

**ЯКУБОВ ЛАЗИЗХОН
ЭРГАШХОНОВИЧ**

**РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ
ТЕХНОЛОГИЯ ПЛАВКИ
МЕДНЫХ СПЛАВОВ**

**АЛМАЛЫК
«VNESHINVESTPROM»
2020**

УДК 621. 745: 669.2/.8

ББК 34.61+34.33

Якубов Л.Э.

Ресурсосберегающая технология плавки медных сплавов. – Т.: «VNESHINVESTPROM», 2020, 189 стр.

ISBN 978-9943-4235-2-8

В данной монографии приведены последние сведения о процессах производства меди в Узбекистане и мире. А также приведены состав и свойства флюсов.

В монографии рассмотрены литейные сплавы на основе меди, никеля, цинка. Приведен их химический состав, структура, литейные, механические и эксплуатационные свойства, область применения. Рассмотрены особенности плавки и получения фасонных отливок из литейных сплавов на основе тяжелых цветных металлов.

Монография предназначена для студентов, обучающихся по направлению подготовки-литейного дело, металлургия, а также может быть полезно научным и инженерно-техническим работникам.

УДК 621. 745: 669.2/.8

Отв.редактор:

Тураходжаев Н.Д. – доктор технических наук, профессор

Рецензенты:

Дуняшин Н.С. - доктор технических наук, профессор

Самадов А.У. - доктор технических наук, профессор

Рекомендована к печати Ученым советом Алмалыкского филиала ТГТУ имени И.Каримова. Протокол №1 от 3.09.2020 г.

ISBN 978-9943-4235-2-8

© Издательство «VNESHINVESTPROM», 2020.

ВВЕДЕНИЕ

В мире приобретает особую важность разработка технологий по ресурсо-и энергосбережению. Этот вопрос актуален не только с экономической точки зрения, но и с экологической стороной. В связи с этим обеспечение ресурсосбережения, в частности при плавке меди и его сплавов, которые широко используются в промышленности является одной из важных задач. В этом направлении во многих развитых странах, включая США, Германию, Францию, Корею, Японию и Китай уделяется особое внимание снижению вредного воздействия металлургических и литейных процессов.

Во всем мире проводятся целевые научно-исследовательские работы по созданию научных основ усовершенствования конструкций плавильных агрегатов, разработке технологии ведения плавки медных сплавов, производство которых сильно сказывается на окружающую среду ввиду токсичности продуктов сгорания. В этом направлении приобретает особое значение проведение научных исследований как обеспечение эффективной технологии плавки, обеспечение ресурсосбережения и уменьшение выбросов в атмосферу.

В Республике Узбекистан ведутся работы по усовершенствованию технологии плавки медных сплавов, позволяющих снизить угар металла, обеспечив тем самым ресурсосбережение, а также по разработке конструкций плавильных агрегатов, с целью повышения конкурентоспособности выпускаемой продукции. В том числе, проводятся объемные исследования как повышение эффективности ведения плавки, применение новых защитных материалов и конструкций для обеспечения этих технологий. Ввиду этого, необходимо повысить приоритет проводимых научно-исследовательских работ по

усовершенствованию конструкций плавильных печей, повышению ресурсосбережения металла и снижению вредного воздействия на окружающую среду.

В Стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан в 2017-2021 годах определены задачи, включая «... укрепление макроэкономической стабильности и сохранение высоких темпов роста экономики, повышение ее конкурентоспособности, ... сокращение энергоемкости и ресурсоемкости экономики, широкое внедрение в производство ресурсо-и энергосберегающих технологий»¹. Для выполнения данных задач, в частности для обеспечения ресурсосбережения при плавке медных сплавов, первоначально важной задачей считается разработка новой технологии ведения плавки и конструкции плавильного агрегата, позволяющей использовать эту технологию.

Данное монография служит выполнению задач, предусмотренных в Указе Президента Республики Узбекистан №УП-4947 от 7 февраля 2017 года «О стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан», в Постановлениях № ПП-2698 от 26 декабря 2016 года «О мерах по дальнейшей реализации перспективных проектов локализации производства готовых видов продукции, комплектующих изделий и материалов на 2017-2019 годы», № ПП-3682 от 27 апреля 2018 года «О мерах по дальнейшему совершенствованию системы практического внедрения инновационных идей, технологий и проектов», а также в других нормативно-правовых документах, принятых в данной сфере.

Ведущие учёные мира разработали различные технологии ведения плавки медных сплавов и конструкции

¹ №УП-4947 от 7 февраля 2017 года «О Стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан».

печей для осуществления разработанных технологий. Для снижения потерь металла в виде угара, были разработаны ряд конструкций плавильных агрегатов.

Несмотря на большие достижения исследований в области плавки медных сплавов, существует немало нерешенных проблем. Например, не разработана технология ведения плавки медных сплавов обеспечивающая ресурсосбережение при оплавлении шихты. Все исследования проводились в основном в электрических печах сопротивления, газовых печах, индукционных печах, обработка флюсами велась только на поверхности жидкой ванны. Основные исследовательские работы проводились над физико-химическими процессами между металлом и атмосферой печи, исследовались процессы диффундирования водорода и окисных включений за счёт нарушения целостности окисной плёнки над жидкой ванной. Не были учтены изменения характера воздействия углерода при различных температурах. Не проводились исследования по изучению процесса перегрева металла, а также не учитывались восстановительные свойства углерода в составе флюса. Разработка технологии обработки при плавке меди и его сплавов, предотвращающей угар металла является актуальной и научно-практической задачей.

ГЛАВА I. РАЗДЕЛ. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПОЛУЧЕНИЯ МЕДНЫХ И ДРУГИХ СПЛАВОВ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

1.1. История медного производства в мире.

В древние времена особой известностью пользовались медные рудники острова Кипр, которому, как полагают, медь обязана своим латинским названием «купрум». Русское слово «медь», по мнению некоторых исследователей, происходит от слова «смида» — так древние племена, населявшие европейскую часть территории нынешней России, называли металл вообще.

Первые медные орудия труда человек изготовил из медных самородков около 8 тыс. лет тому назад вручную холодной ковкой и каменных бойках. Следы такой обработки меди в VI-V тысячелетии до н. э. были найдены при раскопках в Египте, Палестине, Месопотамии, Вавилоне, Персии и Малой Азии.

Совместная плавка медной и оловянной руд явилась крупнейшим открытием того времени — появилась бронза. С начала III тысячелетия до I тысячелетия до н. э. продолжался бронзовый век. В 500 году до н. э. в Греции близ Салоник изготовляли щиты из бронзы с никелем, придававшим сплаву дополнительную прочность.

Самая ранняя латунь — сплав меди с цинком, была обнаружена в раскопках на острове Родос, датированных VI веком до н. э. В Риме широко использовали латуни (содержащие 11...28% Zn) для изготовления монет, бритв, зеркал. Латуни получали сплавлением меди с цинковой рудой и углем.

Первыми изделиями из цветных металлов, полученными на территории России методамиковки и чеканки, очевидно, являются украшения из скифского золота так называемого «звериного стиля», найденные при

раскопках скифских курганов. Скифские племена, проживавшие с VII в. до н. э. по III в. н. э. в северном Причерноморье, еще до новой эры освоили выплавку золота, серебра, меди и бронзы и переработку их в изделия. В IX-XI вв. в Киевской Руси эти металлы использовали для чеканки монет и изготовления церковной утвари, кувшинов, предметов украшения и оружия.

На Иргинском (Средний Урал) и Алтайском медеплавильных заводах в 1730-е гг. было начато производство медных котлов и тазов путемковки. В Красном Селе (недалеко от Петербурга) в 1732 г. был налажен выпуск медного снаряжения для армии и флота (эфесы, крючки, пряжки), проволоки и посуды. Потребление меди только этой мануфактурой достигало 48 т/год.

XVIII в. было введено обязательное покрытие подводной части военных кораблей медными листами для защиты от обрастания ракушками.

На рубеже XVIII-XIX вв. в Москве имелось 11 предприятий по обработке меди. В конце XVIII в. на Урале котельные и посудные и изделия из меди изготавливали на пяти-шести заводах.

Прокатка меди впервые была организована в России на Нижне-Исетском заводе (близ Екатеринбургa) в 1846 г. На нем работали двухвалковый лист катальный стан и 9 молотов с водяным приводом. В 1860 г. завод выпустил 400 т изделий из меди Алтайских заводов.

В России 1861 г. появились крупные промышленные предприятия по обработке цветных металлов, основанные на машинной технике.

В 1860-е гг. на вооружение армии были приняты винтовки с патронами из листовой латуни, а в 1869 г. в Санкт-Петербурге построен первый патронный завод.

В связи с требованиями рынка в 1857 г. в Санкт-Петербурге на Выборгской стороне было начато строительство первого в России специализированного завода по обработке цветных металлов. С 1864 г. он стал выпускать по 10... 17 тонн в неделю непаяных медных труб, изготавливаемых «шишельным способом» отливкой полых заготовок в земляные формы со стержнем «шишелем» и последующим волочением на цепных станах с промежуточными отжигами. Медные трубы предназначались для судостроения, водо- и паропроводов.

Вторым предприятием по обработке меди в Санкт-Петербурге был металлообрабатывающий и машиностроительный завод Бера, построенный в конце XIX в. На заводе имелись медноплющильные мастерские, в которых и изготавливали небольшие полоски из меди для пуговиц, пряжек, конской сбруи. В 1858 г. было закончено строительство Исаакиевского собора, купол которого покрыли медными позолоченными листами.

Кольчугинский завод по обработке цветных металлов был создан в 1871 г. в Юрьевском уезде Владимирской губернии, где было много дешевой рабочей силы и леса, а также имелись кустарные меднолитейные и медноплющильные заведения, работавшие от водяных колес на реке Пекша. Завод первоначально состоял из двух литейных, проволочного и прокатных корпусов. В первый год на заводе было выпущено 960 т латунных листов, медной и латунной проволоки. В 1876 г. был введен цех по прокатке крупногабаритных медных листов для паровозных топков, а в 1881 г. — отделение по сортовой прокатке прутков из меди и латуни. В 1890-е гг. на заводе было освоено производство мельхиора для пульных оболочек.

С 1917 г. вся медеобрабатывающая промышленность России была национализирована и в составе ВСНХ было

организовано центральное правление медеобрабатывающей промышленности «Центромедь», существовавшее до конца 1920 г. После были построены новые заводы, выпускающие медный прокат и проволоку.

Старейшие заводы по обработке цветных металлов (ОЦМ) — Кольчугинский, «Красный Выборжец», Московский, Михайловский, С.-Петербургский фольгопрокатный — были созданы еще в конце XIX в. Ряд заводов на Урале - Орский, Каменск- Уральский, Ревдинский — образованы в 1941 г. на базе эвакуированных в начале Отечественной войны производств заводов «Красный Выборжец», Кольчугинского, Санкт-Петербургского. Заводы Кировский и Артемовский были введены в действие в послевоенные годы (1946—1955 гг.) на базе репарационных поставок оборудования из Германии. В 1975—1985 гг. были построены Туимский и Гайский заводы по обработке цветных металлов [1].

Мировое производство меди в 2008 г. составило 15,7 млн т; основные производители: Чили (5,60 млн т), США (1,31), Перу (1,22), Китай (1,00), Австралия (0,85), Россия (0,75), Индонезия (0,65), Канада (0,59), Замбия (0,56), Казахстан (0,46), Польша (0,43), Мексика (0,27).

В 2009 г. мировое производство меди составило 18,24 млн т, в 2010 г. — 19,19 млн т.

1.2. История медного производства в Узбекистане

Узбекистан - это страна с очень благоприятными природно-географическими условиями среди стран Центральной Азии. У нашей страны большие запасы недр. На нашей земле находятся месторождения природного газа, бурого угля и угля, золота, меди, вольфрама, висмута, а также запасы нефтяных месторождений.

В частности, Алмалыкский район является территорией, специализированный на добыче руды. Многие древние находки, датируемые IX-XII веками до

нашей эры, а также следы добычи руды упоминаются повсеместно. Это свидетельствует о быстром раскопках меди, монет, цинка, золота, серебра, железа, аметиста, ферузы и других древних поселений в Алмалыке. Почти все месторождения руды, обработанные Комбинатом, были обнаружены вовремя по следам этих древних месторождений.

