составит:  $9,3386 \times \frac{100}{11,4243} = 81,74\%$ . Соответственно, их потери со шлаками, пылью и газами

обезмеживания будут составлять:  $100 - 81,74 = 18,26\%$ .

Таким образом, в обезмеженном свинце будет 0,0093 т Cu:

$$4,8961 \times 0,8174 = 4,0022m - As ;$$

$$3,2641 \times 0,8174 = 2,6681m - Sb ;$$

$$1,6321 \times 0,8174 = 1,3341m - Sn ;$$

$$0,0326 \times 0,8174 = 0,0267m - Te ;$$

$$0,3264 \times 0,8174 = 0,2668m - Bi$$

$$0,4896 \times 0,8174 = 0,4002m - Ag ;$$

$$0,001632 \times 0,8174 = 0,0013m - Au ;$$

$$0,7818 \times 0,8174 = 0,63942m - \text{прочих} .$$

Соответственно, в шлаках, пыли, газах обезмеживания количество примесей равно: 0,5894 т Cu;

$$4,8961 \times 0,1826 = 0,8949m - As ;$$

$$3,2641 \times 0,1826 = 0,596m - Sb ;$$

$$1,6321 \times 0,1826 = 0,298m - Sn ;$$

$$0,0326 \times 0,1826 = 0,0059m - Te ;$$

$$0,3264 \times 0,1826 = 0,0596m - Bi ;$$

$$0,4896 \times 0,1826 = 0,0894m - Ag ;$$

$$0,7818 \times 0,1826 = 0,1428m - \text{прочих} .$$

Суммарное количество мышьяка, сурьмы, олова, теллура, висмута, серебра, золота и прочих примесей составляет 2,0860 т. Тогда количество других примесей в шлаках, пыли и газах обезмеживания будет равно (табл. 4.7):

$$3,6388 - 2,086 = 1,55289m .$$

После обезмеживания содержание свинца в черновом металле составляет:

$$306,6447 \times \frac{100}{315,9926} = 97,04\% \text{ (табл. 4.8).}$$

Таблица 4.8 - Состав свинца после обезмеживания

Металлы	Количество, т	Количество, %
<i>Pb</i>	306,6447	97,04
<i>Cu</i>	0,0093	0,003
<i>Te</i>	0,0267	0,008
<i>As</i>	4,0022	1,27
<i>Sb</i>	2,6681	0,84
<i>Sn</i>	1,3341	0,42
<i>Bi</i>	0,2668	0,08
<i>Ag</i>	0,4002	0,127
<i>Au</i>	0,0013	0,0004
Прочие	0,6392	0,202
Итого	315,9926	100

Принятая технологическая схема обезмеживания черного свинца (рис. 4.6.) обеспечивает удаление меди на  $(8,1603 - 0,0093) \times \frac{100}{8,1603} = 99,9\%$  .

## 2. Расчет процесса обестеллуривания черного свинца

Очистку от теллура проводят металлическим натрием. Образуется нерастворимое в свинце соединение теллурид натрия  $Na_2Te$ , обладающий высокой температурой плавления и малой плотностью. Чтобы собрать и сконцентрировать  $Na_2Te$  на поверхности свинца, создают слой расплава  $NaOH$ .

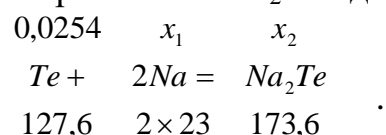
Вводят натрий в виде свинцово - натриевого сплава, содержащего не более 3 %  $Na$ . Это снижает потери натрия от возгорания в атмосфере воздуха.

Расход натрия 1 кг на 1 кг  $Te$ , расход едкого натра от массы рафинируемого металла 0,03 - 0,06 %. Извлечение теллура из черного свинца достигает 91 - 98 %. Теллуrowый плав содержит 15 - 30 %  $Te$ , 50 - 80 %  $Pb$ . Для выделения механически увлеченного свинца плав переплавляют в специальном котле. Выплавленный свинец возвращают на обестеллуривание, а плав, идет на переработку с целью получения теллура.

Принимаем извлечение теллура из свинца в теллуrowый плав равное 95%, что составит:  $0,0267 \times 0,95 = 0,0254m$  .

В черновом свинце останется теллура:  $0,0267 - 0,0254 = 0,0013m$  .

Образование  $Na_2Te$  идет по реакции:



Натрия понадобится:  $0,0254 \times 2 \times \frac{23}{127,6} = 0,0091m$  .

Образуется  $Na_2Te$  в количестве:  $0,0254 \times \frac{173,6}{127,6} = 0,0346m$  .

Принимаем практический расход натрия металлического 1 кг *Na* на 1 кг *Te* в свинце, что составит:  $0,0267 \times 1 = 0,0267m$ .

Подают натрий в виде свинцово - натриевого сплава, содержащего 2 % *Na* и 98 % *Pb*. Свинцово-натриевого сплава понадобится:  $\frac{0,0267}{0,02} = 1,335m / \text{сут}$ .

Свинца со сплавом поступит:  $1,335 \times 0,98 = 1,3083m$ .

Количество избыточного натрия равно:  $0,0267 - 0,0091 = 0,00176m$ .

Принимаем, что избыточный натрий окисляется кислородом воздуха до  $Na_2O$  и растворяется в  $NaOH$ .

Для окисления избыточного натрия понадобится кислорода:

$$0,00176 \times \frac{16}{2 \times 23} = 0,00061m.$$

Воздуха (23 %  $O_2$ , 77 %  $N_2$ ) потребуется:  $\frac{0,0061}{0,23} = 0,0265m$ .

При этом в газовую фазу перейдет азота:  $0,0265 \times 0,77 = 0,0204m$ .

$Na_2O$  образуется в количестве:  $0,00176 + 0,00061 = 0,00237m$ .

Расход  $NaOH$  принимаем равным 0,03 % от количества рафинируемого свинца, поступающего на обестеллурирование, или

$$315,9927 \times 0,0003 = 0,0948m / \text{сут}.$$

Теллуrowый плав содержит  $Na_2Te$ ,  $Na_2O$ ,  $NaOH$  и *Pb*. Количество соединений натрия в плаве составляет:  $0,0346 + 0,0237 + 0,0948 = 0,1531m$ .

Принимаем содержание свинца в плаве 50 %, тогда соединений натрия в плаве тоже 50 %. Свинца в плаве будет 0,1531 т. Всего теллуrowого плава:

$$\frac{0,1531}{0,5} = 0,3062m / \text{сут}.$$

Содержание теллура в плаве:  $0,0254 \times \frac{100}{0,3062} = 8,3m\%$ .

Изменится количество свинца в рафинируемом свинце и составит:

$$306,6447 + 1,3083 - 0,1531 = 307,7999m.$$

Принимаем, что остальные примеси черного свинца полностью остаются в нем.

Первичный теллуrowый плав (табл. 4.9) переплавляют, получают свинец и богатый теллуrowый плав. Свинец возвращают на обестеллурирование. Принимаем, извлечение свинца из теллуrowого плава при переплавке 98 % *Pb*, что составляет:  $0,1531 \times 0,98 = 0,15m / \text{сут}$ .

С учетом свинца оборотного количество свинца в черном свинце после очистки от теллура станет равным:  $307,7999 - 0,15 = 307,9499m$

По результатам расчетов составляем табл. 4.9, табл. 4.10, табл. 4.11.

Таблица 4.9 - Состав первичного теллурического плава

Соединения	Количество, т	Количество, %
	0,0346	11,3
	0,0948	31
	0,0237	7,7
	0,1531	50
Итого	0,3062	100

Таблица 4.10 – Состав свинца после обестеллурирования

Металлы	Количество, т	Количество, %
<i>Pb</i>	307,9499	97,1
<i>Cu</i>	0,0093	0,003
<i>Te</i>	0,0013	0,0004
<i>As</i>	4,0022	1,26
<i>Sb</i>	2,6681	0,84
<i>Sn</i>	1,3341	0,42
<i>Bi</i>	0,2668	0,08
<i>Ag</i>	0,4002	0,13
<i>Au</i>	0,0013	0,0004
Прочие	0,6392	0,2
Итого	317,2724	100

Таблица 4.11 – Суточный материальный баланс обестеллурирования свинца

Статьи баланса	Всего, т	<i>Pb</i> , т	<i>Te</i> , т	Прочие, т
Поступило:				
Свинец после обезмеживания	315,9927	306,6447	0,0267	9,3213
Свинец после переплавки теллурических плавок	0,15	0,15	-	-
Свинцово-натриевый сплав	1,335	1,3083	-	0,0267
<i>NaOH</i>	0,0948	-	-	0,0948
Воздух	0,0265	-	-	0,0265
Итого	317,599	308,103	0,0267	9,4693
Получено:				
Свинец после обестеллурирования	317,2724	307,9499	0,0013	9,3212
Теллурический (первичный) плав	0,3062	0,1531	0,0254	0,1277
Газы	0,0204	-	-	0,0204
Итого	317,599	308,103	0,0267	9,4693

В результате очистки свинца от теллура содержание его в свинце снизилось с 0,008 % до 0,0004 %.

### 3. Расчет процесса рафинирования свинца от мышьяка, сурьмы и олова

Для очистки свинца от мышьяка, сурьмы и олова используют непрерывное щелочное рафинирование в двухзонном котле. Добавляют натриевую селитру и едкий натр. Примеси окисляются и образуют щелочной плав, содержащий соли  $Na_3AsO_4$ ,  $Na_3SbO_4$ ,  $Na_2SnO_3$ . После щелочного рафинирования в свинце остается не более 0,0005 % *Sb*, менее 0,001 % *As* и *Sn*.

С целью экономии дорогой щелочи *NaOH* частично заменяют на *NaCl*, но количество *NaCl* в щелочном плаве не должно быть более 20 % (по массе).

Удельный расход реагентов для щелочного рафинирования свинца представлен в табл. 4.12. [14, с. 97–127].

Таблица 4.12 - Практический расход реагентов щелочного рафинирования свинца

Примесь	NaOH, кг/кг примеси	NaOH <sub>3</sub> , кг/кг примеси
Мышьяк	1,066	1,1
Олово	4	0,52
Сурьма	2,5	0,63

Для расчета принимаем извлечение мышьяка, сурьмы и олова из свинца 99,9 %. Тогда в щелочной плав перейдет:

$$4,0022 \times 0,999 = 3,9982m - As ;$$

$$2,6681 \times 0,999 = 2,6654m - Sb ;$$

$$1,3341 \times 0,999 = 1,3328m - Sn .$$

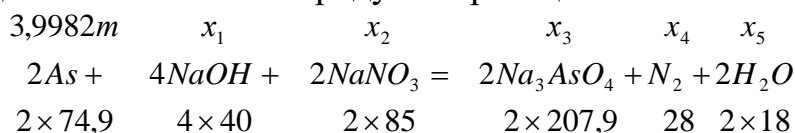
В черновом свинце останется:

$$4,0022 - 3,9982 = 0,004m - As ;$$

$$2,6681 - 2,6654 = 0,0027m - Sb ;$$

$$1,3341 - 1,3328 = 0,0013m - Sn .$$

Рассчитываем теоретический расход реагентов для окисления примесей и определяем количество продуктов реакций:



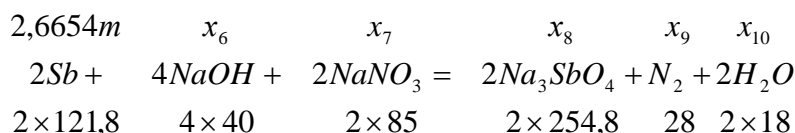
$$x_1 = \frac{3,9982 \times 4 \times 40}{2 \times 74,9} = 4,2704m - NaOH ;$$

$$x_2 = \frac{3,9982 \times 2 \times 85}{2 \times 74,9} = 4,5374m - NaNO_3 ;$$

$$x_3 = \frac{3,9982 \times 2 \times 207,9}{2 \times 74,9} = 11,0978m - Na_3AsO_4 ;$$

$$x_4 = \frac{3,9982 \times 28}{2 \times 74,9} = 0,7474m - N_2 ;$$

$$x_5 = \frac{3,9982 \times 2 \times 18}{2 \times 74,9} = 0,9608m - H_2O .$$



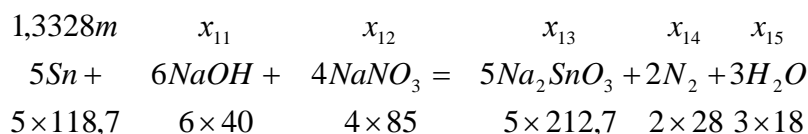
$$x_6 = \frac{2,6654 \times 4 \times 40}{2 \times 121,8} = 1,7507m - NaOH ;$$

$$x_7 = \frac{2,6654 \times 2 \times 85}{2 \times 121,8} = 1,8601m - NaNO_3 ;$$

$$x_8 = \frac{2,6654 \times 2 \times 254,8}{2 \times 121,8} = 5,5759m - Na_3SbO_4 ;$$

$$x_9 = \frac{2,6654 \times 28}{2 \times 121,8} = 0,3064m - N_2;$$

$$x_{10} = \frac{2,6654 \times 2 \times 18}{2 \times 12,8} = 0,3939m - H_2O.$$



$$x_{11} = \frac{1,3328 \times 6 \times 40}{5 \times 118,7} = 0,539m - NaOH;$$

$$x_{12} = \frac{1,3328 \times 4 \times 85}{5 \times 118,7} = 0,7635m - NaNO_3;$$

$$x_{13} = \frac{1,3328 \times 5 \times 212,7}{5 \times 118,7} = 2,3882m - Na_2SnO_3$$

$$x_{14} = \frac{1,3328 \times 2 \times 28}{5 \times 118,7} = 0,1258m - N_2;$$

$$x_{15} = \frac{1,3328 \times 3 \times 18}{5 \times 118,7} = 0,1213m - H_2O.$$

Теоретический расход  $NaOH$  составит:  $4,2704 + 1,7507 + 0,539 = 6,5601m$ .

Теоретический расход  $NaNO_3$  равен:  $4,5374 + 1,8601 + 0,7635 = 7,161m$ .

Будет получено по реакциям:  $0,7474 + 0,3064 + 0,1258 = 1,1796m$   $N_2$  и  $0,9608 + 0,3939 + 0,1213 = 1,476m$   $H_2O$ . Всего газов:  $1,1796 + 1,476 = 2,6556m$ .

Получено солей:  $11,0978$  т  $Na_3AsO_4$ ;  $5,5759$  т  $Na_3SbO_4$ ;  $2,3882$  т  $Na_2SnO_3$ .

Практический расход  $NaOH$  и  $NaNO_3$  по табл. 4.12. составляет:

$$1,066 \times 4,0022 + 2,5 \times 2,6681 + 4 \times 1,3341 = 16,2731m - NaOH;$$

$$1,1 \times 4,0022 + 0,63 \times 2,6681 + 0,52 \times 1,3341 = 6,777m - NaNO_3.$$

Количество избыточного едкого натра составляет:

$$16,2731 - 6,5601 = 9,713m - NaOH.$$

Количество натриевой селитры, необходимой для рафинирования, примем равным теоретическому расходу, а именно  $7,1610$  т  $NaNO_3$ , так как его величина оказалась больше практического расхода, определенного по табл. 4.12 ( $6,7770$  т  $NaNO_3$ ).

Для рафинирования используют технический едкий натр, содержащий 94 %  $NaOH$ , 4 %  $Na_2CO_3$  и 2 %  $NaCl$ , а также регенерированный продукт, который имеет более высокое содержание  $NaCO_3$ . Для расчета примем усредненный состав едкого натра: 92,7 %  $NaOH$ ; 5,3 %  $Na_2CO_3$ ; 2 %  $NaCl$ .

Расход технического и регенерированного едкого натра составит:

$$\frac{16,2731}{0,927} = 17,5546m / \text{сут}, \text{ с ним поступит:}$$

$$17,5546 \times 0,053 = 0,9304m - Na_2CO_3;$$

$$17,5546 \times 0,02 = 0,3511m - Na_2Cl.$$

Принимаем содержание свинца в щелочном плаве 5 %. Содержание других составляющих щелочного плава, соответственно, будет равно 95 %. Тогда количество щелочного плава составит (предварительный расчет):

$$\frac{(11,0978 + 5,5759 + 2,3882 + 9,713 + 0,9304 + 0,3511)}{0,95} = 31,6383 \text{ м / сум.}$$

С целью экономии едкого натра принимаем решение частично заменить  $NaOH$  на  $NaCl$  в количестве 15 % от массы щелочного плава. Тогда количество вводимого  $NaCl$  равно:  $31,6383 \times 0,15 = 4,7458 \text{ м}$ . Тогда практический расход  $NaOH$  станет равным:  $16,2731 - 4,7458 = 11,5273 \text{ м}$ .

Количество избыточного  $NaOH$  уменьшится и составит:

$$11,5273 - 6,5601 = 4,9672 \text{ м}.$$

Уточняем расход технического и регенерируемого едкого натра:

$$\frac{11,5273}{0,927} = 12,4351 \text{ м / сум}, \text{ с ним поступит:}$$

$$12,4351 \times 0,053 = 0,6591 \text{ м} - Na_2CO_3;$$

$$12,4351 \times 0,02 = 0,2487 \text{ м} - NaCl.$$

Определяем суммарное количество  $NaCl$ , поступившего на рафинирование и перешедшего в щелочной плав:  $4,7458 + 0,2487 = 4,9945 \text{ м}$ .

Уточняем количество щелочного плава из расчета содержания свинца в нем, равного 5 %. Остальные компоненты щелочного плава составляют 95 %:

$$\frac{(11,0978 + 5,5759 + 2,3882 + 4,9672 + 4,9945 + 0,6591)}{0,95} = 31,245 \text{ м / сум (табл. 4.13)}.$$

Свинца в щелочном плаве будет:  $31,245 \times 0,05 = 1,5623 \text{ м}$ .

Для упрощения расчета принимаем, что все остальные примеси черного свинца полностью остались в свинце в том же количестве.

Щелочной плав направляют на отделение свинца металлического, а затем на гидрометаллургическую переработку с целью регенерации  $NaOH$  и получения солей мышьяка, сурьмы и олова. Принимаем, что практически весь свинец, перешедший в щелочной плав, возвращается на щелочное рафинирование. Количество свинца оборотной стадии щелочного рафинирования равно количеству свинца в щелочном плаве: 1,5623 т.

Тогда количество свинца в черновом свинце после щелочного рафинирования останется прежним:  $307,9499 - 1,5623 + 1,5623 = 307,9499 \text{ м}$ .

По результатам расчетов составляем табл. 4.13, табл. 4.14, табл. 4.15.

Таблица 4.13 - Состав щелочного плава

Соединения	Количество, т	Количество, %
$Na_3AsO_4$	11,0978	36
$Na_3SbO_4$	5,5759	18
$Na_2SnO_3$	2,3882	8
$NaOH$	4,9672	16
$NaCl$	4,9945	15
$Na_2CO_3$	0,6591	2
$Pb$	1,5623	5
Итого	31,245	100



Таблица 4.14 - Состав свинца после щелочного рафинирования

Металлы	Количество, т	Количество, %
<i>Pb</i>	307,9499	99,57
<i>Cu</i>	0,0093	0,003
<i>Te</i>	0,0013	0,0004
<i>As</i>	0,004	0,001
<i>Sb</i>	0,0027	0,0009
<i>Sn</i>	0,0013	0,0004
<i>Bi</i>	0,2668	0,09
<i>Ag</i>	0,4002	0,13
<i>Au</i>	0,0013	0,0004
Прочие	0,6392	0,2
Итого	309,276	100

Таблица 4.15 - Суточный материальный баланс щелочного рафинирования свинца

Статьи баланса	Всего, т	<i>Pb</i> , т	<i>As</i> , т	<i>Sb</i> , т	<i>Sn</i> , т	Прочие, т
Поступило:						
Свинец после обестеллуивания	317,2724	307,9499	4,0022	2,6681	1,3341	1,3181
Свинец оборотный после переплавки щелочного плава	1,5623	1,5623	-	-	-	-
<i>NaNO<sub>3</sub></i>	7,161	-	-	-	-	7,161
Едкий натр технический и регенерированный	12,4351	-	-	-	-	12,4351
<i>NaCl</i>	4,7458	-	-	-	-	4,7458
Итого	343,1766	309,5122	4,0022	2,6681	1,3341	25,66
Получено:						
Свинец после щелочного рафинирования	309,276	307,9499	0,004	0,0027	0,0013	1,3181
Щелочной плава	31,245	1,5623	3,9982	2,6654	1,3328	21,6863
Газы	2,6556	-	-	-	-	2,6556
Итого	343,1766	309,5122	4,0022	2,6681	1,3341	25,66

#### 4. Расчет процесса обессеребрения свинца

Очистка свинца от благородных металлов основана на образовании нерастворимых соединений серебра и золота с цинком ( $Ag_xZn_y$ ,  $Au_xZn_y$ ). Наиболее эффективным является непрерывный способ обессеребрения. Свинец заливают в котел, цинк загружают в твердом виде вместе со свинцом. На поверхности свинца образуется слой расплавленного цинка. При достижении в слое цинка концентрации серебра 15 - 20 % поднимают в котле уровень свинца и вытесняют частично или полностью цинкосеребряный сплав (серебристую пену).

Достоинства непрерывного обессеребрения:

- высокая производительность; глубокая очистка (обессеребренный свинец содержит 0,7 - 1,5 г/т *Ag*);
- лучше качество пены (выход пены сокращается в 2 - 3 раза по сравнению с периодическим способом);
- в 2 - 3 раза возрастает содержание серебра в пене;
- потери свинца в пене уменьшаются в 7 - 10 раз;
- сокращаются затраты на переработку пены;

- возрастает извлечение благородных металлов;
- нет необходимости в анализе многочисленных продуктов и расчете расхода цинка.

Принимаем для расчета выход пены 0,7 % от массы свинца. Содержание серебра в пене 15 - 27,5 %, золота 0,025 - 0,05 %, свинца 7 - 8 %, остальное цинк. Извлечение серебра - 99,93 %, золота - 99,98 %.

Количество образующейся серебристой пены равно:

$$309,276 \times 0,007 = 2,1649m / \text{сут} .$$

В серебристую пену перешло:

$$0,4002 \times 0,9993 = 0,3999m - Ag ;$$

$$0,0013 \times 0,9998 = 0,0012997m - Au .$$

Содержание благородных металлов в пене составит:

$$0,3999 \times \frac{100}{2,1649} = 18,5\% - Ag ,$$

$$0,0012997 \times \frac{100}{2,1649} = 0,06\% - Au .$$

Количество свинца в серебристой пене (принимаем 7,5 % *Pb*) составит:

$$2,1649 \times 0,075 = 0,1624m .$$

Рассчитываем количество цинка в серебристой пене:

$$2,1649 - (0,3999 + 0,0012997 + 0,1624) = 1,6013m .$$

Вычисляем содержание цинка в серебристой пене:  $1,6013 \times \frac{100}{2,1649} = 73,97\% - Zn .$

Количество благородных металлов, оставшееся в рафинируемом свинце:

$$0,4004 \times 0,0007 = 0,0003m - Ag ;$$

$$0,0013 \times 0,0002 = 0,0000002m - Au .$$

В обессеребранный свинец перейдет часть цинка. Принимаем содержание цинка в обессеребреном свинце 0,6 %, что составит:  $309,276 \times 0,006 = 1,8557m .$

Цинка понадобится на обессеребрение:  $1,6013 + 1,8557 = 3,457m / \text{сут} .$

Принимаем, что остальные примеси при обессеребрении полностью останутся в рафинируемом свинце.

Полученную серебристую пену перерабатывают с целью извлечения благородных металлов (металл Доре), цинка, который возвращают на обессеребрение, и свинца, который направляют вновь на обессеребрение.

Принимаем извлечение свинца из серебристой пены в свинец оборотный 97 %. Тогда количество оборотного свинца после переработки пены составит:  $0,1624 \times 0,97 = 0,1575m / \text{сут} .$

Тогда количество свинца в обессеребреном свинце (табл. 4.16) станет:

$$307,9499 - 0,1624 + 0,1575 = 307,945m .$$

Количество и состав серебристой пены представлены в табл. 4.17, суточный материальный баланс обессеребрения свинца – в табл. 4.18.