Горнодобывающая и металлургическая отрасли в нашей стране развиваются из года в год. В частности, горнодобывающие металлурги, представляющие более 40 национальностей, работают в Алмалыкском горно-металлургическом комбинате, флагмане узбекской цветной металлургии Узбекистана, объединяющем более 36 000 горно-металлургов. АО «Алмалыкский ГМК» является одним из крупнейших промышленных предприятий Узбекистана, которое за 70-летнюю историю внесло достойный вклад в развитие экономического потенциала нашей страны, который производственной мощностью базируется на запасах группы медно-молибденовых, свинцово-цинковых и золото-серебряных месторождений, располагающихся на территориях Ташкентской, Джизакской, Наманганской, Сурхандаринской областей Республики Узбекистан.

Почти все элементы периодической таблицы Менделеева находятся в руде, добытой на этих полях комбината, специализирующихся на добыче и переработке редких, драгоценных и драгоценных металлов в сердце нашей Родины.

Сегодня в АО «Алмалыкский ГМК» по добыче и переработке руд благородных и цветных металлов представляет собой сложный промышленный комплекс, включающий шесть рудников, пять обогатительных комплексов, три металлургических завода, Ангренский трубный завод основан ориентированные на экспорт

медных труб, а также Джизакской и Шерабадской цементные заводы, Управление промышленной железнодорожного транспорта, в которую входят 3 железнодорожных цехов, Управления автомобильного транспорта имеющий 8 автобазы, а также около 40 вспомогательных цехов, отделов и служб - завод известняка, который поставляет известковое сырье для наших предприятий, завод взрывчатых веществ, теплоэнергоцентр, цех промышленного водоснабжения, управление электрических сетей, управление капитального строительства, трест «Олмалик металлург курилиш», управление специализированных ремонтных работ, и т.д. [2].

Кроме того, АО «Алмалыкский ГМК» в сотрудничестве с такими совместными предприятиями, как “KNOW-HOW IN PRODUCTION PROCESS”, ООО “AWP”, ООО “HPC SYSTEMS” производит медный купорос, сантехнику, арматуру и кабельную продукцию соответствующих на экспорт.

Золото и серебро, произведенные на комбинате, имеют знак качества для Лондонской фондовой биржи «Хороший поставщик». В процессе производства меди было внедрено управление системой качества и получен международный сертификат соответствия. Этот сертификат соответствия также выдан производственному процессу в Джизакскому цементному заводу.

В июле 2018 года АО «Алмалыкский ГМК» оставляя государственную долю, было передано в доверительное управление “SFI Management Group”.

Под руководством Алишера Усманова, российского бизнесмена, группа экспертов, в которую вошли металлурги, горняки и выдающиеся ученые в области добычи металла, разработала программу долгосрочной модернизации АО «Алмалыкского ГМК». Программа

предусматривает внедрение передового зарубежного опыта в области производства и обработки драгоценных металлов. По предварительным оценкам, на реализацию этой программы будет направлено более 300 миллионов долларов. Это даст нам возможность увеличить производство меди с 109 тысяч тонн до 140 тысяч тонн в год, производство металлического цинка с 78 тысяч тонн до 120 тысяч тонн, производство серной кислоты почти вдвое - с 845 тысяч тонн до 1,6 миллиона тонн. Добыча и обработка драгоценных и редких металлов увеличится в 1,3 раза по сравнению с предыдущими годами. Выручка от реализации продукции вырастет в 1,5 раза и достигнет 12 трлн. сум. Объем поступлений в госбюджет увеличится в 1,4 раза и превысит 5 трлн. сумов. Чистая прибыль комбината тоже увеличится в 1,4 раза и достигнет 1,6 трлн. сумов. В настоящее время реализуются семь перспективных инвестиционных проектов по разработке и освоению новых месторождений, в том числе «Ёшлик-1» (23 млн. тонн медно-молибденового) и «Ёшлик-2» (2 млн. тонн медно-молибденового). Руководство АО «Алмалыкский ГМК» теперь будет работать в социальной сфере, чтобы обеспечить реализацию мер в социальной сфере, тесно сотрудничая с персоналом от центрального аппарата до простого работника, модернизируя производство, наращивая производственные мощности и экспорт, а также социальная поддержка работников.

В середине XX века в результате исследования полезных ископаемых, которые на протяжении веков оставались неизведанными на территории Кызылкумов, в 1958 году для переработки запасов урана, найденных в Учкудуке, был образован Навоийский горно-металлургический комбинат.

Образование, развитие комбината и превращение его в гигантское предприятие – результат самоотверженного

труда непоколебимых и мужественных людей, умеющих решать самые сложные инженерно-технические и социальные задачи. Эти люди не жалели сил для дела, которому посвятили свою жизнь. На сегодняшний день огромное предприятие занимает особое место в укреплении экономической мощи государства.

В годы независимости в результате стараний высококвалифицированных сотрудников комбината, а также реализации научно-обоснованной стратегии технического перевооружения его подразделений повысились добыча и переработка руды, качество продукции, увеличился объём экспорта. Навоийский горно-металлургический комбинат входит в десятку ведущих мировых компаний-производителей золота и урана.

Годы суверенитета открыли широкие возможности для модернизации и диверсификации производства. А это, в свою очередь, обеспечило ускоренное и комплексное развитие комбината. Особого внимания заслуживает то, что за последнее десятилетие в комбинате возведены предприятия, оборудованные передовыми технологиями, выпускающие конкурентоспособную на внешних рынках продукцию, отвечающую мировым стандартам. В частности, на Гидрометаллургическом заводе №3 успешно внедрена технология переработки сульфидных руд методом бактериального окисления. В Центральном рудоуправлении введены в эксплуатацию Цех кучного выщелачивания золота и завод эмульсионных взрывчатых веществ, Южном рудоуправлении – Гидрометаллургический завод №4, на руднике «Мурунтау» – единственный по мощности в мире круто наклонный конвейер.

Благодаря поддержке главы государства идёт дальнейшее расширение масштабов работ по

строительству в комбинате новых производственных предприятий, оснащению их передовыми технологиями, реализации инвестиционных проектов. Это обеспечивает увеличение объёмов добычи и переработки золотосодержащей руды и урана [3].

За счёт проведения на комбинате технического и технологического перевооружения производство золота, серебра и урана по республике увеличилось почти в два раза. Знак пробы «999,9» на золотых слитках комбината стал брендом Узбекистана на мировых биржах драгоценных металлов.

Организация и последовательное развитие современного производства в Узбекистане, сдача в эксплуатацию новых предприятий способствуют повышению экономического потенциала нашей страны. Стремительными темпами идёт работа по строительству Гидрометаллургического завода №5, начало которого положено в 2017 году Президентом Шавкатом Мирзиёевым. Сегодня Зарафшанский регион превратился в площадку большой созидательной работы. Дружный коллектив комбината мобилизовал все свои возможности для воплощения этих грандиозных задач.

1.3. Флюсы и их основные свойства

Флюсы, плавни, минеральные вещества, добавляемые в шихту металлургических печей для получения шлаков определенного химического состава и требуемых физических свойств. Добавка флюсов имеет своей целью, как понижение, так и повышение температуры плавления шлака. Сообразно с характером шлаков флюсы обычно делятся на кислые и основные, реже применяются флюсы глиноземистые. В исключительных случаях (например, катастрофические неполадки) приходится прибегать к сильно действующим флюсам, позволяющим получить легкоплавкие шлаки для быстрого исправления

ненормальной работы печей или ненормального состояния их огнеупорной футеровки. Подобными же флюсами пользуются и систематически для получения достаточно жидкоплавких (подвижных), а, следовательно, более активных шлаков. Однако в этих случаях ограничиваются применением только весьма небольших количеств таких сильно действующих флюсов.

Флюсы в металлургии черных металлов. При металлургических процессах получения (и нагрева) черного металла (чугуна, железа и стали) обычно пользуются следующими флюсами. Кислые флюсы (кварц, кварцит, кварцевый песок, бой динасового, кремнистого кирпича, бой красного кирпича) применяются сравнительно редко и в ограниченном количестве. Это объясняется главным образом тем обстоятельством, что большинство железных руд и почти все сорта минерального горючего (кокс, антрацит) имеют кремнистую или кремнисто-глиноземную пустую породу и требуют обычно не кислого, а основного флюса. Кислый флюс вводится в шихту в виде бедных руд с кремнистой пустой породой (железистые кварциты) или кислых предельных шлаков (бессемеровский шлак, шлак сварочных печей, нагревательных колодцев и так далее). Иногда бедные кремнистые руды или предельные кислые шлаки даются в шихту одновременно с основными флюсами в целях увеличения общего количества шлака. Это делается, например, в доменном производстве при выплавке литейных чугунов для более успешного восстановления кремния при увеличенном количестве шлака. Такой же прием целесообразно применять и для наводки нового шлака в мартеновских печах. Кремнистые флюсы (кварцевый песок, молотый кварцит) часто служат также достаточно дешевым и быстродействующим средством для разжижения густых шлаков и для

разъедания («стравливания») основных настывли и твердых образований на поду основных мартеновских печей или в горне (в шахте) печей доменных. В этих случаях пользоваться кислым флюсом следует с большой осторожностью (во избежание разъедания стен и пода печи). Кислым же флюсом (кварцевым песком) обычно пользуются для легкого удаления окалины в виде жидкого шлака из нагревательных колодцев и сварочных печей в том случае, если работа на «сухой подине» (сделанной из магнезитового кирпича или талькового камня) считается менее удобной.

Глиноземистые флюсы применяются еще реже, чем флюсы кислые. Это происходит не только потому, что чистые глиноземистые флюсы, например, бокситы, довольно редки и достаточно дороги, но и потому, что в большинстве случаев практики естественное содержание глинозема в шлаках получается вполне достаточным с точки зрения их физических качеств. С химической же точки зрения содержанию глинозема в шлаках обычно не придается большого значения. Практически в качестве глиноземистых флюсов приходится применять бой шамотного кирпича или глину. Это приводит к тому, что вместе с глиноземом вводится значительное количество кремнекислоты, т. е. дается кремнисто-глиноземистый флюс. Несмотря на кажущуюся нерациональность добавки таких флюсов применение их в некоторых случаях вполне оправдывается. Так, при работе древесно-угольных доменных печей на рудах с сильно магнезиальной пустой породой добавка глины или глинистого сланца дает возможность получить вполне нормальный по жидкоплавкости шлак (прежняя работа доменных печей на штирийской руде, современная работа Забайкальского Петровского завода на рудах Балягинского месторождения). Глиноземистые флюсы оказывают весьма

благоприятное влияние и на свойства шлаков сталелитейных производств. Этим иногда пользуются при работе в тиглях, в кислых мартеновских печах и в печах электрических. Добавку глиноземистых материалов одновременно с основными флюсами следует считать вполне рациональной мерой для наводки конечных шлаков в основных мартеновских и электрических печах. Такая добавка целесообразна во всех тех случаях, когда приходится заботиться об увеличении количества шлака для понижения концентрации тех его составных частей, которые являются слишком трудноплавкими и делают шлак слишком густым. В качестве примера можно привести шлаки основных мартеновских печей, перерабатывающих большие количества хромистых возвратов (шлаки, настывы, печные выломки и др.) или ведущих передел чугунов с высоким содержанием хрома (халиловские чугуны с 2,5—3,0% хрома). Добавка глиноземистых флюсов (боя посуды с фаянсовых фабрик) практикуется иногда и для сварочных печей (сварка мелких труб из бессемеровской полосовой заготовки на американских заводах).