Таблица 4.16 – Состав обессеребренного свинца

Металлы	Количество, т	Количество, %
<i>Pb</i>	307,945	99,11
<i>Cu</i>	0,0093	0,003
<i>Te</i>	0,0013	0,0004
<i>As</i>	0,004	0,001
<i>Sb</i>	0,0027	0,0009
<i>Sn</i>	0,0013	0,0004
<i>Bi</i>	0,2668	0,086
<i>Ag</i>	0,0003	0,00009,
<i>Au</i>	0,0000002	следы
<i>Zn</i>	1,8557	0,6
Прочие	0,6392	0,2
Итого	310,7256	100

Таблица 4.17 – Состав серебряистой пены

Металлы	Количество, т	Количество, %
<i>Ag</i>	0,3999	18,5
<i>Au</i>	0,0012997	0,06
<i>Zn</i>	1,6013	73,94
<i>Pb</i>	0,1624	7,5
Итого	2,1649	100

Таблица 4.18 - Суточный материальный баланс обессеребрения свинца

Статьи баланса	Всего, т	<i>Pb</i> , т	<i>Zn</i> , т	<i>Ag</i> , т	<i>Au</i> , т	Прочие, т
Поступило:						
Свинец после щелочного рафинирования	309,276	307,9499	-	0,4002	0,0013	0,9246
Свинец оборотный после переплавки пены	0,1575	0,1575	-	-	-	-
Цинк	3,457	-	3,457	-	-	-
Итого	312,8905	308,1074	3,457	0,4002	0,0013	0,9246
Получено:						
Свинец обессеребренный	310,7256	307,945	1,8557	0,0003	0,0000002	0,9246
Серебристая пена	2,1649	0,1624	1,6013	0,3999	0,0012997	-
Итого	312,8905	308,1074	3,457	0,4002	0,0013	0,9246

## 5. Расчет процесса обесцинкования свинца

Задачей обесцинкования свинца является не только очистка свинца, но и регенерация введенного в процесс его обессеребрения цинка. Выбираем непрерывное вакуумное рафинирование свинца от цинка, основанное на различии давлений паров свинца и цинка. Преимущество непрерывного вакуумного рафинирования – высокая производительность процесса [14, с. 97–127; 15, с. 150–153; 28].

По данным практики, конденсат (цинк оборотный) содержит 90 - 95 % *Zn*, 5 - 10 % *Pb*. Обесцинкованный свинец содержит 0,03 - 0,09 % *Zn*.

Для расчета принимаем содержание цинка в обесцинкованном свинце 0,06 %. Тогда извлечение цинка в конденсат (цинк оборотный) при вакуумном рафинировании составит:  $(0,6 - 0,06) \times \frac{100}{0,6} = 90\%$ ,

где 0,6 - содержание цинка в свинце, поступающем на обесцинкование (табл. 4.16), %.

Вычисляем количество цинка в конденсате (цинке оборотном):

$$1,8557 \times 0,9 = 1,6701m .$$

Принимаем содержание цинка в конденсате 92,5 %, тогда конденсата будет получено:  $\frac{1,6701}{0,925} = 1,8055m / \text{сут}$ .

Рассчитываем количество свинца в конденсате:

$$(7,5 \%) : 1,8055 \times 0,075 = 0,1354m .$$

Определяем количество свинца в обесцинкованном свинце:

$$307,945 - 0,1354 = 307,8096m .$$

Находим количество цинка в обесцинкованном свинце:

$$1,8557 - 1,6701 = 0,1856m .$$

Вычисляем количество обесцинкованного свинца:

$$310,7256 - 1,8055 = 308,9201m .$$

Результаты расчетов приведены в табл. 4.19, табл. 4.20, табл. 4.21.

Таблица 4.19 - Состав обесцинкованного свинца

Металлы	Количество, т	Количество, %
<i>Pb</i>	307,8096	99,6
<i>Cu</i>	0,0093	0,003
<i>Te</i>	0,0013	0,0004
<i>As</i>	0,004	0,001
<i>Sb</i>	0,0027	0,0009
<i>Sn</i>	0,0013	0,0004
<i>Bi</i>	0,2668	0,086
<i>Ag</i>	0,0003	0,00009,
<i>Au</i>	0,0000002	следы
<i>Zn</i>	0,1856	0,6
Прочие	0,6392	0,21
Итого	308,9201	100

Таблица 4.20 – Состав конденсата (цинка оборотного)

Металлы	Количество, т	Количество, %
<i>Zn</i>	1,6701	92,5
<i>Pb</i>	0,1354	7,5
Итого	1,8055	100

Таблица 4.21 - Суточный материальный баланс обесцинкования свинца

Статьи баланса	Всего, т	<i>Pb</i> , т	<i>Zn</i> , т	Прочие, т
Поступило:				
Свинец обессеребрянный	310,7256	307,945	1,8557	0,9249
Итого	310,7256	307,945	1,8557	0,9249
Получено:				
Свинец обесцинкованный	308,9201	307,8096	0,1856	0,9249
Конденсат (цинк оборотный)	1,8055	0,1354	1,6701	-
Итого	310,7256	307,945	1,8557	0,9249

Конденсированный металл (цинк оборотный) направляют на обессеребрение свинца, а обесцинкованный свинец на очистку от висмута.

#### 6. Расчет процесса обезвисмучивания свинца

Очистку свинца от висмута проводят с помощью кальция и магния, которые образуют с висмутом нерастворимые в свинце интерметаллические соединения  $Bi_xCa_yMg_z$ ;  $Ca_xBi_y$ ;  $Mg_xBi_y$ . Для более глубокой очистки свинца добавляют еще и сурьму, с ней образуется еще более нерастворимое соединение  $Ca_xMg_ySb_zBi_n$ .

Принимаем схему обезвисмучивания, включающую грубое и тонкое рафинирование. На первой стадии удаляется большая часть висмута до содержания его в свинце 0,01 - 0,02 %. На вторую стадию подают кальций, магний и сурьму. Висмут удаляют до 0,004 %.

Расход реагентов определяется (табл. 4.22) исходным содержанием висмута и требуемой глубиной очистки [14, с. 97 - 127]. Расход сурьмы, по данным литературы, составляет 0,2 - 0,3 кг/т *Pb* [14] или 0,4 кг/т *Pb* [15].

Расчет ведем по упрощенной схеме. Поступают на обезвисмучивание: свинец обесцинкованный, кальций, магний, сурьма. Образуются: свинец обезвисмученный и висмутовые дрoссы (3 - 8 % *Bi*).

Определяем расход реагентов на обезвисмучивание:

$$308,9201 \times 0,41 = 126,7 \text{ кг} - Ca - \text{или} - 0,126t - Ca;$$

$$308,9201 \times 1,25 = 386,2 \text{ кг} - Mg - \text{или} - 0,3862t - Mg;$$

$$308,9201 \times 0,25 = 77,2 \text{ кг} - Sb - \text{или} - 0,0772t - Sb.$$

Таблица 4.22 - Расход реагентов на обезвисмучивание

Содержание <i>Bi</i> , %	Расход, кг/т	
	<i>Ca</i>	<i>Mg</i>
0,05-0,1	0,41	1,25
0,1-0,2	0,62	1,52
0,2-0,25	0,8	1,66
0,25-0,35	0,8	1,87
0,35-0,5	1,0	2,08

Так как в рафинируемом свинце содержится сурьма в количестве 0,0027 т, на обезвисмучивание необходимо подать:  $0,077 - 0,0027 = 0,0745t - Sb$ .

Извлечение висмута из свинца, содержащего 0,086 % *Bi* (табл. 4.19) с учетом остаточного его содержания, равного 0,004 % *Bi*, будет составлять:

$$(0,086 - 0,004) \times \frac{100}{0,086} = 95,35\% .$$

В дрoссы перейдет висмута:  $0,2668 \times 0,9535 = 0,2544t$ .

В обезвисмученном свинце останется висмута:  $0,2668 - 0,2544 = 0,0124t$ .

Принимаем содержание висмута в дрoссах 7 %, тогда количество получаемых в процессе рафинирования дрoссов составит:

$$\frac{0,2544}{0,07} = 3,6343t / \text{сут} .$$

Принимаем содержание свинца в дрессах 82,5 %, тогда количество свинца в дрессах составляет:  $3,6343 \times 0,825 = 2,9983m$ .

Рассчитываем количество кальция, магния и сурьмы в дрессах:

$$100 - (7 + 82,5) = 10,5\% , \text{ или } 3,6343 \times 0,105 = 0,3816m .$$

Количество кальция, магния и сурьмы в обезвисмученном свинце равно:

$$(0,1267 + 0,3862 + 0,0772) - 0,3816 = 0,2085m .$$

Чтобы определить количество каждого металла, перешедшее в дрессы и в свинец, определяем количественное соотношение  $Ca : Mg : Sb$ :

$$0,1267 : 0,3862 : 0,0772 = 1,64 : 5 : 1 .$$

Принимаем, что в таком же количественном соотношении эти металлы переходят и в дрессы, и в обезвисмученный свинец.

В дрессах 0,3816 т  $Ca$ ,  $Mg$  и  $Sb$ , на 1 часть приходится:

$$\frac{0,3816}{1,64 + 5 + 1} = 0,04995m .$$

Тогда в дрессы перейдет:

$$0,04995 \times 1,64 = 0,0819m - Ca ;$$

$$0,04995 \times 5 = 0,2497m - Mg ;$$

$$0,04995 \times 1 = 0,04995m - Sb .$$

В обезвисмученном свинце 0,2085 т  $Ca$ ,  $Mg$  и  $Sb$ . На 1 часть приходится:

$$\frac{0,2085}{1,64 + 5 + 1} = 0,0273m .$$

Тогда в обезвисмученном свинце будет:

$$0,0273 \times 1,64 = 0,0448m - Ca ;$$

$$0,0273 \times 5 = 0,1365m - Mg ;$$

$$0,0273 \times 1 = 0,0273m - Sb .$$

Состав висмутовых дрессов представлен в табл. 4.23.

Таблица 4.23 - Состав висмутовых дрессов

Металл	Количество, т	Количество, %
<i>Bi</i>	0,2544	7
<i>Ca</i>	0,0819	2,3
<i>Mg</i>	0,2497	6,9
<i>Sb</i>	0,04995	1,3
<i>Pb</i>	2,9983	82,5
Итого	3,6343	100

Таблица 4.24 – Состав обезвисмученного свинца

Металл	Количество, т	Количество, %
<i>Pb</i>	307,6312	99,65
<i>Cu</i>	0,0093	0,003
<i>Te</i>	0,0013	0,0004
<i>As</i>	0,004	0,001
<i>Sb</i>	0,0273	0,009
<i>Sn</i>	0,0013	0,0004
<i>Bi</i>	0,0124	0,004
<i>Ag</i>	0,0003	0,00009
<i>Au</i>	0,0000002	следы
<i>Zn</i>	0,1856	0,06
<i>Ca</i>	0,0448	0,014
<i>Mg</i>	0,1365	0,044
Прочие	0,6392	0,21
Итого	308,9201	100

Висмутовые дроссы направляют на переработку. Сначала плавят с едким натром, получают свинцово - висмутовый сплав (10 - 20 % *Bi* и 80 - 90 % *Pb*). Затем из сплава отливают аноды, проводят электролиз. Получают катодный свинец, а висмут переходит в шлам. Катодный свинец возвращают на рафинирование на стадию обезвисмучивания, а шлам на производство висмута.

Принимаем извлечение свинца при плавке дроссов в свинцово-висмутовый сплав равным 99 %. Извлечение свинца в катодный свинец, который будет оборотным свинцом, возвращающимся на обезвисмучивание, примем равным 95 %. Тогда свинца оборотного будет:

$$2,9983 \times 0,99 \times 0,95 = 2,8199 \text{ т}.$$

Количество свинца в обезвисмученном свинце с учетом его потерь с висмутовыми дроссами и возвратом свинца оборотного после переработки дроссов будет равно:  $307,8096 - 2,9983 + 2,8199 = 307,6312 \text{ т}$ .

Состав обезвисмученного свинца представлен в табл. 4.24. Материальный баланс процесса обезвисмучивания в табл. 4.25.

Достигнутая глубина очистки от висмута (0,0004 %) соответствует требованиям ГОСТа на рафинированный свинец.

Таблица 4.25 - Суточный материальный баланс обезвисмучивания свинца

Статьи баланса	Всего, т	<i>Pb</i> , т	<i>Bi</i> , т	<i>Ca</i> , т	<i>Mg</i> , т	<i>Sb</i> , т	Прочие, т
Поступило:							
Свинец обесцинкованный	308,9201	307,8096	0,2668	-	-	0,0027	0,841
Свинец оборотный после переработки дроссов	2,8199	2,8199	-	-	-	-	-
Кальций	0,1267	-	-	0,1267	-	-	-
Магний	0,3862	-	-	-	0,3862	-	-
Сурьма	0,0745	-	-	-	-	0,0745	-
Итого	312,3274	310,6295	0,2668	0,1267	0,3862	0,0772	0,841
Получено							
Свинец обезвисмученный	308,6932	307,6312	0,0124	0,0448	0,1365	0,0273	0,841
Висмутовые дроссы	3,6343	2,9983	0,2544	0,0819	0,2497	0,04995	-
Итого	312,3274	310,6295	0,2668	0,1267	0,3862	0,0772	0,841

## 7. Расчет процесса качественного рафинирования свинца

Качественное рафинирование проводят для очистки свинца от кальция, магния, сурьмы, цинка и других примесей. Используют щелочной способ качественного рафинирования, как при очистке от мышьяка, сурьмы и олова. Добавляют  $NaOH$  и  $NaNO_3$ .

Расход щелочи составляет 2,5 - 3,6 кг на 1 т свинца и 1,5 - 2,8 кг селитры на 1 т свинца [1;15; 28]. Плавки получают в виде сыпучих твердых съёмов или в виде гранул. Выход плавов качественного рафинирования 3 - 5 % от массы свинца, содержание свинца в них 40–70 %. Плавки качественного рафинирования направляют в оборот (на агломерацию или на плавку).

Принимаем практический расход  $NaOH$  3,3 кг/т, расход  $NaNO_3$  2,5 кг/т рафинируемого металла. На качественное рафинирование потребуется:

$$308,6932 \times \frac{3,3}{1000} = 1,0187m / \text{сут} - NaOH ;$$

$$308,6932 \times \frac{2,5}{1000} = 0,7717m / \text{сут} - NaNO_3 .$$

Принимаем извлечение кальция, магния, сурьмы, цинка и других примесей на операции качественного рафинирования равным 98 %.

В плавки перейдет:

$$0,0448 \times 0,98 = 0,0439m - Ca ;$$

$$0,1365 \times 0,98 = 0,1338m - Mg ;$$

$$0,0273 \times 0,98 = 0,0268m - Sb ;$$

$$0,1856 \times 0,98 = 0,1819m - Zn ;$$

$$0,6392 \times 0,98 = 0,6264m - \text{прочих примесей}.$$

В рафинированном свинце останется:

$$0,0448 \times 0,02 = 0,0009m - Ca ;$$

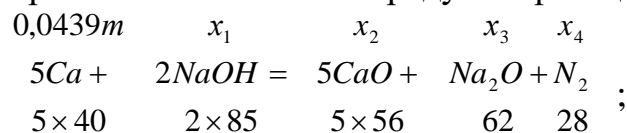
$$0,1365 \times 0,02 = 0,0027m - Mg ;$$

$$0,0273 \times 0,02 = 0,0005m - Sb ;$$

$$0,1856 \times 0,02 = 0,0037m - Zn ;$$

$$0,6392 \times 0,02 = 0,0128m - \text{прочих примесей}.$$

Рассчитываем теоретический расход  $NaOH$  и  $NaNO_3$  на качественное рафинирование и количество продуктов реакций окисления примесей [15, с. 159]:



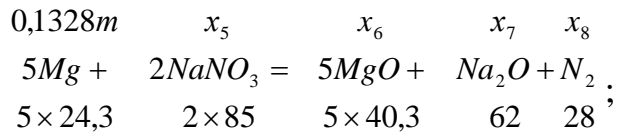
$$x_1 = \frac{0,0439 \times 2 \times 85}{5 \times 40} = 0,0373m - NaNO_3 ;$$

$$x_2 = \frac{0,0439 \times 5 \times 56}{5 \times 40} = 0,0615m - CaO ;$$

$$x_3 = \frac{0,0439 \times 62}{5 \times 40} = 0,0136m - Na_2O ;$$



$$x_1 = \frac{0,0439 \times 28}{5 \times 40} = 0,0061m - N_2.$$

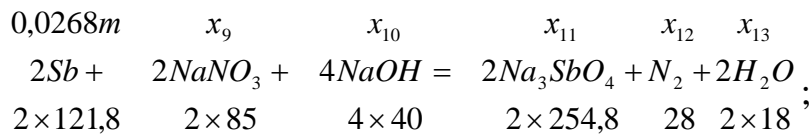


$$x_5 = \frac{0,1338 \times 2 \times 85}{5 \times 24,3} = 0,1872m - NaNO_3 ;$$

$$x_6 = \frac{0,1338 \times 5 \times 40,3}{5 \times 24,3} = 0,2219m - MgO ;$$

$$x_7 = \frac{0,1338 \times 62}{5 \times 24,3} = 0,0683m - Na_2O ;$$

$$x_8 = \frac{0,1338 \times 28}{5 \times 24,3} = 0,0308m - N_2.$$



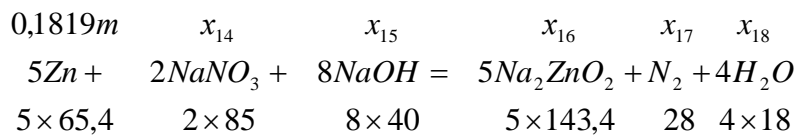
$$x_9 = \frac{0,0268 \times 2 \times 85}{2 \times 121,8} = 0,1872m - NaNO_3 ;$$

$$x_{10} = \frac{0,0268 \times 4 \times 40}{5 \times 121,8} = 0,0176m - NaOH ;$$

$$x_{11} = \frac{0,0268 \times 2 \times 254,8}{5 \times 121,8} = 0,0561m - Na_3SbO_4 ;$$

$$x_{12} = \frac{0,0268 \times 28}{2 \times 121,8} = 0,0031m - N_2 ;$$

$$x_{13} = \frac{0,0268 \times 2 \times 18}{2 \times 121,8} = 0,0039m - H_2O.$$



$$x_{14} = \frac{0,1819 \times 2 \times 85}{5 \times 65,4} = 0,09462m - NaNO_3 ;$$

$$x_{15} = \frac{0,1819 \times 8 \times 40}{5 \times 65,4} = 0,178m - NaOH ;$$

$$x_{16} = \frac{0,1819 \times 5 \times 143,4}{5 \times 65,4} = 0,3988m - Na_2ZnO_2 ;$$

$$x_{17} = \frac{0,1819 \times 28}{5 \times 65,4} = 0,0156m - N_2 ;$$

$$x_{18} = \frac{0,1819 \times 4 \times 18}{5 \times 65,4} = 0,0401m - H_2O.$$

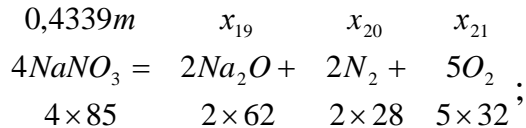
Для реакций окисления необходимо:

$$0,0373 + 0,1872 + 0,0187 + 0,09462 = 0,3378m - NaNO_3.$$

Количество избыточной селитры составляет:

$$0,7717 - 0,3378 = 0,4339m.$$

При рафинировании она разлагается по реакции:



$$x_{19} = \frac{0,4339 \times 2 \times 62}{4 \times 85} = 0,1582m - Na_2O;$$

$$x_{20} = \frac{0,4339 \times 2 \times 28}{4 \times 85} = 0,0715m - N_2;$$

$$x_{21} = \frac{0,4339 \times 5 \times 32}{4 \times 85} = 0,2042m - O_2.$$

Количество  $NaOH$ , которое необходимо для реакций окисления равно:

$$0,0176 + 0,178 = 0,1956m - NaOH.$$

Избыточный  $NaOH$  перейдет в плав в количестве:

$$1,0187 - 0,1956 = 0,8231m - NaOH.$$

В плав перейдут: 0,0615 т  $CaO$ ; 0,2219 т  $MgO$ ; 0,0561 т  $Na_3SbO_4$ ; 0,3988 т  $Na_2ZnO_2$ . Количество  $Na_2O$ , перешедшее в плав, составит:

$$0,0136 + 0,0683 + 0,1582 = 0,2401m - Na_2O.$$

В плав перейдут прочие примеси, не участвующие в реакциях окисления, в количестве 0,6264 т.

В газовую фазу перейдет азота ( $N_2$ ):

$$0,0061 + 0,0308 + 0,0031 + 0,0156 + 0,0715 = 0,1271m - N_2;$$

паров  $H_2O$  в количестве:

$$0,0039 + 0,0401 = 0,044m - H_2O;$$

кислорода ( $O_2$ ) - 0,2042 т.

Всего образуется газов:  $0,1271 + 0,044 + 0,2042 = 0,3753m / \text{сут}$ .

В плаве качественного рафинирования будет соединений ( $CaO$ ,  $MgO$ ,  $Na_3SbO_4$ ,  $Na_2ZnO_2$ ,  $Na_2O$ ,  $NaOH$  и прочих) в количестве:

$$0,0615 + 0,2219 + 0,0561 + 0,3988 + 0,2401 + 0,8231 + 0,6264 = 2,4279m.$$

Если содержание свинца, перешедшего в плав, равно 55 %, то содержание всех других соединений будет 45 %. Находим количество плава качественного рафинирования:  $\frac{2,4279}{0,45} = 5,3953m / \text{сут}$ .

Свинца в плавах качественного рафинирования будет:

$$5,3953 \times 0,55 = 2,9674m.$$

Количество свинца в рафинированном свинце составит:

$$307,6312 - 2,9674 = 304,6638m.$$

По результатам расчетов составляем табл. 4.26, табл. 4.27, табл. 4.28.

После полного цикла огневого рафинирования содержание свинца составит 99,98 %, что соответствует по ГОСТу марки С1.

#### 8. Сводный материальный баланс пирометаллургического рафинирования черного свинца

Для составления сводного суточного материального баланса процесса пирометаллургического рафинирования черного свинца запишем все исходные материалы и все продукты для каждой из семи основных операций технологической схемы цеха рафинирования. Для этого используют данные табл. 4.7, табл. 4.11, табл. 4.15, табл. 4.18, табл. 4.21, табл. 4.25, табл. 4.28.

Таблица 4.26 – Состав плава качественного рафинирования

Соединения	Количество, т	Количество, %
<i>CaO</i>	0,0615	1,1
<i>MgO</i>	0,2219	4,1
<i>Na<sub>3</sub>SbO<sub>4</sub></i>	0,0561	1
<i>Na<sub>2</sub>ZnO<sub>2</sub></i>	0,3988	7,4
<i>Na<sub>2</sub>O</i>	0,2401	4,5
<i>NaOH</i>	0,8231	15,3
Прочие	0,6264	11,6
Pb	2,9674	55
Итого	5,3953	100

Таблица 4.27 – Состав рафинированного свинца

Металл	Количество, т	Количество, %
<i>Pb</i>	304,6638	99,98
<i>Cu</i>	0,0093	0,003
<i>Te</i>	0,0013	0,0004
<i>As</i>	0,004	0,001
<i>Sb</i>	0,0005	0,0001
<i>Sn</i>	0,0013	0,0004
<i>Bi</i>	0,0124	0,004
<i>Ag</i>	0,0003	0,00009
<i>Au</i>	0,0000002	следы
<i>Zn</i>	0,0037	0,001
<i>Ca</i>	0,0009	0,0003
<i>Mg</i>	0,0027	0,0009
Прочие	0,0128	0,004
Итого	304,713	100

Таблица 4.28 - Суточный материальный баланс качественного рафинирования свинца

Статьи баланса	Всего, т	Pb, т	Ca, т	Mg, т	Sb, т	Zn, т	Прочие, т	Другие, т
Поступило:								
Свинец обезвismученный	308,6932	307,6312	0,0448	0,1365	0,0273	0,1856	0,6392	0,0286
NaOH	1,0187	-	-	-	-	-	-	1,0187
NaNO <sub>3</sub>	0,7717	-	-	-	-	-	-	0,7717
Итого	310,4836	307,6312	0,0448	0,1365	0,0273	0,1856	0,6392	1,819
Получено								
Свинец рафинированный	304,713	304,6638	0,0009	0,0027	0,0005	0,0037	0,018	0,0286
Плавы качественного рафинирования	5,3953	2,9674	0,0439	0,1338	0,0268	0,1819	0,6264	1,4151
Газы	0,3753	-	-	-	-	-	-	0,3753
Итого	310,4836	307,6312	0,0448	0,1365	0,0273	0,1856	0,6392	1,819

Количества одинаковых исходных материалов и реагентов, а также однотипных продуктов суммируем. Из списка исключаем промежуточные продукты операций рафинирования, являющиеся исходным материалом последующей стадии очистки свинца. Такие же действия производим при подсчете количества всех элементов, входящих в состав каждого исходного материала, реагента или продукта процесса рафинирования.

**Ответ.** Сводный суточный материальный баланс пирометаллургического рафинирования свинца, выполненный по результатам металлургических расчетов, представлен в табл. 4.29.

### ***Задания для самостоятельной работы***

Выбрать технологическую схему рафинирования черного свинца и рассчитать материальный баланс процесса.

Состав черного свинца принять по табл. 4.30. согласно номера своего варианта. Производительность цеха рафинирования – 150 тыс. т. черного свинца в год, время работы рафинировочного передела – 326 дней/год.