Основные флюсы играют в черной металлургии значительно более важную роль. В числе последних следует отметить: известняк, известь и доломит. Расход основного флюса (известняка и извести) на современных металлургических заводах достигает огромных цифр, о чем можно судить, например, по следующим данным: на 1 т чугуна, выплавляемого в коксовых доменных печах, расходуется от 0,40 до 0,80 т известняка; на 1 т основной мартеновской стали расходуется около 0,10—0,12 т (т. е. около 10—12%) известняка, а на 1 т томасовской стали около 0,12—0,15 т (т. е. 12—15%) обожженной извести. Такое широкое применение основного флюса в черной металлургии объясняется не только тем, что кремнисто-

глиноземистая пустая порода руды и зола кокса требуют значительного количества основных окислов для своей флюсовки, но и тем, что большинство производственных процессов черной металлургии имеет своей главной задачей борьбу с вредными примесями - серой и фосфором. Успешное выполнение этой задачи возможно только при условии работы на основных шлаках, для образования которых необходима добавка значительных количеств основного (известкового) флюса. В качестве основного флюса коксовой (а иногда и древесно - угольной) доменной плавки обычно применяется известняк. Он д. б. достаточно дешев и чист в отношении содержания кремнекислоты, серы, фосфора, мышьяка и других примесей (содержание SiO_2 в пределах 1—3%), свободен от примазки земли и глины, достаточно прочен. Известняк применяется в дробленном виде (куски размером до 150 мм в поперечнике) с обязательным отсевом от мелочи и мусора. При коксовой доменной плавке часть известкового флюса может быть с успехом заменена доломитом, который применяется в таком же виде, как и известняк. Замена известкового флюса доломитом допускается на $1/4$ — $1/5$ (до содержания около 10% MgO в доменном шлаке) и дает улучшение физических качеств шлака (увеличение жидкоплавкости при той же температуре плавления). Это значительно облегчает работу доменной печи, особенно при достаточно вязких глиноземистых шлаках. Однако применение доломита в некоторых районах затрудняется более высокими ценами (транспорт) на доломит по сравнению с известняком. Такое неблагоприятное соотношение наблюдалось на всех наших южных заводах. Некоторые американские заводы (Пенсильвания), наоборот, имеют возможность получать доломит по очень низким ценам (доменные печи некоторых заводов построены на доломитовой скале) и

широко используют эту возможность для улучшения физических свойств доменных шлаков. С этой точки зрения можно считать вполне целесообразным применение в доменных печах доломитизированных известняков, т. е. известняков, содержащих некоторое количество магнезии. Применение обожженной извести или обожженного доломита в качестве флюса доменной плавки не допускается, т. к. не м. б. оправдано никакими соображениями. В качестве суррогата основного флюса в доменных печах, чугуноплавильных вагранках и в газогенераторах, работающих с выпуском жидкого шлака, с успехом применяется основной мартеновский шлак, содержащий достаточно высокий % извести и магнезии (в сумме до 50%) при довольно значительном содержании металлических окислов (сумма окислов железа и марганца 20—25% и выше). Такой оборотный шлак является своего рода бедной железной рудой с основной пустой породой и с повышенным содержанием марганца и фосфора. Утилизация оборотного мартеновского шлака в доменном производстве повышается с каждым годом и дает значительные экономические преимущества. Сравнительно редко представляется возможность использовать в качестве основного флюса пустую породу руды или золу топлива. Однако и эти случаи встречаются в некоторых металлургических районах. Так, мощные залежи оолитовых бурых железняков «минетт», находящиеся в Эльзас-Лотарингии, Бельгии и Люксембурге, содержат сорта руды, как с кислой, так и основной пустой породой. Это позволяет вести плавку смеси этих руд без добавки флюсов (известняка) или с незначительным его количеством. Получение такой самоплавкой шихты не только устраняет затраты на покупку известняка, но значительно улучшает общие технико-производственные

показатели работы доменных печей. Иногда кокс (например, в Верхней Силезии) содержит в золе значительное количество основных окислов (CaO и MgO). Зола этого кокса может считаться самоплавкой, что значительно уменьшает расход основного флюса (известняка) по сравнению с работой на обычном коксе (кремнисто-глиноземистая зола).

Расход основного флюса в доменном производстве зависит от богатства руды, состава ее пустой породы, относительного расхода кокса, содержания в нем золы, состава последней и т.д. При плавке бурых железняков Клевеленда (Англия) расход известняка доходит до 0,8—1,0 на 1 т чугуна. К основным флюсам, применяемым в сталелитейных производствах, предъявляются те же требования, как и в доменном производстве, в смысле небольшого содержания серы, фосфора, мышьяка и нерастворимого осадка ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$). Но в отличие от флюса доменной плавки, известняк, идущий в мартеновские печи, не должен содержать заметных количеств магнезии (не выше 2—3% MgO), а доломит совершенно не допускается в качестве флюса мартеновского процесса, т.к. содержание магнезии в основных мартеновских шлаках достаточно высоко вследствие разъедания основной (магнезитовой или доломитовой) наварки подины и откосов печи. Вместо известняка в основной мартеновской печи частично, а в электропечах и томасовском конвертере всегда, применяется обожженная известь. Выгодность применения извести мотивируется следующими соображениями. 1) Разложение известняка требует довольно значительной затраты тепла по реакции:



Эту простую операцию выгоднее производить в специальной известково-обжигательной печи, а не в таком

дорогом производственном агрегате, каким является мартеновская печь. 2) Реакции шлакования известняком в конце операции идут с большим поглощением тепла, требуют больше времени и сильно студят ванну, т.е. в конечном счете уменьшают производительность печи. 3) При высоких температурах мартеновского процесса углекислота, выделяющаяся при разложении известняка, может окислять примеси металла, например, углерод по реакции:



тогда как при работе с известью можно было бы ожидать протекания реакции по следующему уравнению:



т.е. с значительно меньшей затратой тепла и с большим выходом металла вследствие того, что окисление углерода идет за счет кислорода руды и сопровождается восстановлением железа (вместо 12 весовых частей углерода восстанавливается 56 весовых частей железа). Однако работа с обожженной известью также имеет свои недостатки: 1) требует установки известково-обжигательных печей, 2) вызывает необходимость иметь крытые склады и специальный подвижной ж.-д. состав, 3) удорожает значительно стоимость флюсов, что не всегда покрывается преимуществами работы на обожженной извести, 4) затрудняет хранение на складах, 5) ухудшает санитарно-гигиенические условия рабочего персонала, 6) уменьшает интенсивность перемешивания ванны при разложении («кипении») известняка. Работа в основных мартеновских печах с применением обожженной извести широко практикуется на германских заводах; на заводах США, наоборот, работа в таких печах ведется почти исключительно на сыром известняке. Исследования проведенные отдельными американскими заводами, говорят даже за то, что в условиях американской практики

применение извести в мартеновских печах при работе дуплекс-процессом не дает даже увеличения производительности и представляется менее выгодным по сравнению с работой на сыром известняке. Вопрос о применении известняка или извести должен разрешаться для каждого частного случая отдельно с учетом всех местных технико-экономических условий. Однако нет никаких сомнений в том, что во второй половине процесса плавки в печь должна задаваться только обожженная известь. Возможно, что такой комбинированный метод работы с дачей сырого известняка в завалку и обожженной извести для окончательной доводки шлака может оказаться наиболее рациональным и рентабельным для большинства случаев практики.

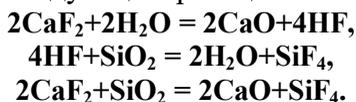
Высказанное положение не противоречит тому факту, что в условиях американской практики при работе в кислой мартеновской печи в конце плавки иногда производят добавку сырого известняка в целях торможения кремне восстановительного процесса. Такая добавка производится в очень незначительных количествах и имеет своей целью не только уменьшить концентрацию свободной SiO_2 шлака (что можно было бы сделать и при помощи добавки CaO), но вместе с тем стремится понизить и температуру металлической ванны за счет затраты тепла на нагревание и разложение CaCO_3 . Незначительная добавка основного флюса довольно существенно меняет состав кислого мартеновского шлака и обычно практикуется с таким расчетом, чтобы в шлаке содержалось 5—8% CaO . Обожженная известь для томасовского и мартеновского производств должна содержать >2—3% SiO_2 , >0,2 % серы, >2—3% MgO , д.б. свеж обожжённой, без пыли и мелочи, в кусках размером 75—150 мм, причем допускается недожог ее (содержание CO_2 до 2—4%). Для электропечей известь должна

храниться в закрытых бункерах и подаваться к печам с возможно меньшим содержанием поглощенной из воздуха влаги.

Наиболее эффективным флюсом основного мартеновского процесса является плавиновый шпат, или фтористый кальций (CaF_2). Применение CaF_2 основано на его способности сильно увеличивать жидкоплавокость основного мартеновского шлака, а, следовательно, значительно повышать его активность и ускорять реакции взаимодействия между шлаком и металлом, например, при удалении серы в основной мартеновской печи путем реакций:



Благотворное влияние плавинового шпата на удаление серы сказывается еще и в том, что фтор по-видимому способен давать с серой летучие соединения (предположительно SF_6) и т.о. окончательно выводить часть серы из баланса мартеновской плавки. Расход плавинового шпата в зависимости от качества получаемой стали обычно колеблется в пределах 0,1—0,4% от веса металлической садки. В особо трудных случаях работы с густыми шлаками (высокое содержание окислов хрома и т.д.) расход CaF_2 повышается до 2% и более (халиловские плавки). Как показали опыты, проделанные германскими техниками (Schleicher и другие), увеличение содержания CaF_2 в шлаке свыше 2,5 % (от веса шлака) не приносит заметной пользы, но начинает сильно сказываться на стойкости динасовой кладки стен и свода мартеновской печи, что можно объяснить образованием летучего соединения SiF_4 по следующим реакциям:



Плави́ковый шпат представляет собой реагент, достаточно удобный для хранения и обращения с ним. Единственным недостатком является его сравнительная дороговизна (довоенная цена плави́кового шпата, ввозимого из Англии и Богемии, была на наших заводах в пределах 35—50 коп. за пуд). Плави́ковый шпат д. б. чист в отношении SiO_2 и не должен содержать включений пирита, ясно видимых невооруженным глазом. В настоящее время CaF_2 получается нашими заводами из Забайкалья. Аналогично плави́ковому шпату (CaF_2) действует и хлористый кальций (CaCl_2), применение которого в сталеплавильном производстве было предложено англичанином Санитером. Однако по своим природным свойствам CaCl_2 является значительно менее удобным реагентом при высоких температурах. Применение его давало более пестрые, менее устойчивые результаты и вскоре было совсем оставлено. К сильно действующим щелочным флюсам следует отнести также целый ряд патентованных средств, известных под различными промышленными названиями и применяемых для обессеривания жидкого чугуна, выпущенного в ковш из доменной печи или чугунолитейной вагранки. В состав таких десульфаторов обычно входят: известь, плави́ковый шпат, сода, иногда хлористый кальций или хлористый натрий и другие соединения, дающие очень легкоплавкий шлак, хорошо перемешивающийся с металлом и способный легко образовывать достаточно прочные соединения серы со щелочами (CaS , Na_2S и т. д.). Уже незначительное количество такого энергичного реагента (до 0,1% от веса чугуна) способствует значительному переходу серы из металла в шлак (до 35—50% и даже выше всей серы). Легкоплавкими щелочными флюсами (например, каменной солью NaCl) иногда пользуются для быстрого исправления ненормальностей работы доменных

печей при загромождении горна трудноплавкими настилами. Обычно введение NaCl производилось через фурмы в очень небольших количествах при помощи специальных аппаратов путем подачи соли в струю воздуха (доменного дутья). Заметное содержание щелочей в шихте доменных и коксовальных печей действует разрушающе на огнеупорную кладку, почему и нельзя рекомендовать применение щелочных флюсов. (Na_2O и K_2O). На этом основании приходится признать нерациональным и введение NaCl в виде соленого кокса (например, при опытных плавках халиловских руд). Иногда в качестве флюсов могут применяться окислы железа и марганца, обычно служащие окислителями для примесей металлической ванны. Марганцовистая руда может с успехом применяться для получения значительных количеств сменных (спускных) марганцовистых шлаков при переделе сильно сернистых чугунов (опыты Шелгунова), а также для разъедания («травления») трудноплавких настыви в кислых (бессемеровских) ретортах и в шахтах доменных печей. В последнем случае часто пользуются марганцовистыми доменными шлаками, полученными при выплавке ферромарганца. Сильножелезистые шлаки стараются получить во всех тех случаях, когда невозможно или нежелательно поднять температуру процесса. В частности добавкой небольших порций железной руды можно, так же как и добавкой извести, затормозить процесс восстановления кремния в конце кислой мартеновской плавки. Этим обстоятельством и пользуются при английском способе выплавки малоуглеродистой стали в кислых мартеновских печах.