Результаты расчета, как в примере, представить в форме табл.4.3, табл.4.4, табл.4.5, табл.4.6, табл.4.7, табл.4.8, табл.4.9, табл.4.10, табл.4.11, табл.4.12, табл.4.13, табл.4.14, табл.4.15, табл.4.16, табл.4.17, табл.4.18, табл.4.19, табл.4.20, табл.4.21, табл.4.22, табл.4.23, табл.4.24, табл.4.25, табл.4.26, табл.4.27, табл.4.28, табл.4.29.

Таблица 4.29 - Сводный суточный материальный баланс процесса пирометаллургического рафинирования черного свинца, т

Статьи баланса	Всего	<i>Pb</i>	<i>Cu</i>	<i>Te</i>	<i>As</i>	<i>Sb</i>	<i>Sn</i>	<i>Bi</i>	<i>Ag</i>	<i>Au</i>	<i>Zn</i>	<i>Ca</i>	<i>Mg</i>	Прочие	Другие
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Поступило:															
Свинец черновой	326,41	306,8254	8,1603	0,0326	4,8961	3,2641	1,6321	0,3264	0,4896	0,001632	-	-	-	-	-
Сульфидный концентрат	5,7122	2,9246	0,0857	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,7818	-
Кварцевый флюс	0,0979	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,7019
Сода	2,5802	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,0979
Сера	0,3583	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,5802
Воздух	0,0461	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,3583
Коксик	0,1402	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,0461
Свинец оборотный после переработки теллурических пластов	0,15	0,15	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1402
Свинцово натриевый сплав	1,335	1,3083	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<i>NaOH</i>	1,1135	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,0267
Свинец оборотный после переработки щелочных пластов	1,5623	1,5623	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,1135
<i>NaNO<sub>3</sub></i>	7,9327	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Едкий натр (техн.)	12,4351	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,9327
<i>NaCl</i>	4,7458	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	12,4351
Свинец оборотный после переработки серебряистой пены	0,1575	0,1575	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4,7458
Цинк	3,457	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,4570	-	-	-	-
Свинец оборотный после переработки дрессов	2,8199	2,8199	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Кальций	0,1267	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1267	-	-	-
Магний	0,3862	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,3862	-	-
Сурьма	0,0745	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Итого	371,6411	315,748	8,246	0,0326	4,8961	3,2641	1,6321	0,3264	0,4896	0,001632	3,457	0,1267	0,3862	0,7818	32,1784

Продолжение табл. 4.29

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Получено															
Свинец рафинированный	304,713	304,6638	0,0093	0,0013	0,004	0,005	0,0013	0,0124	0,0003	0,0000002	0,0037	0,0009	0,0027	0,0128	-
Обогащенный медный штейн	13,9041	1,9118	7,6473	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4,345
Шлаки, пыль, газ обезмеживания	5,4217	1,1935	0,5894	0,0059	0,894	0,596	0,298	0,0596	0,0894	0,0003	-	-	-	0,1428	1,5528
Теллуrowый плав	0,3062	0,1531	-	0,0254	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1277
Газы обестеллурирования	0,0204	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,0204
Щелочной плав	31,245	1,5623	-	-	3,9982	2,6654	1,3328	-	-	-	-	-	-	-	21,6863
Газы щелочного рафинирования	2,6556	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,6556
Серебристая пена	2,1649	0,1624	-	-	-	-	-	-	0,3999	0,0012997	1,6013	-	-	-	-
Цинк (конденсат)	1,8055	0,1354	-	-	-	-	-	-	-	-	1,6701	-	-	-	-
Висмутовые дроссы	3,6343	2,9983	-	-	-	0,0499	-	0,2544	-	-	-	0,0819	0,2497	-	-
Плавы качественного рафинирования	5,3953	2,9674	-	-	-	0,0268	-	-	-	-	0,1819	0,0439	0,1338	0,6264	1,4151
Газы качественного рафинирования	0,3753	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,3753
Итого	371,6411	315,748	8,246	0,0326	4,8961	3,3386	1,6321	0,3264	0,4896	0,001632	3,457	0,1267	0,3862	0,7818	32,1784

Таблица 4.30 – Состав черного свинца

№ п/п	Содержание металлов, %									
	<i>Pb</i>	<i>Cu</i>	<i>As</i>	<i>Sb</i>	<i>Sn</i>	<i>Te</i>	<i>Bi</i>	<i>Ag</i> *	<i>Au</i> *	Прочие
1	94,5	2,4	1,2	1,1	0,4	0,02	0,05	1200	6	0,21
2	94,1	1,5	1,5	0,9	0,3	-	0,05	1450	3	0,4
3	93,8	1,4	1,4	1	0,5	0,02	0,07	1500	7	0,06
4	95	1,1	1,1	0,8	0,3	0,02	0,1	1000	10	0,6
5	95	1	1	0,5	0,2	0,01	0,1	1300	6	0,06
6	93,8	1,5	1,5	1,2	0,6	0,02	0,08	900	5	0,51
7	93,9	1,5	1,5	1,5	0,7	0,025	0,06	2100	12	0,1
8	93,5	1,6	1,6	1,1	0,4	0,03	0,04	1300	5	0,2
9	94	1,4	1,4	1	0,4	-	0,09	900	10	0,62
10	97	0,9	0,9	0,5	0,3	-	0,05	500	3	0,1
11	96,5	1	1	0,4	0,2	-	0,04	500	5	0,61
12	96	1,1	1,1	0,5	0,4	0,01	0,1	600	8	0,33
13	96,8	0,7	0,7	0,6	0,2	0,01	0,05	500	5	0,19
14	97,5	0,7	0,7	0,4	0,15	0,005	0,05	400	3	0,06
15	96,5	1	1	0,4	0,2	0,01	0,04	600	5	0,29
16	97	0,8	0,8	0,4	0,4	-	0,05	500	3	0,1
17	96,5	0,8	0,8	0,6	0,2	-	0,03	500	3	0,62
18	96	1,2	1,2	0,4	0,3	0,01	0,1	1600	8	0,43
19	96,8	0,8	0,8	0,7	0,1	0,01	0,05	500	5	0,29
20	97,5	0,7	0,7	0,4	0,15	0,005	0,05	400	8	0,16
21	96,5	1,2	1,2	0,4	0,2	0,01	0,07	600	5	0,26
22	97	0,8	0,8	0,5	0,3	-	0,05	500	3	0,2
23	98,2	0,4	0,4	0,2	-	-	0,08	400	5	0,28
24	98,5	0,3	0,3	0,2	-	-	0,05	300	4	0,22
25	93,5	1,5	1,5	1	0,5	0,015	0,1	2000	10	0,28

\* - в граммах на тонну

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

### Основная литература

4. Набойченко С.С., Шнеерсон Я.М., Калашникова М.И., Чугаев Л.В. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. Екатеринбург. ГОУ ВПО УГТУ-УПИ. 2008. т. 2., 612 с.
5. Г.В. Петров, А.А. Чернышев. Metallургия и основы металлургического производства. Методические указания к курсовой работе. СПГГИ (ТУ). СПб. 2008. 18 с.
6. А.К. Орлов, Г.В. Коновалов. Технологические расчеты и задачи по металлургии тяжелых цветных металлов. Учебное пособие. СПГГИ (ТУ). СПб, 2009. 105с.

### Дополнительная литература

4. Процессы и аппараты цветной металлургии. / С. С. Набойченко, Н. Г. Агеев, А. П. Дорошкевич [и др.] – Екатеринбург: УГТУ, 2005. – 700 с.
5. Тарасов, А. В. Общая металлургия / А. В.Тарасов, Н. И. Уткин – М: Металлургия, 1997. – 592 с.
6. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов / С.С. Набойченко, Л.П. Ни, Я.М. Шнеерсон [и др.] – Екатеринбург: УГТУ, 2002. – 940 с.
7. Резник И.Д. Никель: в 3 т. / И.Д. Резник, Г.П. Ермаков, Я.М. Шнеерсон – М: ООО Наука и технология, 2003. – 608 с.
8. Кляйн С.Э. Цветная металлургия. Окружающая среда. Экономика: учеб. для вузов/С.Э. Кляйн, С. В. Карелов, И. В. Деев. – Екатеринбург: УГТУ, 2000. – 372 с.
9. Мечев В.В. Автогенные процессы в цветной металлургии / В. В. Мечев, В. П. Быстров, А. В. Тарасов [и др.] – М: Металлургия, 1991. – 413 с.
10. Ванюков А. В. Комплексная переработка медного и никелевого сырья / А. В. Ванюков, Н. И. Уткин. – Челябинск: Металлургия, 1988. – 432 с.
11. Зайцев В.Я. Металлургия свинца и цинка / В.Я. Зайцев, Е.В. Маргулис. – М.: Металлургия, 1985. – 263 с.
12. Шиврин, Г.Н. Металлургия свинца и цинка / Г.Н. Шиврин. – М: Металлургия. 1982. – 352 с.
13. Старк С.Б. Газоочистные аппараты и установки в металлургическом производстве / С.Б. Старк – М: Металлургия, 1990. – 397 с.
14. Вольхин А. И. Анодная и катодная медь. / А. И. Вольхин, Е. И. Елисеев, В. П. Жуков и др.; – под общ. ред. Б. Н. Смирнова. – Челябинск: Юж. Урал. кн. изд-во, 2001. – 431 с.
15. Производство металлов за полярным кругом. Технологическое пособие / под общ. ред. Н. Г. Кайтамазова. – Норильск, 2007 – 296 с.
16. Набойченко С. С. Расчеты гидрометаллургических процессов / С. С. Набойченко, А. А. Юнь; МИСиС. – М., 1995. – 428 с.
17. Гальндбек А. А. Расчеты пирометаллургических процессов и аппаратов цветной металлургии / А. А. Гальндбек, Л. М. Шалыгин, Ю. Б. Шмонин. – Челябинск: Металлургия, 1990. – 448 с.



18. Гудима Н. В. Технологические расчеты в металлургии тяжелых цветных металлов / Н. В. Гудима. – М: Металлургия, 1977. – 256 с.
19. Гудима Н. В. Краткий справочник по металлургии цветных металлов / Н.В. Гудима, Я. П. Шейн. – М: Металлургия, 1975. – 535 с.
20. Лакерник М. М. Металлургия цинка и кадмия / М. М. Лакерник, Г. Н. Пахомова. – М: Металлургия, 1972. – 271 с.
21. Басов А. И. Механическое оборудование обогатительных фабрик и заводов тяжелых цветных металлов / А. И. Басов. – 2-е изд. – М: Металлургия, 1974. – 528 с.
22. Матвеев Ю. Н. Теория металлургического производства цветных металлов (теория и практика) / Ю. Н. Матвеев, В. С. Стрижко. – М. : Металлургия, 1986. – 368 с.
23. Спектор О. В. Рафинирование чернового свинца: учеб. пособие / О. В. Спектор, Н. В. Марченко ; ГУЦМиЗ. – Красноярск, 2006. – 104 с.
24. Кохан Л. С. Механическое оборудование цехов по производству цветных металлов : учеб. пособие для вузов / Л. С. Кохан, А. Г. Навроцкий - М. : Металлургия, 1985. – 312 с.

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ  
ФЕДЕРАЦИИ  
ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ СРЕДНЕГО  
ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОЛЛЕДЖ  
имени И.И.ПОЛЗУНОВА**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ»  
Методические указания по выполнению курсового проекта  
для студентов образовательных учреждений среднего  
профессионального образования очной, заочной формы обучения и  
экстернов  
по специальности: 22.02.02. «Металлургия цветных металлов»  
ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

## ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

Основной задачей дисциплины «Металлургия тяжелых цветных металлов» является ознакомление студентов с теорией и практикой современных способов переработки руд и концентратов с получением чистых металлов - меди, никеля, свинца, цинка и их спутников. Студенты знакомятся с последними достижениями и важнейшими направлениями технического прогресса в развитии технологии производства тяжелых металлов из различных видов минерального сырья. Значительное внимание уделяется гидрометаллургической технологии, интенсификации существующих процессов, комплексного использования составляющих минерального сырья, предотвращения загрязнения водного и воздушного бассейнов, организации безотвального производства с замкнутыми технологическими схемами.

Промышленные способы извлечения тяжелых металлов из руд базируются, главным образом, на физико-химических свойствах минералов, металлов, их соединений и сплавов. Поэтому изучению этого курса должно предшествовать изучение студентами общей химии, теории металлургических процессов, обогащения руд цветных металлов.

Изучение пирометаллургических способов производства тяжелых металлов предполагает знание студентами огнеупорных материалов, технологии топлива и теории его горения, основных конструктивных особенностей типовых металлургических аппаратов.

Учебный процесс по дисциплине «Металлургия тяжелых цветных металлов» для студентов складывается из самостоятельной работы по учебникам, обзорных лекций, практических занятий, лабораторных и контрольных работ. Курс предусматривает выполнение курсового проекта.

### ОБЩИЕ МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

При самостоятельной работе при изучении дисциплины студенту следует ознакомиться с содержанием темы, чтобы уяснить последовательность освещаемых вопросов; методическими указаниями к

ней; с материалом темы по учебникам. Важно уяснить основные выводы по теме и понять сущность излагаемых вопросов, знать принципы, положенные в основу извлечения цветных металлов из руд и концентратов. Для этого необходимо твердо знать физико-химические свойства основных соединений цветных металлов, а также железа, поведение этих соединений при пиро- и гидрометаллургических процессах, свойства шлаковых, штейновых систем и характер их взаимодействия.

Студент должен

*иметь представление:*

- Об основных тенденциях развития металлургических процессов.

*знать:*

- Сущность и химизм отдельных металлургических процессов,

- Основные параметры металлургического оборудования,

- Техничко-экономические показатели процессов.

Изучение отдельных технологий предполагает усвоение студентами необходимости наиболее полного извлечения из сырья всех ценных компонентов при минимальных затратах и исключение загрязнения воздушного и водного бассейнов.

## **Раздел 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ И ЗАДАНИЯ К КУРСОВОМУ ПРОЕКТУ**

### **Тема 1.1. Общие методические указания к выполнению курсовой работы**

По курсу «Металлургия тяжелых цветных металлов» студенты специальности 1102 «Металлургия цветных металлов» выполняют курсовой проект.

Этому предшествует лекционный курс и практические занятия, поэтому предполагается, что студенты знакомы с теоретическими основами производства цветных металлов и практикой процессов, имеют определенные навыки в проведении металлургических расчетов с использованием ЭВМ.

Целью курсового проекта является закрепление практических навыков по технологическим расчетам металлургических процессов и выбору основного оборудования для их реализации.

Задание на проект предлагается в 20 вариантах, номер которого студент выбирает по сумме трех последних цифр студенческого билета, при этом каждый ноль номера принимается за 10. Исходные данные для проектирования приводятся в таблице для каждого задания отдельно и даны в 5 вариантах и указываются преподавателем.

Рекомендуется выполнять курсовой проект по следующему плану:

Получив и уточнив задание, следует познакомиться с рекомендованной учебной, а также периодической литературой за последние 5-7 лет (журналы «Цветные металлы», бюлл. «Цветная металлургия»).

Выполнить технико-экономические сравнения предлагаемых в задании технологических схем по следующему плану:

2.1. Дать краткое описание технологии отдельно по каждому из сравниваемых вариантов. Техничко-экономические показатели рекомендуется привести в виде таблицы, например, табл. 1

Таблица 1 - Сопоставление основных показателей процессов плавки на штейн

Показатель	Плавка Ванюкова (ПВ)	Кислородно-взвешенная плавка (КВП)
Удельный проплав, т/м сут	55-80	7,5
Расход условного топлива на 1 т шихты, кг	47-50	22
Содержание кислорода в дутье, % об.	До 95	До 40
Расход технологического кислорода на 1 т шихты, нм <sup>3</sup>	200-350	150-220
Извлечение серы в газы, %	55-60	50
Содержание O <sub>2</sub> в газах, %	40	10-12
Содержание меди в штейне, %	50	45-60
Содержание меди в шлаке, %	0,5-0,6	1,0-1,5
Пылевынос в % от веса шихты	До 2	6-10

В таблицу следует внести основные технологические показатели процессов, определяющих экономическую эффективность проектируемого передела.

При этом следует отразить, что составляет физико-химическую сущность процесса, обеспечивающего получение более высоких сравнительных показателей.

3. Провести металлургический расчет, в результате которого требуется определить:

- необходимое для выполнения заданной производственной программы количество исходного сырья, флюсов, топлива, окислителя, агрегатов;

- состав, количество получаемых полупродуктов (огарок, штейн) и конечных продуктов производства (отвальный шлак, металл), а также газов;

С этой целью необходимо:

3.1. Исходя из химического состава исходного сырья, рассчитать его рациональный состав. При этом следует воспользоваться литературными данными о видах минералов, входящих в состав руд и концентратов, необходимо также иметь производственную информацию о весовом составе шихты и флюсов.

3.2. В соответствии со стехиометрией основных химических реакций, составляющих основу данного металлургического процесса и горения топлива, рассчитать состав и количество образующихся полупродуктов, продуктов производства и газов. При этом следует обращать внимание на сопоставимость полученных результатов с данными практики. В некоторых случаях, например, при определении необходимого количества флюсов при плавке, задаются реальным составом шлака, соответствующим минимальной температуре плавления, плотности и вязкости.

Проверка правильности выполненного металлургического расчета осуществляется путем составления материального баланса, т.е. подсчетом суммы массы всех поступающих в данный процесс материалов (статьи прихода) и всех получаемых полупродуктов и продуктов производства (статьи расхода).

Из данных практического материального баланса определяют расход сырья и вспомогательных материалов на заданную производительность процесса, потребное число основного оборудования. Невязка баланса обычно допускается не более 5%.

На основе материального баланса составляют тепловой баланс, который позволяет определить потребность в топливе, величину потребляемого тепла.

По результатам теплового баланса определяют КПД агрегата:

$$\hat{\epsilon}_{\text{IÄ}} = \frac{Q_i^p + Q_{\text{ó}} + Q_{i\bar{A}} + Q_{\text{IIó}}}{Q_i^p},$$

где  $Q_i^p$  - теплота сгорания топлива, кДж;

$Q_{\text{ó}}$  - физическое тепло топлива, кДж;

$Q_{i\bar{A}}$  - тепло отходящих газов, кДж;

$Q_{\text{IIó}}$  - потери тепла через кладку агрегата, кДж.

При составлении теплового баланса используют справочные данные по теплоемкости и теплосодержанию исходных материалов, воздуха, топлива, продуктов плавки.

Тепловой баланс металлургического агрегата составляют на час работы или на переработку определенной массы сырья. Методы определения балансовых величин достаточно подробно изложены в [7].

Результаты расчета представляют в виде таблицы. В качестве примера в таблице 2 приводится сводный тепловой баланс процесса конвертирования медных штейнов.

Таблица 2 - Сводный тепловой баланс конвертора

Статьи прихода	Количество тепла		Статьи расхода	Количество тепла	
	кДж	%		кДж	%
Тепло штейна			Тепло черновой меди	63639,9	13,2
Тепло воздуха	9160	1,9	Тепло шлака	157171,1	32,6
Тепло экзотермических реакций	371714	77,1	Тепло газов	188026,8	39,0
Тепло шлакообразования	13017	2,7	Потери тепла во внешнюю среду	61229,1	12,7
Всего:	482120	100	Невязка	12053,1	2,5
			Всего:	482120	100

3.3. После составления материального и теплового балансов приступают к расчету основного оборудования, где определяют следующие важнейшие характеристики:

$q_{i\bar{e}}$  - теплопотребление шихты, плавл., кДж/т:

$$q_{i\bar{e}} = \sum q_3 + \sum q_4 - (\sum q_1 + \sum q_2),$$

где  $\sum q_1$  и  $\sum q_2$  - энтальпия исходных материалов и продуктов переработки, кДж;

$\sum q_3$  и  $\sum q_4$  - тепло экзотермических и эндотермических реакций между компонентами шихты и газовой фазой, кДж. Допускается использование в расчетах  $q_{i\bar{e}}$  по литературным данным для стабильного состава исходного сырья.

$x$  - расход топлива на основе аналитических уравнений, например, для отражательных печей по формуле:

$$x = \frac{A \cdot q_{i\bar{e}}}{\tau (800Q_f^D \cdot 310V_B t_B \cdot 330V_A t_{i\bar{A}})},$$

где  $A$  - производительность печи по шихте, т/сут.;



$\tau$  - время работы печи, ч/сут.;

$V_{\bar{A}}$  и  $V_{\bar{A}}$  - удельное количество воздуха и газов на 1 кг топлива, м<sup>3</sup>/кг;

$t_{\bar{A}}$  и  $t_{i\bar{A}}$  - температура воздуха и отходящих газов из печи, °С.

- размеры печи, сечение агрегата в области фурмы, их пропускная способность;

- количество основного оборудования для выполнения заданной проектом производительности.

После проверки и утверждения расчета руководителем проекта все материалы можно оформлять в расчетно-пояснительную записку. Требования к оформлению записки изложены в [32]. Графическая часть работы состоит, как правило, из одного листа, где эскизно приведена конструкция основного агрегата, выполненная в 1-2 проекциях.

Защита курсовой работы осуществляется в комиссии не менее 2 преподавателей с обязательным участием руководителя. Студенту предлагается дать информацию о содержании работы по следующему плану:

- тема курсовой работы;
- сопоставимый анализ показателей двух возможных вариантов реализации заданной темы;
- краткое изложение основных результатов выполненных расчетов по каждому разделу;
- характеристика работы основного оборудования;
- пути дальнейшего совершенствования технологии.

## 1.2. Задания для выполнения курсовых работ

### Задание 1

Рассчитать отделение обжига медного концентрата. Исходные данные приведены в таблице 3

Таблица 3

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав концентрата, %					
медь	18,5	17,8	15,7	13,6	24,7
железо	31,6	26,1	31,6	18,7	34,9

сера	35,5	34,7	40,4	39,0	32,6
двуокись кремния	5,5	14,3	0,7	1Д	1,7
оксид алюминия	2,3	2,9	-	3,4	1,5
оксид кальция	0,1	0,7	0,1	од	0,7
никель	-	-	—	-	1,8
свинец	-	0,05	0,8	-	-
цинк	-	-	6,8	8,3	8,3
Прочие по разности					
Производительность, т/сут	1000	1250	1500	1750	2000
Содержание кислорода в дутье, % об	21,0	24,4	27,7	31,1	31,1

Содержание задания:

1. Сравнить две схемы обжига в многоподовых печах и кипящем слое.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз обжиговой печи в одной проекции.

Литература 1-8

### Задание 2

Рассчитать отделение отражательных печей для плавки подсушенного медного концентрата, состав которого приведен в табл.3. Исходные данные приведены в табл.4.

Таблица 4

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Производительность, т/сут	900	1000	1100	1200	1300
Содержание кислорода в дутье, %	21	24	25	27	30

Содержание задания:

1. Сравнить плавку сырого концентрата при торцевом отоплении печи с комбинированным торцово-сводовым (рассредоточенная подача кислорода).
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз отражательной печи в двух проекциях.
4. Литература 2-5, 9-10.

### Задание 3.

Рассчитать отделение отражательных печей для плавки медного огарка.

Исходные данные приведены в табл.5

Таблица 5

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав концентрата, %:					
медь	17,2	14,1	12,1	13,8	15,6
цинк	4,25	5,4	6,1	5,6	6,5
железо	28,5	25,1	32,0	30	27,4
сера	13,2	14,6	14,15	15,4	14,6
свинец	1,0	0,9	1,2	1,0	1,3
кремнезем	15,6	19,4	17,0	19,0	15,4
Оксид алюминия	-	2,3	2,6	3,0	2,7
Оксид кальция	1,1	3,2	1,5	2,6	3,1
Магнетит	9,0	11,0	7,0	6,4	8,0
Прочие по разности					
Производительность, т/сут	1000	1100	1200	1300	1400
Содержание кислорода в дутье, % об	21	24	25	27	30

Содержание задания:

1. Сравнить два варианта отражательной плавки с различной степенью обогащения дутья кислородом.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз в двух проекциях с системой отопления.

#### Задание 4

Рассчитать отделение конвертирование медных штейнов. Исходные данные приведены в табл.6

Таблица 6

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав концентрата, %					
медь	24,3	30,4	32,6	20,5	30,2
цинк	-	4,9	3,8	4,5	-
свинец	-	14	-	1,2	-
железо	41,2	33,1	35,0	39,9	33,4
магнетит	8,0	6,4	3,0	7,2	7,5
сера	25,1	24,8	25,0	25,0	25,0
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность по черновой меди в год, тыс.	60	80	100	120	140
Содержание кислорода в дутье, % об	21,0	21,0	21,0	21,0	21,0

Содержание задания:

1. Сравнить процесс конвертирования медного штейна в обычном конверторе и в конвертер с боковым отсосом.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз конвертера в двух проекциях.

Литература 1,11.

### **Задание 5**

Рассчитать отделение конвертирования производительностью 100000 т черновой меди в год с плавкой медного концентрата в количестве 40% от массы штейна и на дутье, обогащенном кислородом до 25,2%. Состав концентрата: медь - 40%, кремнезем - 27%, сера - 17%, железо - 16%. Состав концентрата: медь - 40%, свинец - 8%, цинк - 5%, железо - 20%, сера - 25%.