Химически чистый известняк состоит из 56% CaO и 44% CO_2 ; лучшие сорта известкового флюса содержат около 1% нерастворимого остатка ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$), средние

до 3%, худшие до 5%. Химически чистый доломит содержит: 30,45% CaO, 21,75% MgO и 47,80% CO₂. Обычно доломиты менее чисты, чем известняки, и содержание в них $\sum(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$ доходит до 5% и выше. Доломиты с высоким (нормальным) содержанием магнезии (18—20% MgO) чаще идут в качестве огнеупорного материала и реже употребляются в качестве магнезиального флюса, для чего обычно употребляют доломитизированные известняки с содержанием MgO до 12—15%.

Общий расход известняка как флюса черной металлургии доходит до 50—60% от веса выплавляемого чугуна, причем около 3/4—4/5 этого количества падает на флюс для доменной плавки. Сравнительная оценка известкового флюса должна производиться в зависимости от состава того шлака, на который ведется флюсовка. Для упрощения контроля за химическим составом флюса в известняке обычно определяют только количество нерастворимого остатка $R = \sum(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$. Количество свободного CaCO₃ (и MgCO₃ для доменной плавки) будет определяться в зависимости от состава шлака формулой:

$$\begin{aligned} \text{CaCO}_3 \text{ своб.} &= 100 - \left(K * \frac{100}{56} * R + R \right) \\ &= 100 - (1,8K + 1)R, \end{aligned}$$

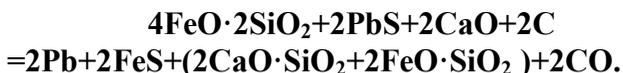
где K - соотношение между $\sum(\text{CaO} + \text{MgO})$ и $\sum(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$ в шлаке, R - количество нерастворимого остатка в известняке, $100/56 \approx 1,8$ - приближенное соотношение между CaCO₃ и CaO. Для доменных шлаков коксовой плавки $K \approx 1$, и формула принимает вид:

$$\text{CaCO}_3 \text{ своб.} = 100 - 2,8 R.$$

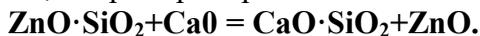
Кроме этой формулы имеются более сложные формулы для коммерческой оценки флюса.

Флюсы в металлургии цветных металлов. В качестве флюса применяются почти те же материалы, что

и в металлургии черных металлов. Наиболее распространенными флюсами являются: известняк, доломит, железные руды, марганцовые руды, кварц и алюмосиликаты; кроме того в качестве флюса употребляются: плавиновый шпат, сульфиды (например, пирит), гипс и барит. Влияние кремнекислых материалов и известняка на образование шлаков см. выше [4]. Сульфиды употребляются с целью сульфуризации, т.е. для образования штейна, во избежание перехода в шлак ценных металлов в случае руд, содержащих мало серы. Известь в металлургии цветных металлов может оказаться полезной только в специальных условиях при высоких фрахтах на флюсы. В свинцовой плавке известь (известняк) вводится, заменяя железо в шлаках по уравнению:



Кроме того известь, являясь сильным основным флюсом, способна вытеснять из силикатов большую часть других оснований, например по реакции:



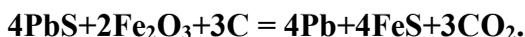
Железные руды применяются для флюсов в виде FeO и Fe₂O₃. Закись железа (FeO) является весьма дешевым компонентом шлака, образуя жидкие и легкоплавкие шлаки, но увеличивает удельный вес шлака и переход в него Cu₂S. Железистый флюс является основанием для силикатной руды:



При восстановлении углеродом или окисью углерода окислы железа действуют в качестве осадителя по отношению к свинцу по реакциям:



или



Флюсующая способность железной руды тем выше, чем чище последняя. Присутствующая в руде SiO_2 не только связывает часть окиси железа, но и расходует некоторое количество CaO для образования соответствующего шлака. В качестве флюса употребляются следующие железные руды: гематит Fe_2O_3 , лимонит $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ и реже - сидерит FeCO_3 . Целесообразность употребления Fe_3O_4 (магнитного железняка) в ряде случаев оспаривается, так как иногда затрудняет ведение процесса плавки. Окись железа (Fe_2O_3) не образует силикатов и ошлакуется с образованием последних после восстановления до FeO . Если Fe_2O_3 переходит в шлак без восстановления, то шлак делается густым. С основаниями окись железа образует тяжелые по удельному весу и весьма тугоплавкие ферриты, что отзывается на свойствах шлака. Окись марганца (MnO) подобна окиси железа и замещает последнюю в шлаках в эквивалентных количествах. Шлаки, содержащие MnO и FeO , обладают большей текучестью, чем шлаки с одной FeO . Наиболее распространенным флюсом является перекись марганца (MnO_2) - пиролюзит. Окислы марганца окисляют ZnS и уменьшают растворяющую способность шлака в отношении ZnO , MgO и BaS . Гипс и барит дают серу, необходимую для образования штейна, и в то же время - CaO и BaO , переходящие в состав шлака. Плавиковый шпат плавится при температуре 1378°C ; он весьма жидок в расплавленном состоянии и растворяет тугоплавкие составные части руды. В настоящее время плавиковый шпат почти не употребляется в качестве флюса.

ГЛАВА II. ЛИТЕЙНЫЕ БРОНЗЫ И ЛАТУНИ

2.1. Оловянные бронзы

Легирующий элемент олово — дефицитный и дорогой элемент, поэтому оловянные бронзы применяют для изготовления очень ответственных деталей. В связи с этим целесообразно проводить дополнительное легирование другими элементами, например цинком, алюминием, никелем и др. Кроме того, проводят модифицирование Ti, Zr, P, чтобы обеспечить достаточно высокие свойства при низком содержании олова (до 5%).

Марки литейных оловянных бронз в России и их зарубежные аналоги приведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Марки литейных оловянных бронз по национальным стандартам

Россия	США ASTM B 30; B427; B505;	Германия	Япония JIS H5111; H5113;
Двойные бронзы системы Cu–Sn			
–	C91000	SnBz14	–
Оловянно-никелевые бронзы			
–	C96000	–	–
–	C91700	–	–
–	C96800	–	–
Оловянно-фосфористые бронзы			
БрО10Ф1	–	–	–
–	C90700	–	H5113/class 2
–	C90800	–	H5113/class 2B
–	C91100	–	–
–	C91300	–	–

Оловянно-цинковые бронзы			
БрО8Ц4	С90300	–	–
БрО10Ц2	С90500	–	–
–	–	Rg10 (2.1087)	–
Оловянно-цинк-никелевые бронзы			
С94700			
Оловянно-свинцово-никелевые бронзы			
С92500			
Оловянно-свинцовые бронзы			
–	С92700	–	–
–	С92800	–	–
–	С93400	–	–
–	С93600	–	–
БрО10С10	С93700	–	H5115/class 3, 3С
–	–	SnPbBz10	–
–	С93800	SnPbBz	H5115/class 4, 4С
–	С93900	–	–
–	С94000	–	–
–	С94100	SnPbBz	–
БрО5С25	С94300	–	–
–	С94500	–	H5115/class 5
Оловянно-свинцово-цинковые бронзы			
БрО6Ц6С3	–	–	–
БрО5Ц5С5	С83800	–	H5111/class 6, 6С
–	–	Rg5 (2.1097)	–
БрО4Ц7С5	С83800	–	–
–	С84200	–	–
БрО3Ц12С5	С84800	–	H5111/class 1, 1С
БрО4Ц4С17	–	–	–
–	С92200	–	H5111/class 7, 7С
–	С92300	–	H5111/class 2, 2С
–	С92600	–	H5111/class 3, 3С
–	С93200	Rg7 (2.1091)	–
–	С93500	–	–

Оловянно-цинково-свинцово-никелевые бронзы			
БрОЗЦ7С5Н1	—	—	—
—	С83450	—	—
—	С94800	—	—
—	С94900	—	—
—	С97300	—	—
—	С97600	—	—
—	С92900	—	—

Основой для понимания структурообразования литейных оловянных бронз является диаграмма состояния системы медь-олово (рис. 2.1).

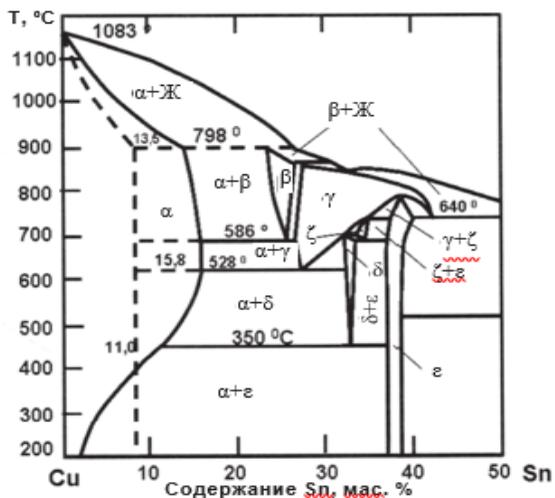


Рис. 2.1. Диаграмма состояния системы медь-олово

Основной структурной составляющей промышленных сплавов является γ -твердый раствор олова и других легирующих элементов в меди с решеткой ГЦК. При понижении температуры растворимость олова в меди сначала увеличивается с 13,5 % до 15,5 Sn (мас. %), затем падает до 11 % при температуре 350 °С и далее - более резко до 1 % при 200 °С. В равновесии с γ -

твердым раствором в зависимости от температуры находятся промежуточные интерметаллидные фазы - β , γ , δ и ε . Фаза β -это твердый раствор на основе химического соединения Cu_5Sn с объёмно-центрированной решеткой (ОЦК). Фаза γ -твердый раствор переменного состава (широкая область) на основе соединения Cu_4Sn . Обе эти фазы являются высокотемпературными и при охлаждении претерпевают эвтектоидный распад. Превращение $\beta \rightarrow \alpha + \gamma$ осуществляется при температуре 586°C , а γ -фазы: $\gamma \rightarrow \alpha + \beta$ — при температуре 520°C . Поэтому в структуре сплава при температуре 20°C эти фазы отсутствуют. Фаза δ имеет почти постоянный состав $\text{Cu}_{31}\text{Sn}_8$ (20,5 ат. % Sn). Фаза δ при температуре 350°C (согласно равновесию) распадается, выделяя фазу ε , основой которой является химическое соединение Cu_3Sn . Состав ε -фазы несколько меняется (ширина области гомогенности $\varepsilon=1,5\%$ Sn), решетка ε -фазы — ромбическая. Однако эта реакция при реальных скоростях охлаждения ($20\text{...}500^\circ\text{C}/\text{мин}$), с которыми охлаждаются фасонные отливки в промышленных условиях, подавляется и δ -фаза сохраняется до комнатной температуры. А сплавы ведут себя так, как если бы растворимость олова в меди была постоянной ($=8\%$) и не изменялась с температурой [5].

Широкая область твердых растворов α , отмеченная на диаграмме состояния (см. рис. 2.1), характерна для равновесных условий. При литье в песчаные и металлические формы равновесие не устанавливается и твердая фаза оказывается обогащенной медью (по сравнению с равновесной диаграммой), а жидкость - оловом. В результате при содержании в сплаве около $6\text{...}7\%$ Sn могут происходить процессы, характерные для сплавов с

содержанием олова более 10...15%. С этой целью проводят пунктирную линию, чтобы показать неравновесный солидус и смещение границы растворимости олова в α -твердом растворе к медному углу, тем самым исключив возможность прохождения эвтектоидной реакции при температуре 350 °С. Таким образом, структура бронз, содержащих менее 8% Sn, представляет собой α -твердый раствор с дендритным строением кристаллов и неравномерным распределением компонентов вследствие дендритной ликвации (рис. 2.2). При содержании олова более 8% структура сплава состоит из α -твердого раствора и эвтектоида ($\alpha+\delta$) (рис. 2.3).