Содержание задания:

1. Сравнить процесс конвертирования медного штейна в смеси медного штейна с гранулированным концентратом.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз конвертера в двух проекциях

Литература 2, 11.

### **Задание 6**

Рассчитать отделение шахтных печей переработки сульфидных медных руд и брикетов способом медно-серной плавки.

Исходные данные приведены в табл.7

Таблица 7

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав руды, %:					
медь	8,3	5,0	10,6	2,3	1,8
цинк	2,5	2,8	0,8	0,1	0,5
сера	31,0	37,7	41,0	47,0	42,0
железо	29,6	31,1	32,8	41,0	38,0

кремнезем	15,9	10,8	5,8	3,8	12,0
оксид кальция	0,6	0,1	од	0,8	0,5
оксид алюминия	5,7	4,3	3,3	3,5	3,0
оксид магния	0,4	0,2	0,1	од	0,1
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность по руде и брикетам в сут. т/сут					
Содержание кислорода в дутье, % об	28	31	33	28	31

Содержание задания:

1. Сравнить пиритную и медно-серную плавки.
2. Выполнить металлургические расчеты медно-серной плавки с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз печи для медно-серной плавки в одной проекции.
4. Литература 2, 13-14.

### Задание 7

Рассчитать отделение шахтных печей для плавки никелевого агломерата. Исходные данные приведены в табл.8

Таблица 8

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав агломерата, %:					
Никеля	1,4	1,6	1,4	1,7	1,0
железа	18,0	16,0	18,0	16,0	20,0
кремнезем	48,0	46,0	49,0	45,0	49,0
оксид магния	12,0	11,0	9,0	11,0	10,0
оксид алюминия	5,0	4,0	5,0	3,0	4,0
оксид кальция	1,5	1,0	1,7	1,6	1,4
Прочие по разности					
Производительность по огневому никелю в год	15000	20000	25000	30000	35000
Содержание кислорода в дутье, % об	21	24,5	24,1	23,6	24,6

Содержание задания:

1. Сравнить плавку никелевого агломерата на воздушном и обогащенном кислородом дутье.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз шахтной печи в одной проекцию.
4. Литература 2, 15-17.

### Задание 8

Рассчитать отделение шахтных печей для плавки никелевой руды и брикетов. Исходные данные приведены в табл.9.

Таблица 9

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав руды, %:					
никель	1,3	0,9	1,1	1,3	1,5
железо	12,2	14,3	18,0	38,0	19,0
кремнезем	42,2	36,6	37,3	40,1	46,25
оксид алюминия	9,6	7,8	6,2	7,0	8,1
оксид кальция	0,9	0,6	0,5	1,0	1,6
оксид магния	6,5	11,7	9,8	12,0	15,4
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность по огневому никелю в год	15000	20000	25000	30000	35000
Содержание кислорода в дутье, % об	21,0	23,4	23,7	24,1	23,2

Содержание задания:

1. Сравнить плавку в шахтных печах агломерата и брикетов.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз шахтной печи в одной проекции
4. Литература 15-17.

### Задание 9

Рассчитать отделение шахтных печей для плавки свинцового агломерата. Исходные данные приведены в табл.10.

Таблица 10

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав агломерата, %:					
свинец	41,2	44,3	48,1	46,3	50,0
медь	1,2	1,0	1,0	1,1	1,0
железо	14,8	12,8	13,0	15,0	12,0
цинк	5,4	5,2	5,4	6,0	3,4
кремнезем	8,3	8,2	1,2	8,0	7,4
оксид кальция	1,2	1,0	1,2	1,3	0,9
сера	0,3	0,6	0,8	0,5	0,4

Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность по огневому никелю в год	40,0	50,0	60,0	70,0	80,0
Содержание кислорода в дутье, % об	21	23	24	25	26

Содержание задания:

1. Сравнить плавку свинцового агломерата на воздушном дутье и с дутьем, обогащенным кислородом.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз шахтной печи в одной проекции.

Литература 2, 19-20.

### **Задание 10.**

Рассчитать отделение фьюмингования цинковистых шлаков свинцового производства. Исходные данные приведены в табл.11.

Таблица 11

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав шлака, %:					
закись железа	39,0	36,0	40,0	42,0	43,0
кремнезем	19,0	21,0	20,0	18,7	16,4
оксид кальция	17,0	16,0	18,0	16,0	17,3
оксид цинка	15,0	12,0	14,3	13,4	12,9
оксид алюминия	1,3	1,5	1,7	1,6	1,8
оксид магния	0,8	1,0	1,2	1,0	0,6
медь	0,5	0,7	0,9	2,1	1,6
сера	2,0	2,4	1,5	1,6	2,0
свинец	1,5	1,8	1,4	1,6	2,0
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность по огневому никелю в год	100	150	200	250	300
Содержание кислорода в дутье, % об	21	28	32	21	28

Содержание задания:

1. Сравнить переработку шлаков во вращающихся печах с фьюмингованием.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз фьюминг - печи в одной проекции.
4. Литература 2, 20.

### Задание 11

Рассчитать отделение электропечей для плавки сульфидного медно-никелевого концентрата. Исходные данные приведены в табл.12.

Таблица 12

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав медно-никелевого концентрата, %:					
медь	3,8	4,0	2,9	3,0	2,6
никель	5,6	6,1	5,7	6,5	5,9
кобальт	0,3	-	0,1	0,4	0,2
железо	30,0	33,5	30,0	35,0	28,0
сера	18,9	21,1	20,0	13,0	18,0
кремнезем	20,2	14,3	19,0	20,0	27,0
оксид магния	11,4	5,8	10,0	7,0	20,0
оксид кальция	1,1	2,7	0,6	2,0	2,7
оксид алюминия	2,0	6,6	2,1	2,5	2,0
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность никеля в штейне в год, тыс. т	10,0	15,0	20,0	25,0	30,0

Содержание задания:

1. Сравнить электроплавку с отражательной плавкой медно-никелевых концентратов.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз электропечи в двух проекциях.
4. Литература 1, 21, 22.

### Задание 12

Рассчитать отделение плавки медных концентратов во взвешенном состоянии на кислородном дутье. Исходные данные приведены в табл. 13

Таблица 13

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав концентрата, %:					
медь	18,5	16,6	19,4	20,0	21,0
железо	31,6	32,5	33,2	35,0	35,4
кремнезем	5,5	6,4	5,6	6,2	5,2
оксид алюминия	2,3	1,6	1,5	1,2	1,8
сера	35,5	36,1	35,4	37,0	36,6
Прочие по разности	-	-	-	-	-



Производительность т/сут	1000	1200	1400	1600	1800
--------------------------	------	------	------	------	------

Содержание задания:

1. Сравнить отражательную плавку медных концентратов с КВП.
2. Выполнить металлургические расчеты с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз печи КВП.
4. Литература 2, 23-23.

### **Задание 13**

Рассчитать отделение печей ПВ для плавки медного концентрата (табл.12). Исходные данные приведены в табл.14

Таблица 14

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав концентрата, %:					
медь	21,0	20,0	22,0	23,0	24,0
никель	1,6	1,7	1,9	1,8	1,6
железо	36,0	38,0	38,0	37,0	36,0
сера	32,0	34,0	34,0	33,0	35,0
кремнезем	0,8	0,9	1,0	0,9	0,8
оксид кальция	0,8	0,6	0,8	0,8	0,6
оксид магния	0,5	0,4	0,5	0,5	0,4
оксид алюминия	0,8	0,5	0,4	0,4	0,4
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность т/сут	1000	1200	1400	1600	1800

Содержание задания:

1. Сравнить плавку в агрегатах ПВ с отражательной плавкой.
2. Выполнить металлургический расчет с составлением материального и теплового балансов.
3. эскиз печи ПВ.  
Литература 25-26.

### **Задание 14**

Рассчитать отделение огневого рафинирования черновой меди  
Исходные данные приведены в табл. 15

Таблица 15

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав черновой меди, %:					
Медь	97,2	99,34	98,8	97,5	98,9
никель	0,68	од	0,3	0,4	0,5
свинец	0,02	0,03	0,04	0,04	0,06
железо	0,002	0,003	0,005	0,006	0,007
сера	0,037	0,03	0,04	0,06	0,07
сурьма	0,002	0,05	0,15	0,3	0,35
висмут	0,002	0,002	0,003	0,04	0,05
селен	0,01	0,012	0,014	0,02	0,03
теллур	0,005	0,0016	0,019	0,02	0,03
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность анодной меди в год, тыс. т	80,0	100,0	120,0	140,0	160,0

Содержание задания:

1. Сравнить огневое рафинирование черновой меди в стационарных и наклоняющихся печах.
2. Выполнить металлургические и тепловые расчеты.
3. Эскиз анодной печи в двух проекциях.
4. Литература 1, 27.

### Задание 15

Спроектировать отделение для конвертирования никелевых штейнов.

Исходные данные приведены в табл.16

Таблица 16

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав штейна, %:					
Никель	12,0	15,0	18,0	17,0	13,0
Сера	16,0	20,0	20,0	19,0	16,0
Железо	60,0	62,0	58,0	59,0	60,0
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность никеля в файнштейне в год, тыс. т	15,0	20,0	25,0	30,0	35,0

Содержание задания:

1. Сравнить конвертирование никелевых и медных штейнов.
2. Выполнить металлургический расчет с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз конвертера в двух проекциях.

Литература 1, 11-12.

### **Задание 16**

Рассчитать отделение конвертирования медно-никелевых штейнов.

Исходные данные приведены в табл.17

Таблица 17

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав медно-никелевого штейна, %:					
медь	9,0	11,0	12,0	14,0	11,0
никель	10,0	13,0	15,0	16,0	15,0
кобальт	0,4	0,35	0,5	1,2	0,4
сера	5,0	26,0	25,4	23,0	25,0
железо	46,0	47,0	46,0	45,0	46,0
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность никеля в файнштейне, тыс. т в год	35,0	30,0	35,0	40,0	45,0

Содержание задания:

1. Сравнить конвертирование никелевых и медно-никелевых штейнов.
2. Выполнить металлургический расчет с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз конвертера в двух проекциях.
4. Литература 1, 11-12.

### **Задание 17**

Рассчитать отделение первой стадии обжига никелевого файнштейна.

Исходные данные приведены в табл.18

Таблица 18

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав файнштейна, %:					
Никель	77,0	76,0	74,2	73,1	72,1
Сера	21,1	22,0	20,4	20,0	19,4
Железо	0,3	0,2	0,5	0,4	0,5
Кобальт	0,3	0,2	0,3	0,2	0,3
Медь	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность никеля, тыс. т в год	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5

Содержание задания:

1. Сравнить процессы обжига медных концентратов никелевого файнштейна.

2. Выполнить металлургический расчет обжига с материальным и тепловым балансом.
3. Эскиз обжиговой печи в одной проекции.
4. Литература 28.

### **Задание 18.**

Рассчитать отделение обжига цинковых концентратов в печах кипящего слоя. Исходные данные приведены в табл. 19

Таблица 19

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав концентрата, %:					
Цинк	51,8	55,0	58,0	60,0	61,0
Свинец	3,2	2,1	1,4	1,2	1,4
Медь	1,6	1,2	1,1	2,7	2,9
Железо	5,7	3,2	2,4	2,5	2,7
Сера	22,0	20,0	23,0	25,0	25,3
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность цинка, тыс. т в год	35,0	30,0	35,0	40,0	45,0
Содержание кислорода в дутье, % об.	24,5	27,0	28,0	29,0	35,0

Содержание задания:

1. Сравнить обжиг цинковых концентратов в печах кипящего слоя на воздушном дутье и дутье, обогащенном кислородом.
2. Выполнить металлургический расчет процесса обжига с составлением материального и теплового балансов.
3. Эскиз обжиговой печи в двух проекциях.
4. Литература 29, 2, 18

### **Задание 19**

Рассчитать отделение выщелачивания цинкового огарка. Исходные данные приведены в табл.20.

Таблица 20

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав огарка, %:					
Цинк	57,0	60,0	62,0	58,0	64,0
Свинец	3,2	2,5	2,3	2,4	2,7

Медь	1,8	1,4	1,3	1,6	1,8
Железо	7,3	6,2	6,2	5,8	5,9
Кадмий	0,25	0,3	0,2	0,3	0,3
Мера общая	4,8	4,2	4,0	4,0	3,2
Сера сульфатная	3,9	3,6	3,6	3,7	2,7
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительность цинка, тыс.т в год	30,0	40,0	50,0	60,0	70,0

Содержание задания:

1. Сравнить непрерывную и периодическую схемы выщелачивания.
2. Выполнить металлургический расчет.
3. Эскиз чана для очистки нейтрального цинкового раствора от меди и кадмия.
4. Литература 18, 29

### Задание 20

Рассчитать отделение электролитического рафинирования меди. Исходные данные приведены в табл.21.