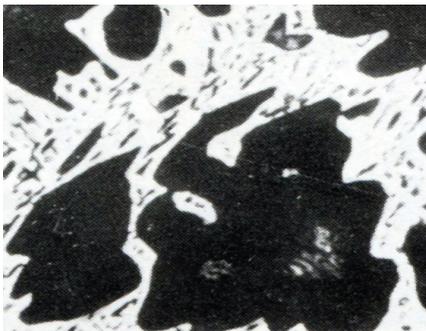


Рис. 2.2. Микроструктура литой оловянной бронзы с 5% Sn. Видны темные оси дендритных зерен бедного оловом твердого раствора. Промежутки между осями — твердый раствор, обогащенный оловом

Рис. 2.3. Микроструктура литой оловянной бронзы с 10% Sn. Структурные составляющие: α -твердый раствор (темный) и эвтектоид $\alpha + \delta$ (светлый)

Появление эвтектоида ($\alpha+\delta$), содержащего твердую интерметаллидную фазу δ ($\text{Cu}_{31}\text{Sn}_8$), вызывает повышение твердости и прочности сплавов. Механические свойства этих бронз сильно зависят от содержания олова. С повышением содержания олова резко увеличивается предел прочности при растяжении σ_B . Максимум σ_B достигается при 20...25% Sn, а далее он резко начинает падать из-за значительного содержания эвтектоида (рис. 2.4).

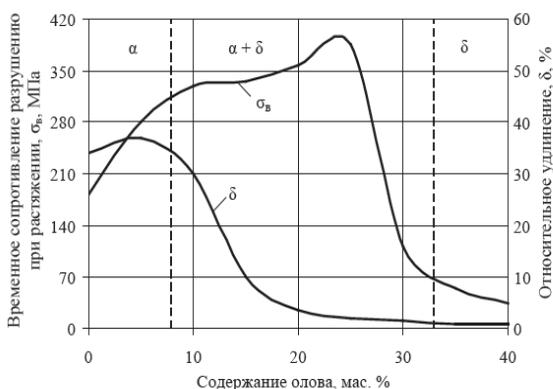


Рис. 2.4. Влияние содержания олова на механические свойства оловянных бронз в литом состоянии

Пластичность сплавов с увеличением содержания олова сначала возрастает до максимальных значений при 5...7% Sn, а затем быстро снижается до минимума при 12...14% Sn. Это обстоятельство определяет содержание олова в литейных бронзах. В стандартных сплавах общего назначения верхний предел равен 8...10% Sn (ГОСТ 613–79), а в высокопрочных бронзах, которые не включены в Государственный стандарт, — до 16...19% Sn (ТУ и ОСТ). Нижний предел легирования (2...3% Sn) определяется необходимостью получения

максимального растворного упрочнения. В табл. 2.2 представлен состав литейных оловянных бронз.

Кроме химического состава на свойства литейных оловянных бронз, существенное значение оказывают размеры и форма зерен α -твердого раствора, расположение и дисперсность эвтектоида ($\alpha+\delta$) в отливке. Размер и количество выделений эвтектоида зависит не только от содержания олова, но и от условий кристаллизации расплава. Установлено, что чем быстрее затвердевание, тем больше количество эвтектоида ($\alpha+\delta$), тем дисперснее частицы этой структурной составляющей. Однако с увеличением количества эвтектоида σ_B бронзы возрастает до определенного предела, а пластичность снижается. Следует отметить, что включения твердого эвтектоида обеспечивают высокую стойкость против истирания и высокие антифрикционные свойства.

Оловянные бронзы применяют для изготовления пароводяной арматуры, работающей под давлением, для литья антифрикционных деталей подшипников шестерен и зубчатых колес, работающих в условиях истирания [6].

Литейные свойства оловянных бронз находятся в полном соответствии с диаграммой состояния. Характерной особенностью оловянных бронз является большой интервал кристаллизации ($\Delta T_{кр} = 150 \dots 200^\circ\text{C}$), что обуславливает образование в отливках рассеянной усадочной пористости и невысокой жидкотекучести. Минимальную жидкотекучесть имеют бронзы, содержащие 10...12% олова, что соответствует максимальному расстоянию между температурой ликвидуса и солидуса при неравновесной кристаллизации этих сплавов. Литейная усадка оловянных бронз равна 1% при литье в песчаные

формы. Это позволяет получать сложные по конфигурации фасонные отливки с четким воспроизведением рельефа формы при художественном литье, а также отливки с резкими переходами от толстых сечений к тонким.

Химический состав и назначение литейных оловянных бронз (ГОСТ 613–79)

Марка	Основные компоненты, мас. %					Примеси, мас. %, не более	Область применения
	Sn	P	Zn	Pb	Ni		
БрО10Ф1	9,0 ...11,0	0,6 ...1,1	-	-	-	0,3Zn; 0,3Pb; 0,2Fe; 0,02Al; 0,02Si; 0,3Sb; всего 1,0	Втулки для подшипников электромоторов, гайки ходовых винтов автоматов, узлы трения арматуры, высоконагруженные детали шнековых приводов, нажимные и шпindelные гайки, венцы червячных шестерен, шестерни
БрО8Ц4	7,0 ...9,0	-	4,0...6,0	-	-	0,05P; 0,5Pb; 0,02Al; 0,3Fe; 0,02Si; 0,3Sb; всего 1,0	Арматура, отливки частей насосов, фасонные части трубопроводов, насосы, работающие в морской воде
БрО10Ц2	9,0 ...11,0	-	1,0...3,0	-	-	0,05P; 0,5Pb; 0,02Al; 0,3Fe; 0,02Si; 0,3Sb; всего 1,0	Отливки ответственной арматуры, антифрикционные детали, сложное фасонное литье, вкладыши подшипников, детали трения и облицовки гребных винтов, шестерни, втулки, подшипники, краны, клапаны, корпуса насосов, червячные колеса
БрО10С10	9,0 ...11,0	-	-	8,0...11,0	-	0,05P; 0,5Zn; 0,02Si; 0,2Fe; 0,02Al; 0,3Sb; всего 0,9	Подшипники скольжения, работающие при высоких удельных давлениях
БрО5С25	4,0 ...6,0	-	-	23,0...26, 0	-	0,05Pb; 0,5Zn; 0,02Al; 0,2Fe; 0,02Si; 0,5Sb; всего 1,2	Подшипники и втулки, работающие при малых удельных нагрузках и очень больших скоростях, маслоуплотнительные кольца, биметаллические подшипники скольжения
БрО6Ц6С3	5,0	-	5,0...7,0	2,0...4,0	-	0,05P; 0,05Al;	Паровая и водяная арматура,

	...7,0					0,4Fe; 0,02Si; 0,5Sb; всего 1,2	антифрикционные детали, подшипников, сальники вкладыши
БрО5Ц5С5	4,0 ...6,0	-	4,0...6,0	4,0...6,0	-	0,1P; 0,05Al; 0,4Fe; 0,05Si; 0,5Sb; всего 1,3	Антифрикционные детали, вкладыши подшипников арматура,
БрО4Ц7С5	3,0 ...5,0	-	6,0...9,0	4,0...7,0	-	0,1P; 0,05Al; 0,4Fe; 0,05Si; 0,5Sb; всего 1,3	Антифрикционные детали, работающие в масле, паре и в пресной воде, арматура
БрО3Ц12С5	2,0 ...3,5	-	8,0...15, 0	3,0...6,0	-	0,05P; 0,02Al; 0,4Fe; 0,02Si; 0,5Sb; всего 1,3	Арматура, работающая в пресной воде и паре, может использоваться для антифрикционных деталей
БрО4Ц4С17	3,5 ...5,5	-	2,0...6,0	14,0...20, 0	-	0,05P; 0,05Al; 0,4Fe; 0,05Si; 0,5Sb; всего 1,3	Антифрикционные детали
БрО3Ц7С5Н 1	2,5 ...4,0	-	6,0...9,5	3,0...6,0	0,5...2, 0	0,05P; 0,02Al; 0,4Fe; 0,02Si; 0,5Sb; всего 1,3	Арматура, работающая в морской и пресной воде, в маслах и других слабо коррозионных средах, антифрикционные детали
БрО5Ц5С5	4,0 ...6,0	-	4,0...6,0	4,0...6,0	-	0,1P; 0,05Al; 0,4Fe; 0,05Si; 0,5Sb; всего 1,3	Антифрикционные детали, вкладыши подшипников арматура,

Примечание: 1. Медь — остальное. 2. Примеси, не указанные в табл., учитываются в общей сумме примесей. 3. Содержимие примеси никеля во всех марках, кроме БрО3Ц7 С5 Н1, допускается до 2,0 % за счет меди и в общую сумму примесей не входит. 4. В бронзах марок БрО3Ц7 С5 Н1, БрО3Ц12 С5, БрО8Ц4 и БрО10Ц2 сумма примесей кремния и алюминия не должна превышать 0,02 %. 5. Допускаются примеси мышьяка до 0,15 %, магния - до 0,02 %, серы-до 0,05 %. 6. Массовая доля свинца в бронзах марок БрО10Ц2 и БрО8Ц4 по согласованию изготовителя с отребителем допускается до 1,5 % и в общую сумму примесей не входит. 7. По согласованию изготовителя с потребителем в марке БрО10 С10 допускается массовая доля фосфора до 1,0 %.

Как говорилось ранее, в литейных бронзах стремятся уменьшить содержание олова ввиду его дефицитности и дороговизны, заменяя его менее дефицитными металлами. Для улучшения механических, технологических и служебных характеристик сплавы дополнительно легируют цинком, фосфором, свинцом и никелем. При этом в бронзах снижается содержание олова.

Одним из основных легирующих элементов в оловянных бронзах является цинк. Он вводится в количестве от 2 до 12% и благоприятно влияет на весь комплекс механических и литейных свойств. Однако следует заметить, что при введении его в сплав до 4% он практически не влияет на жидкотекучесть, а при содержании его более 4% жидкотекучесть сплава возрастает, очевидно, благодаря сокращению интервала кристаллизации. При затвердевании отливок цинк входит в α -твердый раствор и (при постоянном содержании олова) несколько повышает прочность и пластичность сплава, возрастает пластичность отливок, уменьшается склонность к обратной ликвации. Наиболее удачное сочетание олова и цинка: (5...6)% Sn и (5...6)% Zn (например, бронза БрО5Ц5С5).

Главное назначение свинца в оловянных бронзах - улучшение антифрикционных свойств сплава. Свинец практически не растворим в бронзе в твердом состоянии. При кристаллизации сплава он выделяется как самостоятельная фаза, располагаясь между дендритами и заполняя поры усадочного происхождения. При этом повышается плотность и способность к обработке резанием. Свинец образует мягкую составляющую, которая играет роль смазки в трущихся поверхностях деталей, работающих в условиях трения. Поэтому свинец - неперемный

легирующий элемент оловянных бронз (BrO5C25, BrO10C10), которые применяются для изготовления подшипников скольжения, работающих как при малых, так и больших давлениях и высоких окружных скоростях. Поэтому оловянно-свинцовые бронзы являются одними из лучших антифрикционных материалов, так как олово обеспечивает достаточную прочность и износостойкость сплава, а свинец — хорошую прирабатываемость.

Никель повышает жидкотекучесть оловянных бронз за счет увеличения теплоты кристаллизации (у никеля она составляет 280 Дж/г), а также за счет снижения теплопроводности и уменьшения интервала затвердевания. Кроме того, небольшие добавки никеля (до 1 %) повышают механические свойства, уменьшают ликвацию свинца в оловянно-свинцовых бронзах, улучшают коррозионную стойкость и измельчают зерно в отливках.

В литейные оловянные бронзы фосфор вводят в значительно большем количестве, чем в деформируемые бронзы. Фосфор улучшает литейные свойства сплава и антифрикционные свойства бронз. Фосфор является хорошим раскислителем, а также понижает температуру плавления и повышает жидкотекучесть бронз. Поэтому высокофосфористые бронзы особенно пригодны для художественного литья и сложных фасонных отливок. Кроме того, фосфор сильно упрочняет бронзы в твердом состоянии по двум причинам. Во-первых, фосфор частично растворим в меди в твердом состоянии. Во-вторых, при избыточном содержании фосфора при затвердевании выделяется фосфид меди (Cu_3P), который наряду с δ -фазой обладает высокой твердостью и обеспечивает повышение износостойкости, создавая необходимые условия для

хорошей работы литых антифрикционных деталей узлов трения (втулки, вкладыши, червячные колеса и др.) и подшипников. На рис. 2.5 представлена микроструктура литой оловянной бронзы.