Таблица 21

Показатели	№ вариантов				
	1	2	3	4	5
Состав анодной меди, %:					
медь	99,16	99,65	99,5	99,43	99,0
железо	0,0027	0,002	0,0012	0,0017	0,074
никель	0,22	0,04	0,09	0,157	0,21
сера	0,0009	0,005	-	-	0,005
сурьма	0,061	0,007	0,056	0,031	0,198
селен и теллур	0,0207	0,0027	0,01	0,01	0,051
кислород	0,3	од	0,2	0,25	0,3
Прочие по разности	-	-	-	-	-
Производительности катодной меди, тыс. т в год	70,0	60,0	90,0	100,0	110,0

Содержание задания:

1. Сравнить работу ящичных и \*\*\* электролизеров.
2. Выполнить металлургический расчет.
3. Эскиз электролизной ванны в трех проекциях.
4. Литература 1, 8, 30-31.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Metallurgiya medy, nikelya, soputstvuyushchikh elementov i proektirovaniye tsekhov/I. F. Hudyakov, S. E. Klyayn, N. G. Ageev. M.: Metallurgiya, 1993.. 432 s.
2. Klyushin D. N., Reznik I. D., Sobol' S. I. Primeneniye kisloroda v tsvetnoy metallurgii. M.: Metallurgiya, 1983. 263 s.
3. Gudima I. V. Tekhnologicheskiye raschety i tsvetnoy metallurgii. M.: Metallurgiya, 1975. 255 s.
4. Loskutov F. M., Tsaydler A. A. raschety po metallurgii tyazhelykh tsvetnykh metallorv. M.: Metallurgiya, 1963. 542 s.
5. Diomidovskiy D. M. Raschety piroprotsessov i pechey tsvetnoy metallurgii. M.: Metallurgiya, 1963. 460 s.
6. Kipyashiy sloy v tsvetnoy metallurgii/D.I.Klyushin, F. A. Mezenkov, G. Ya. Leyzerovich i dr. M.: Metallurgiya, 1978, 208 s.
7. Spravochnik teploenergetiki predpriyatiy tsvetnoy metallurgii/S. N. Abashkin, V. P. Andrey, O. B. Bagrov M.: Metallurgiya, 1982, 455 s.
8. Gulima N. V., Sheyn Ya. P. Kratkiy spravochnik po metallurgii tsvetnykh metallorv. M.: Metallurgiya, 1975. 535 s.
9. Kupryakov Yu. P. Otrazhatel'naya plavka mednykh koncentratov M.: Metallurgiya, 1976. 352 s.
10. Pluzhnikov A. I. Kombinirovannoye svodovo-torcovoye otopleniye pri otrazhatel'noy plavke. M.: Tsvetmetinformatsiya, 1979. 44s.
11. Shalygin L. M. Konvertornyy peredel v tsvetnoy metallurgii, M.: Metallurgiya, 1965. 100 s.
12. Meev V. V. Konvertirovaniye nikel'soderzhashchikh mednykh shтейnov. M.: Metallurgiya, 1973. 183 s.
13. Ushakov K. I., Felyman R. I. Sadykov V. I. Shahtnaya plavka sulyfidnogo syr'ya. M.: Metallurgiya, 1981. 161 s.
14. Pigarev A. D. Medno-sernoye proizvodstvo. M.: Metallurgiya, 1977. 120 s.

15. Пименов Л. И. Михайлов В. И. Переработка окисленных никелевых руд. М.: Металлургия, 1972. 335 с.
16. Резник И. Д. Совершенствование шахтной плавки окисленных никелевых руд. М.: Металлургия, 1983. 190с.
17. Захаров Б. И., Воробьев Б. А. Шахтная плавка окисленных никелевых руд и конвертирование никелевых штейнов. М.: Металлургия, 1974. 198с.
18. Шиврин Г. А. Металлургия свинца и цинка. М.: Металлургия, 1982. 350 с.
19. Лоскутов Ф. М. Металлургия свинца. М.: Металлургия, 1965. 528 с.
20. Окунев А. И. Фьюмингование шлаков. М.: Металлургия, 1966. 260 с.
21. Серебряный Я. Я. Электроплавка медно-никелевых руд и концентратов. М.: Металлургия, 1974. 247 с.
22. Грань Н. И., Онишин Б. И., Майзель В. И. Электроплавка окисленных никелевых руд. М.: Металлургия, 1971. 249 с.
23. Синев Л. А., Борбат В. Ф., Козюра А. М. Плавка сульфидных концентратов во взвешенном состоянии. М.: Металлургия, 1979. 150 с.
24. Купряков Ю. П. Автогенная плавка медных концентратов во взвешенном состоянии. М.: Металлургия, 1979. 232 с.
25. Ванюков А. В. Плавка в жидкой ванне - перспективный процесс в металлургии тяжелых цветных металлов/ Цветные металлы. 1980. №10. С.53-56.
26. Чалов В. Н. Плавка сульфидных руд и концентратов в жидкой ванне - новый высокоэффективный процесс в цветной металлургии//Цветные металлы. 1983. №6. С.19-20.
27. Лицкий В. А. Пирометаллургическое рафинирование меди. М.: Металлургия, 1971. 184 с.
28. Астафьев А. Ф., Алексеев Ю. В. Окислительный обжиг никелевых сульфидных полупродуктов в кипящем слое. М.: Металлургия, 1982. 175 с.

29. Снурников А. П. Гидрометаллургия цинка. М.: Metallurgy, 1981. 58 с.

30. Шаков В. Т. Электролиз меди. М.: Metallurgy, 1970. 220 с.

31. Гудима Н. В. Интенсификация электролитического рафинирования меди. М.: Metallurgy, 1978. 80 с.

32. Стандарт предприятия СТП УПИ 1-90. Общие требования и правила оформления дипломных и курсовых проектов (работ). Свердловск, 1990. 36 с.



**Фрагмент разработанных экзаменационных вопросов по дисциплине МДК01.02. «Металлургия тяжелых цветных металлов»**

1. Приведите классификацию руд цветных металлов, химические формулы основных сульфидных и окисленных минералов цветных металлов.
2. Назовите флюсы, используемые в цветной металлургии, приведите их ориентировочный состав.
3. В чем состоит физико-химическая сущность пиро- и гидрометаллургических способов получения цветных металлов из руд и концентратов?
4. Назовите основные пирометаллургические процессы, дайте им характеристику.
5. Перечислите принципы, лежащие в основе гидрометаллургии, назовите основные гидрометаллургические процессы.
6. Каким требованиям должны удовлетворять металлургические шлаки?
7. Каково влияние отдельных компонентов на жидкотекучесть, вязкость, плотность, электропроводность шлаковых систем?
8. Назовите формы потерь цветных металлов со шлаками.
9. Дайте характеристику штейнам цветной металлургии.
10. Приведите типичные составы штейнов.
11. Назовите минералы меди, приведите их химический состав, классификацию руд
12. Назовите области применения меди.
13. Напишите основные реакции, протекающие между окисленными и сульфидными соединениями меди и железа.
14. Перечислите принципы, на которых основан пирометаллургический способ получения меди.
15. Приведите технологическую схему переработки сульфидных медных руд.

16. Укажите характерные особенности шахтной плавки медных руд.
17. Перечислите основные технико-экономические показатели полупиритной и усовершенствованной пиритной шахтной плавки, приведите отличительные особенности процессов.
18. Напишите основные химические реакции, протекающие в обжиговой печи, объясните поведение компонентов шихты.
19. Опишите устройство печи кипящего слоя и принципы ее работы.
20. Назовите основные технико-экономические показатели обжига медных концентратов в кипящем слое.
21. Изложите теоретические положения отражательной плавки, напишите основные реакции процесса.
22. Каково поведение компонентов шихты при отражательной плавке?
23. Дайте характеристику тепловой работе отражательной печи.
24. Опишите устройство отражательной печи, приведите основные показатели плавки.
25. Приведите сравнительную характеристику отражательной плавки и электроплавки медных концентратов.
26. Опишите химизм процесса конвертирования медных штейнов.
27. Укажите состав продуктов конвертирования и основные показатели процесса.
28. Основные элементы конструкции конвертера.
29. Какие принципы лежат в основе огневого рафинирования меди?
30. Охарактеризуйте поведение примесей при огневом рафинировании меди.
31. назовите основные операции огневого рафинирования меди и их назначение.
32. Дайте характеристику анодных печей.
33. Назовите основные технико-экономические показатели огневого рафинирования меди, приведите состав получаемых продуктов.

34. В чем заключаются теоретические основы электролитического рафинирования меди?

35. Каково влияние отдельных примесей на процесс электролитического рафинирования меди?

36. Опишите устройство электролитной ванны и практику электролиза.

37. Приведите основные показатели процесса электролитического рафинирования меди.

38. Дайте характеристику способам переработки окисленных никелевых руд.

39. Перечислите способы подготовки окисленных никелевых руд к шахтной плавке, изложите их сущность.

40. В чем заключается цель и сущность шахтной восстановительно-сульфидирующей плавки окисленных никелевых руд?

41. Опишите химизм шахтной восстановительно-сульфидирующей плавки.

42. Приведите состав продуктов шахтной плавки.

43. Изложите сущность и химизм процесса конвертирования никелевых штейнов.

44. Приведите состав продуктов конвертирования.

45. В чем заключается сущность и химизм процесса обжига никелевого файнштейна?

46. Объясните необходимость проведения обжига никелевого файнштейна в две стадии.

47. В чем сущность сульфато-хлорирующего обжига?

48. Изложите сущность восстановительной электроплавки закиси никеля, назовите технико-экономические показатели процесса.

49. Изложите основы и особенности электроплавки окисленных никелевых руд на ферроникель, приведите показатели процесса.

50. Назовите способы плавки медно-никелевых руд и концентратов на штейн, изложите их сущность.

51. Дайте сравнительную характеристику плавки медно-никелевых концентратов в электрических и отражательных печах.
52. Приведите основные показатели процессов плавки медно-никелевых руд и концентратов.
53. Напишите основные реакции, протекающие при концентрировании медно- никелевых руд.
54. Дайте характеристику продуктам конвертирования медно-никелевых штейнов, приведите их состав.
55. Назовите способы переработки медно-никелевых фэйнштейнов, изложите их сущность.
56. Приведите показатели процесса флотационного разделения медно- никелевых фэйнштейнов.
57. В чем заключаются особенности электролитического рафинирования никелевых анодов?
58. Приведите состав электролита, применяемый для электрорафинирования никелевых анодов.
59. Укажите способы очистки анолита от примесей меди, железа, кобальта, объясните их сущность.
60. Назовите основные технико-экономические показатели электрорафинирования никеля.
61. Дайте характеристику свинецсодержащим рудам.
62. Приведите примерный состав свинцовых концентратов.
63. Назовите области применения свинца.
64. Перечислите физико-химические свойства свинца и его соединений.
65. Какова цель агломерирующего обжига свинцовых концентратов?
66. Охарактеризуйте поведение минералов свинца, железа, цинка, кадмия, меди и мышьяка при обжиге.
67. Назовите факторы, определяющие производительность агломерационной машины.

68. Перечислите основные технико-экономические показатели процесса обжига свинцовых концентратов.

69. Какова цель восстановительной шахтной плавки свинцового агломерата?

70. Опишите поведение компонентов агломерата при восстановительной шахтной плавки.

71. Дайте характеристику продуктам шахтной плавки.

72. Укажите примерное распределение цветных металлов по продуктам шахтной плавки.

73. Назовите основные технико-экономические показатели шахтной плавки свинцового агломерата.

74. Назовите последовательность очистки черного свинца от примесей и причины, лежащие в основе этой очередности.

75. Назовите принципы, положенные в основу рафинирования черного свинца от отдельных примесей.

76. Перечислите существующие способы переработки полупродуктов рафинирования: медных шликеров, щелочных сплавов, серебристой пены, висмутистых съемов.

77. Назовите основные технико-экономические показатели пирометаллургических способов рафинирования черного свинца.

78. Дайте характеристику цинкосодежащих руд, назовите цинковые минералы.

79. В чем заключается физико-химическая сущность гидromеталлургического способа получения цинка?

80. Приведите технологические схемы получения цинка из сульфидных концентратов.

81. Каким требованиям должен удовлетворять цинковый огарок при гидromеталлургическом способе переработки?

82. Какие технологические схемы используют для выщелачивания цинкового огарка?

83. Как осуществляется очистка цинковых растворов от железа, меди, кадмия?

84. Особенности электроэкстракции цинка из растворов.

85. Способы переплавки катодного цинка.