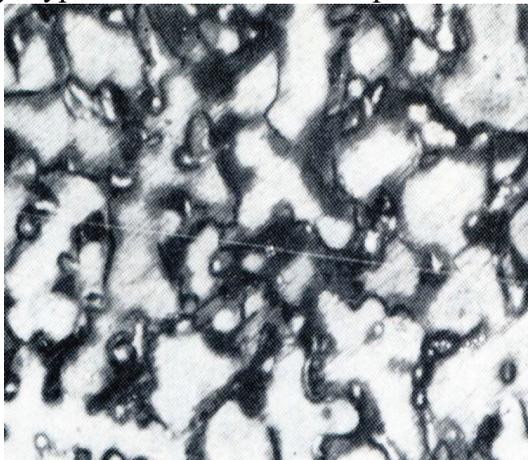


Рис. 2.5. Включения фосфида меди Cu_3P в литой оловянной бронзе

Следует отметить, что при добавках фосфора появляется склонность расплава к проникновению его в стенку литейной формы благодаря образованию продуктов окисления-жидких фосфатов. Небольшие добавки кремния (0,5%) образуют на поверхности отливки прочную оксидную пленку и сплав не проникает в форму. Но вместе с тем образующиеся пленки эластичные и воспроизведение отпечатка формы хорошее.

Оловянные бронзы обладают высокой коррозионной стойкостью в атмосферных условиях, в морской и пресной воде и противостоят большому количеству химических растворов (органические кислоты, разбавленная серная, фосфорная кислоты, растворы едкого калия, хлористый аммоний, сложные

эфир, спирты и т. д.). Они не подвержены, в отличие от латуни, обесцинкованию в морской воде.

Основные сведения о режимах литья и свойствах литейных оловянных бронз приведены в табл. 2.3, 2.4.

Шихтой для плавки литейных оловянных бронз служат либо готовые сплавы в чушках (ГОСТ 614-97), либо чистые металлы. Оловянные бронзы можно плавить в различных печах, однако с точки зрения качества отливок, минимальных безвозвратных потерь, производительности труда, предпочтительны индукционные печи.

Таблица 2.3

Технологические свойства литейных оловянных бронз

Марка сплава	Температура плавления, °С	Температура, °С	Жидкотекучесть, мм	Линейная усадка, %	Объемная усадка, %	Коэффициент трения		Обрабатываемость резанием, %
						со смазкой	без смазки	
БрО10Ф1	934	1050...1	450	1,44	6,0	0,00	0,10	40
БрО8Ц4	1070	1100...1	540	1,54	–	0,00	0,30	60
БрО10Ц2	1060	1120...1	400	1,5	5,5...7,	0,00	0,18	55
БрО10С1	930	1130...1	260	1,5	–	0,00	0,10	80
БрО5С25	940	1150...1	200	1,5	–	0,00	0,14	65
БрО6Ц6	967	1140...1	400	1,6	5,5...6,	0,00	0,16	80
БрО5Ц5	915	1140...1	400	1,6	5,5...6,	0,00	0,15	90
БрО4Ц7	980	1150...1	400	1,43	–	0,01	0,16	80
БрО3Ц12	980	1100...1	550	1,6	–	0,01	0,16	80
БрО4Ц4	960	1140...1	250	1,5	–	0,00	0,13	90
БрО3Ц7	1030	1100...1	400	1,5	2,5...4,	0,00	0,16	90

Обрабатываемость резанием дана в процентах от обрабатываемости латуни марки ЛС63–3.

Таблица 2.4

Типичные механические свойства литейных оловянных бронз

Марка сплава	σ_B , МПа	$\sigma_{0,2}$, МПа	δ , %	НВ, МПа	Е, ГПа	КСУ, МДж/м ²
БрО10Ф1	215...300 (250...350)	140 (200)	3(3...10)	800...1000 (900...1200)	75,4 (103)	0,06 (0,09)
БрО8Ц4	200...250 –	120 –	10...12 (10...15)	750 (750...850)	– (100)	0,2...0,25 –
БрО10Ц2	250...350 (300...350)	160...180 (250)	10...35 –	750...900 (900...1050)	100 (100)	0,1...0,15 –
БрО10С10	176 –	– –	7 (7)	650 (780)	– –	– –
БрО5С25	147 (150...180)	80...100 –	5...6 (6...8)	450...550 (600...700)	70 –	0,08 (0,1...0,2)
БрО6Ц6С3	150...200 (180...220)	100 (80...110)	6...12 (4...8)	600 (650...750)	90 –	– (0,2...0,3)
БрО5Ц5С5	150 (180)	– (80...100)	6 (4)	600 (600)	90 –	– (0,2...0,3)
БрО4Ц7С5	147 (176)	– –	6 (4)	600 (600)	– –	– –
БрО3Ц12С5	– (210...230)	– –	8 (5)	600 –	84 –	– –
БрО4Ц4С17	150 (150)	– –	5 (12)	600 (600)	– –	– –
БрО3Ц7С5Н1	180 (210)	70...80 –	8 (5)	600 (600)	– (90)	– (0,2...0,3)

Без скобок приведены свойства при литье в песчаные формы, в скобках – в кокиль.

Плавка литейных оловянных бронз с использованием чушковой бронзы проводится

следующим образом: загрузка чушек, расплавление, перегрев, рафинирование и дегазация расплава. По ГОСТ 614–97 выпускаются чушки оловянных бронз пяти марок. Поскольку плавка представляет собой простой переплав, содержание цинка в чушках увеличено на угар (примерно больше на 1...2% по сравнению с химическим составом бронзы).

В состав шихты, кроме чушек, входят возвраты (отходы собственного производства) в количестве 20...80%. Применение стружки крайне не желательно из-за загрязнения ее смазкой и влагой. Если в составе бронз имеется цинк, то потери его могут быть значительными, поскольку защитные свойства пленки, состоящей из оксидов ZnO и Cu_2O , невысокие. После расплавления шихты расплав перегревают до 1150...1200 °С (на 100...200 °С выше температуры ликвидуса) и вводят для раскисления фосфористую медь в количестве 0,02...0,04% от массы расплава. Особенно важно раскисление фосфором для литейных бронз, содержащих цинк, поскольку образующийся жидкий комплексный оксид фосфора и цинка ($3ZnO \cdot P_2O_5$) легко удаляется из расплава в отличие от твердых частиц оксида цинка. При плавке оловянных бронз из чистых металлов плавку начинают с расплавления меди. Плавку ведут форсировано под слоем древесного угля. Если в состав сплава входит никель (например, БрОЗЦ7С5Н1), то его вводят в сплав последним, поскольку никель повышает равновесную растворимость водорода в меди.

Вредная структурная составляющая в литейных оловянных бронзах - оксид олова- SnO_2 , который является хрупкой и твердой составляющей и снижает механические и эксплуатационные свойства. Поэтому перед введением олова или оловосодержащих отходов

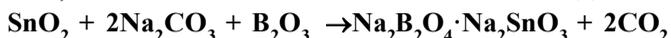
медь необходимо раскислить лигатурой Cu-P (ГОСТ 4515–93). Состав и маркировка лигатуры представлена в табл. 2.5.

Таблица 2.5

Химический состав, температура ликвидуса и маркировка медно-фосфористых лигатур (ГОСТ 4515-93)

Марка	Вид продукции	Основные компоненты,		Примеси, мас. %, не			T _л , °С	Маркировка
		Cu + P, не менее	P	Bi	Sb	Всего		
МФ10	Плиты,	99,8	9,5...11	0,002	0,02	–	880	Белая
МФ9	Плиты,	99,5	8,0...9,5	0,002	0,02	0,15	750	Черная

Кроме того, оксид олова можно удалить из расплава, ошлаковывая его обезвоженной содой:



Плавку бронз проводят в окислительной атмосфере под слоем древесного угля или флюса. После раскисления меди вводят цинк, затем олово и отходы, в последнюю очередь вводят свинец. Расплав нагревают до 1100...1200 °С, рафинируют хлористым цинком и разливают в формы. При плавке высокосвинцовых литейных оловянных бронз с целью предотвращения ликвации свинца расплав перемешивают графитовой мешалкой и быстро разливают. Иногда (в случае изготовления тонкостенных и сложных по конфигурации отливок) в расплав вводят фосфористую медь для повышения жидкотекучести сплавов (не более 0,03 %), так как избыток его нежелателен [7].

Если шихта загрязнена алюминием, кремнием, магнием или железом, которые присутствуют в расплаве главным образом в виде оксидных включений, то плавку проводят с применением жидких

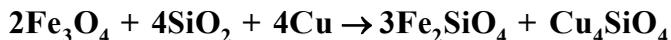
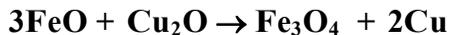
флюсов. Благодаря смачиванию оксидов вредных примесей или растворению их во флюсах происходит рафинирование расплавов. Состав покровных и рафинирующих флюсов представлен в табл. 2.6. Отработанные флюсы (шлаки) перед выпуском металла из печи удаляются.

Таблица 2.6

Состав и назначение флюсов для выплавки медных сплавов

Состав флюса, мас. %	Назначение флюса
41...47 SiO ₂ ; 25...32 MnO ₂ ; 10...15 Na ₂ O; 11...14 Al ₂ O ₃	Покровный для оловянных бронз (при выплавке в печах с шамотной)
50 SiO ₂ ; 30 Na ₂ B ₄ O ₇ ; 20 CaO	Покровный для оловянных бронз (при выплавке в печах с шамотной)
10...30 SiO ₂ ; 70...90 Na ₂ B ₄ O ₇	Покровный для оловянных бронз (при выплавке в печах с
7 Na ₂ B ₄ O ₇ ; 60 Na ₂ CO ₃ ; 33	Рафинирующий для оловянных
30 SiO ₂ ; 30 Na ₂ CO ₃ ; 40 CaF ₂	Покровный для кремниевых и
50 Na ₂ CO ₃ ; 50 CaF ₂	Покровный для кремниевых и
60 NaCl; 30 Na ₂ CO ₃ ; 10	Покровно-рафинирующий для
50 CaF ₂ ; 50 MgF ₂	Покровно-рафинирующий для
7 Na ₂ B ₄ O ₇ ; 10 NaCl; 35 KCl; 25 Na ₃ AlF ₆ ; древесный уголь 2	Рафинирующий для алюминиевых
60 NaCl; 40 Na ₃ AlF ₆	Рафинирующий для алюминиевых
20 CaF ₂ ; 60 NaF; 20 Na ₃ AlF ₆	Рафинирующий для алюминиевых
6 Na ₂ B ₄ O ₇ ; 70 Na ₂ CO ₃ ; 12	Рафинирующий для алюминиевых
10 Na ₂ CO ₃ ; 70 CaF ₂ ; 20	Рафинирующий для алюминиевых

Железо удаляют окислительным рафинированием расплава закисью меди:



Поскольку литейные оловянные бронзы благодаря широкому интервалу кристаллизации склонны к газоусадочной пористости, расплавы необходимо дегазировать. Дегазацию оловянных бронз от водорода и

других газовых примесей проводят продувкой расплава осушенным азотом или аргоном. Следует отметить, что излишний перегрев расплава при плавке бронз нежелателен.

Широкий интервал кристаллизации оловянных бронз обуславливает особый подход к организации питания отливок. Оказывается, не всегда целесообразно бороться с общей пористостью, а нужно избегать скопления пористости в отдельных местах отливки. Во-первых, это может быть достигнуто подводом металла в тонкие сечения. Во-вторых, применением дождевых литниковых систем и использованием рассредоточенного подвода металла (разветвленной системы литников).

2.2. Алюминиевые бронзы

Алюминиевые бронзы начали применять значительно позже оловянных-приблизительно с начала XX века. По своей распространенности среди медных сплавов алюминиевые бронзы занимают одно из ведущих мест. Они отличаются высокой прочностью и хорошими антифрикционными и коррозионными свойствами. Алюминиевые бронзы применяют для изготовления деталей, работающих в особо тяжелых условиях, из них изготавливают гребные винты крупных судов, тяжело-нагруженные шестерни и зубчатые колеса, корпуса насосов, червяки, работающие в паре с деталями из азотируемых и цементируемых сталей, подшипники, работающие при высоких нагрузках. Благодаря комплексу свойств и меньшей стоимости, эти сплавы являются заменителями некоторых оловянных бронз.

Многие марки алюминиевых бронз используются как деформируемые, так и литейные. Если алюминиевая бронза используется как литейный

сплав, то ставится в конце марки буква «Л». Например, БрА9Мц2Л, БрА9Ж3Л, БрА10Ж4Н4Л и т. д. В литейных сплавах допускается большее количество примесей. В прил. 1 приведены марки без оловянных бронз по национальным стандартам. В прил. 2 приведен химический состав отечественных без оловянных бронз. Особенности структуры и многие свойства литейных алюминиевых бронз могут быть объяснены с помощью диаграммы состояния системы Cu - Al (рис. 2.6).

Из диаграммы состояния Cu - Al видно, что растворимость алюминия в меди в твердом состоянии меньше, чем олова. При эвтектической температуре 1037 °С она составляет 7,5% и при понижении температуры увеличивается до 9,4% при температуре 565 °С.

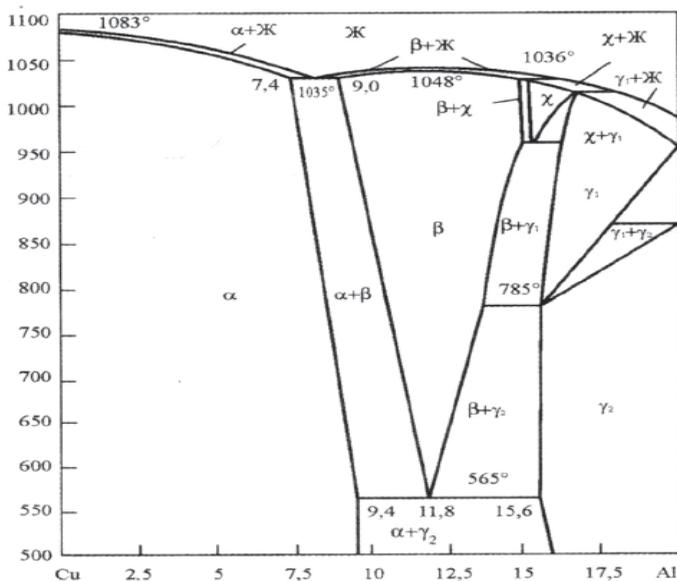
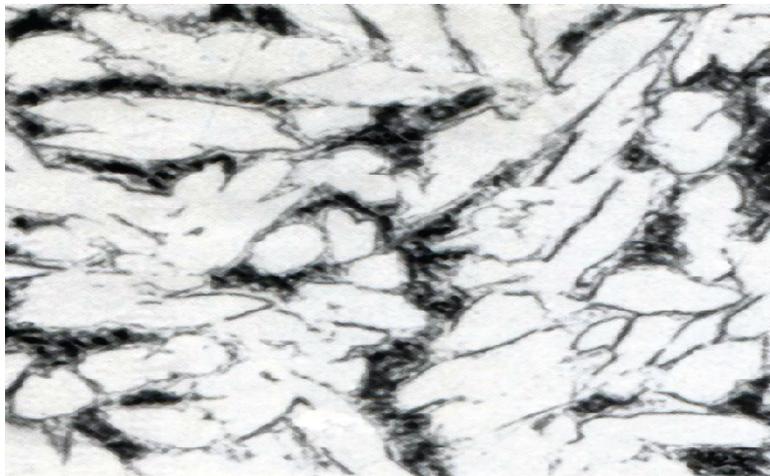


Рис. 2.6. Диаграмма состояния системы Cu–Al

При дальнейшем понижении температуры растворимость алюминия в меди практически не изменяется. Поэтому дисперсионное упрочнение в сплавах Cu-Al невозможно. Фаза β - это твердый раствор на базе химического соединения Cu_3Al с широкой областью гомогенности. Она кристаллизуется непосредственно из жидкой фазы и при температуре $565\text{ }^\circ\text{C}$ претерпевает эвтектоидный распад по реакции $\beta \rightarrow \alpha + \gamma_2$, где γ_2 - тоже твердый раствор на базе химического соединения Cu_9Al_4 . Появление этой фазы в структуре сплава приводит к повышению прочностных свойств. На рис. 2.7 представлена микроструктура литой алюминиевой бронзы.



**Рис. 2.7. Микроструктура литой алюминиевой бронзы с 10% Al:
светлые зерна — α -фаза; темные участки —
эвтектоид ($\alpha + \gamma$)**

Влияние содержания алюминия на механические

свойства бронз показано на рис. 2.8. Максимум σ_B наблюдается при 10...11% Al. Дальнейшее повышение содержания алюминия приводит к хрупкости сплава, при этом твердость сплава увеличивается. Пластичность сплава сохраняется на высоком уровне до содержания алюминия в нем в количестве 8...9%, затем резко падает из-за увеличения в структуре значительной доли γ_2 -фазы.

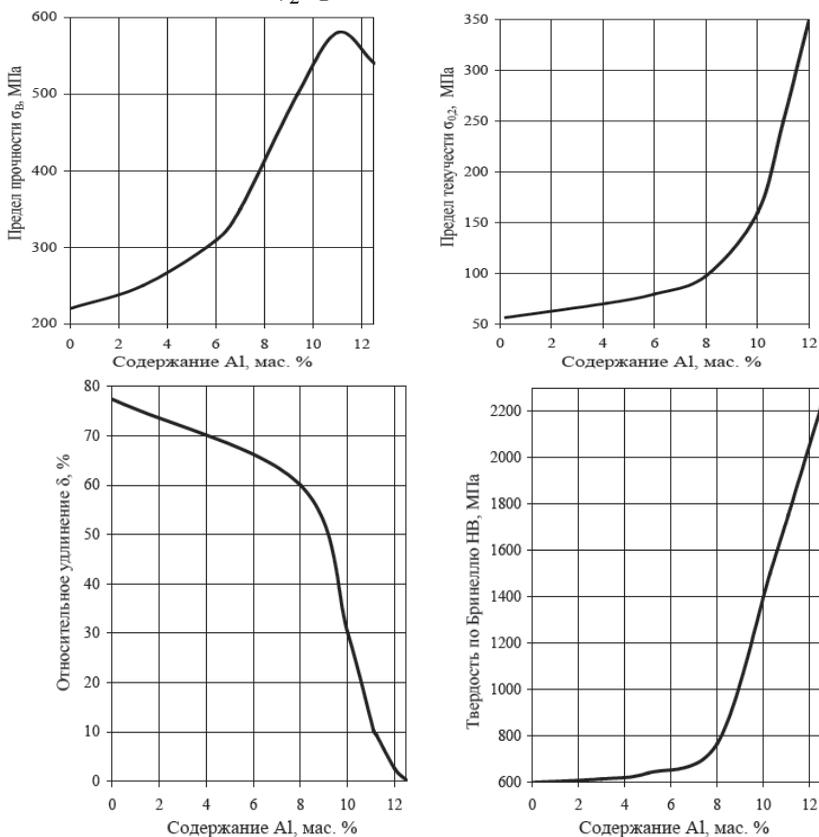


Рис. 2.8. Влияние содержания алюминия на механические свойства литых алюминиевых бронз

Упрочнение сплава осуществляется по растворному механизму, а также в результате образования эвтектоида ($\alpha + \gamma_2$). При этом необходимо отметить, что алюминий является более сильным упрочнителем, чем олово. Однако алюминиевые бронзы имеют ряд недостатков по сравнению с оловянными, которые затрудняют получение из них герметичных отливок сложной конфигурации. Причиной этого является значительная усадка, сильное окисление в расплавленном состоянии и склонность к поглощению газов. В результате повышенной усадки (1,9...2,7%) эти бронзы склонны к трещинообразованию при затрудненной усадке, поэтому из алюминиевых бронз получают, как правило, простые по конфигурации отливки [8].

Для улучшения механических, технологических и эксплуатационных свойств алюминиевые бронзы легируют дополнительно железом, марганцем, никелем. Химический состав бронз и их назначение приведены в прил. 2. Поскольку алюминиевые бронзы кристаллизуются в узком интервале температур, кристаллизация сплава проходит направленно и последовательно с образованием столбчатой структуры, в результате чего падает пластичность. Для измельчения зерна в литейные алюминиевые бронзы вводится до 4...6% железа. При таком содержании железа образуется самостоятельная фаза γ_{Fe} — твердый раствор на основе железа. При неравновесной кристаллизации высокотемпературная фаза γ_{Fe} выделяется первой и кристаллы этой фазы измельчают зерно литой структуры. Это способствует повышению пластичности сплавов. Кроме того, железо частично растворяется в α -твердом растворе алюминия в меди и способствует упрочнению сплава.

Очень важная роль железа состоит в замедлении эвтектоидного распада β -фазы с образованием γ_2 -фазы. Это обстоятельство играет важную роль при получении крупногабаритных отливок при литье в песчаные формы. В этих сплавах при замедленном охлаждении крупных отливок происходит эвтектоидный распад β -фазы ($\beta \rightarrow \alpha + \gamma_2$) с выделением крупных пластин γ_2 -фазы (происходит само отпуск), которые вызывают охрупчивание сплава. Железо устраняет этот недостаток двойных алюминиевых бронз.

В сплавах Cu–Al принципиальное значение имеет легирующая добавка никеля, который при неравновесной кристаллизации образует соединения Ni_3Al и $NiAl$ с переменной растворимостью в твердом состоянии. В результате алюминиевая бронза с добавкой никеля становится способной к дисперсионному твердению. Обычно в алюминиевые бронзы совместно с никелем вводят железо в соотношении 1:1. Так, в сплаве БрА10Ж4Н4Л после закалки от 980°C и старения при 400°C в течение 2 ч твердость сплава НВ повышается с 170 до 400, а σ_B достигает 700 МПа. При этом бронза сохраняет эти свойства при $400\text{--}500^\circ\text{C}$. Для повышения коррозионной стойкости, а также улучшения прочности и пластичности в алюминиевые бронзы вводят марганец. Марганец неограниченно растворим в меди в твердом состоянии, поэтому в отличие от железа не измельчает зерно в отливках. Его упрочняющая роль сводится к легированию твердого раствора. Структура сплава БрА9Мц2Л состоит из α -твердого раствора алюминия и марганца в меди и эвтектоида ($\alpha + \gamma_2$). Марганец сужает область α -твердого раствора и тем самым увеличивает количество эвтектоида. Кроме коррозионной

стойкости, марганец повышает жаропрочность-отливки могут работать при температуре до 250 °С.

Из-за малого интервала кристаллизации (13...46°С) сплавы системы Cu–Al имеют высокую жидкотекучесть. По данным А.Б. Альтмана, для большинства сплавов она составляет от 500 до 850 мм. Сплавы системы Cu - Al имеют меньшую склонность к дендритной ликвации. Линейная усадка этих сплавов по сравнению с оловянными бронзами выше и достигает 2...2,2%. Алюминиевые бронзы имеют хорошую коррозионную стойкость, жаропрочность и противокавитационную стойкость. К недостаткам этих сплавов помимо высокой усадки следует отнести склонность к образованию крупно столбчатой структуры. Для измельчения зерна, кроме добавок железа, используются также добавки бора (0,02%), ниобия и ванадия (0,05%). Высокое содержание алюминия вызывает склонность к загрязнению оксидными пленами. Необходимо правильно конструировать литниковую систему. Узкий интервал кристаллизации приводит к образованию концентрированной усадочной раковины, что вызывает необходимость установки прибыли и соблюдения принципа направленного затвердевания. Технологические, механические и физические свойства без оловянных бронз приведены в прил. 3.

Алюминиевые бронзы чаще всего плавят в индукционных печах. Плавку проводят в окислительной атмосфере под слоем флюса, избегая перегрева выше 1200°С. Алюминиевые литейные бронзы выплавляют из чистых металлов, а также из чушек бронз (ГОСТ 614–97). В качестве первичных шихтовых материалов используют алюминий, никель, марганец, катодную медь марок М0; М1. М2 в

зависимости от требований по содержанию вредных примесей (Sb, As, Pb, Sn и др.). Железо вводят в виде обрезков мягкой стали или проволоки. Применяются также различные лигатуры: Cu-Mn, Cu-Fe, Cu-Al и др. В состав шихты вводят возвраты собственного производства в количестве от 25 до 75%. При плавке алюминиевой бронзы, содержащей железо, марганец и никель, вначале расплавляют медь, проводят раскисление фосфористой медью, а затем вводят алюминий или лигатуру медь-алюминий.

Алюминий необходимо вводить перед вводом марганца или железа, в противном случае образуются плены, которые приводят к браку отливок. Сплав перегревают до 1150...1200°C и рафинируют хлористым марганцем или криолитом (Na_3AlF_6). Таким образом, повышенная склонность алюминиевых бронз к окислению при высоких температурах и к образованию оксидных плен, загрязняющих расплав, а также поглощение жидким металлом водорода составляют основные трудности при плавке этих сплавов.

Если в обычных условиях плавки удаление примесей из расплава заключается в переводе этих примесей в оксиды с последующим переводом их в шлак, то в случае алюминиевых бронз этот механизм практически не работает из-за большой активности алюминия к кислороду. Особенно вредна примесь цинка, который при высоких температурах начинает кипеть и загрязнять сплав хлопьевидными включениями. Известно применение внепечного рафинирования алюминиевых бронз жидкими флюсами. Жидкий флюс заливают в подогретый ковш и затем заливают готовый расплав из печи, происходит хорошее перемешивание расплава и флюса и

эффективное рафинирование расплава от неметаллических включений.

Температуру перегрева алюминиевых бронз назначают исходя из толщины стенок отливки, сложности по конфигурации, массы отливки и т.д. Температура литья соответствует среднему перегреву над температурой ликвидус 100...140°C и составляет 1100...1200°C. Выпуск металла из печи в ковш проводится спокойной струей с минимальной высоты падения металла, чтобы избежать окисления расплава. В связи с тем, что алюминиевые бронзы склонны к загрязнению оксидными пленками, рекомендуются плавный подвод металла в форму, а также применение щелевидных питателей, фильтровальных сеток в литниковой системе, змеевидных стояков, расширяющихся литниковых систем.

2.3. Свинцовые и сурьмяные бронзы

Кроме алюминиевых, в промышленности применяются свинцовые, сурьмяные и некоторые другие без оловянные бронзы. Свинцовые бронзы из-за дефицитности олова приобретают большое распространение в промышленности взамен оловянных. Содержание свинца в литейных бронзах составляет 12, 25, 30 и 60 мас.%. Наибольшее распространение нашла свинцовая бронза марки БрС30. Свинцовая бронза БрС30 — это двухкомпонентный сплав, состав которого представлен в прил.2. Этот сплав характеризуется антифрикционными свойствами и высоким сопротивлением заеданию и поэтому применяется для изготовления высоконагруженных подшипников (опорные и шатунные подшипники мощных турбин, авиационных моторов, дизелей и других быстроходных машин). Диаграмма состояния системы Cu–Pb

представлена на рис. 2.9 (положение сплава Cu—30% Pb показано заштрихованной областью).

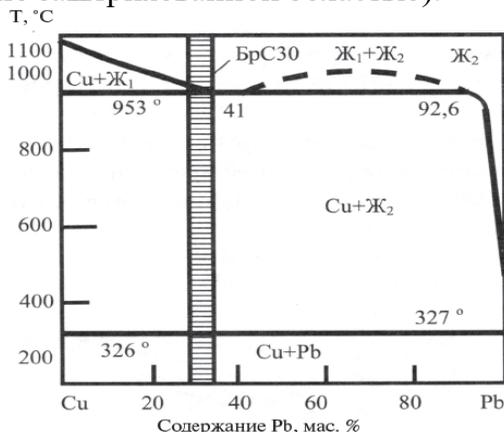


Рис. 2.9. Диаграмма состояния системы Cu–Pb

Свинцовая бронза марки БрС30 кристаллизуется в несколько стадий. Первая стадия-выделение меди по ликвидусу; вторая стадия-прохождение монотектической реакции



третья стадия - выделение меди по правой кривой ликвидус; четвертая стадия - эвтектический распад $Z_2 = Pb$ (в эвтектике содержится 99,98% Pb). Характерной особенностью затвердевания сплавов системы Cu–Pb является наличие монотектической реакции: процесс кристаллизации сопровождается разделением жидкости на два слоя - жидкость Z_1 , богатая медью (37,4% Pb, остальное - медь) и жидкость Z_2 , богатая свинцом (86% Pb, остальное - медь) [9].

После затвердевания бронзы ее структура состоит из зерен меди и эвтектики, состоящей практически из чистого свинца. На рис. 2.10 представлена структура свинцовой бронзы БрС30. Очень сложно получить в

отливках мелкое зерно меди и равномерное распределение свинца. Из-за того, что происходит расслоение жидкости во время монотектической реакции ($Ж_1 \rightarrow Cu + Ж_2$), наблюдается сильная ликвация.



Рис. 2.10. Микроструктура свинцовой бронзы БрС30: светлые зерна - медь, темные включения - свинец

В процессе кристаллизации обогащенная свинцовая жидкость $Ж_2$ оттесняется растущими зернами, образуя крупные скопления свинца. Такие скопления свинца приводят к неравномерному его распределению по объему отливки и ухудшают антифрикционные свойства.

Кроме того, свинцовые бронзы чрезвычайно склонны к гравитационной ликвации из-за большой разницы в плотности свинца и меди. Жидкость $Ж_2$, обогащенная свинцом, опускается вниз, и поэтому свинец располагается в донной части отливки. Для борьбы с ликвацией свинца применяют ускоренное охлаждение в интервале температур формирования литой структуры, т. е. до 326°C . Рекомендуется заливать бронзу БрС30 в сырые формы или на стальную ленту, охлаждаемую водой. Таким образом, удастся получить

мелкое зерно меди с дисперсными частицами свинца. На рис. 2.11 показано влияние свинца на механические свойства двойного сплава Cu-Pb.

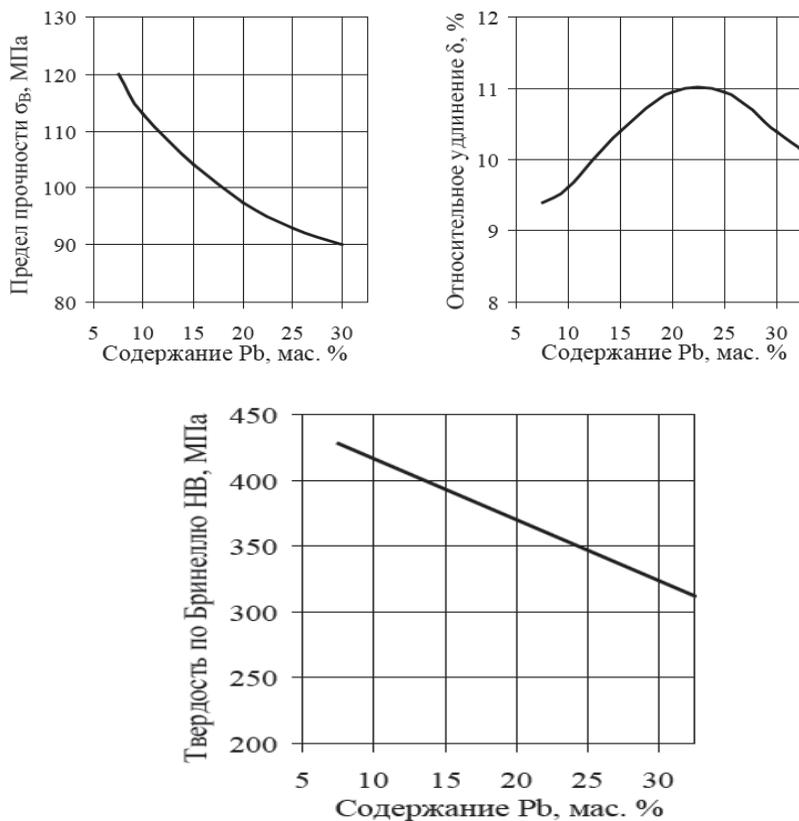


Рис. 2.11. Влияние содержания свинца на механические свойства свинцовых бронз

Из графиков видно, что увеличение содержания свинца приводит к снижению прочностных характеристик. Предел прочности при растяжении составляет в среднем 60 МПа, а относительное удлинение 4...6%, поэтому она применяется в виде биметалла, получаемого путем заливки бронзы на

стальной корпус подшипника. Свинцовые бронзы превосходят по теплопроводности оловянные бронзы почти в 3 раза, а баббиты - в 6 раз, что позволяет их использовать при более высоких температурах.

Плавку высоко свинцовых бронз проводят в индукционных печах высокой или промышленной частоты, в которых происходит интенсивное перемешивание расплава. Свинец практически не растворим в меди и медных сплавах, а в расплавах образует эмульсию. При плавке в индукционных печах дисперсность включений свинца достаточна для получения качественных отливок. Перед выпуском расплава из печи применяется дополнительно механическое перемешивание. В шихте допускается использование до 50% отходов.

Сурьмяная бронза БрСу3Н3Ц3С20Ф применяется как заменитель оловянных и других антифрикционных бронз. Она обладает отличными антифрикционными свойствами, легко прирабатывается и противостоит изнашиванию. Применяется для изготовления деталей трения топливной аппаратуры и подшипников. Структура сплава состоит из α -твердого раствора сурьмы в меди и частиц твердой ε -фазы, которые равномерно распределены в α -твердом растворе. Для упрочнения основы сплава и повышения коррозионной стойкости в состав сурьмянистой бронзы введены никель, цинк и фосфор. Состав и свойства бронзы приведены.

При плавке сурьмяной бронзы в печь загружают медь и никель и после их расплавления проводят раскисление фосфором в количестве 0,01...0,05% от массы расплава, затем вводят цинк и сурьму. После растворения сурьмы вводят свинец и остальное количество фосфора при интенсивном перемешивании расплава. Сурьмяные бронзы склонны к образованию

газо-усадочной пористости из-за широкого интервала затвердевания. Загружаемая шихта не должна содержать влагу, чтобы избежать насыщение расплава водородом. Нежелателен также перегрев выше 1160...1180°C, а температура литья составляет 1050...1080°C. Дегазацию расплава проводят смесью хлорных солей или продувкой аргоном.

2.4. Литейные латуни

Латунями называют сплавы меди, в которых основным легирующим элементом является цинк. Латунни подразделяют по составу на двойные (простые) и специальные (многокомпонентные), содержащие добавки Fe, Mn, Ni, Si, Sn, Pb [10]. По способу использования латуни делятся на деформируемые и литейные. В табл. 2.7 приведены марки литейных латуней, выпускаемых промышленностью России, а также их аналоги по национальным стандартам США, Германии и Японии.

Таблица 2.7

Марки литейных латуней по национальным стандартам

Россия ГОСТ 17711-93	США ASTM B30; B176; B584; B806	Германия DIN 17656	Япония JIS H5101; H5102; H5112
ЛЦ40Мц3Ж	—	—	—
ЛЦ40Мц3А	—	—	—
ЛЦ38Мц2С2	—	—	—
Свинцовые латуни			
ЛЦ40С	—	Ms60A	—
ЛЦ40Сд	—	—	—
Марганцевая латунь			

ЛЦ40Мц1,5	–	–	–
Алюминиевая латунь			
ЛЦ30А3	–	–	–
Кремниевые латуни			
–	–	–	H5112/class 1
–	C87900	–	–
ЛЦ16К4	C87400, C87500, C87800	–	H5112/class 2, H5112/class 3
Кремниевое-свинцовая латунь			
ЛЦ14К3С3	–	–	–
Оловянно-свинцовые латуни			
–	–	Ms65A	–
–	–	Ms65C	H5101/class 3
–	C85700	–	–
–	C85800	–	–
–	C85710	Ms6aA	–
–	C85400	–	H5101/class 2
ЛЦ25С2	C85200	–	–
Алюминиево-железомарганцевые латуни			
–	C86400	–	–
–	C86500	–	H5102/class 1, 1С
–	C86700	–	H5102/class 2
ЛЦ23А6Ж3Мц	C86200, C86300	–	H5102/class 3, H5104/class 4
Марганцево-свинцово-кремниевая латунь			
ЛЦ37Мц2С2К	–	–	–
Алюминиево-марганцево-никелевые латуни			
–	C99700	–	–
–	C99750	–	–

Латуни дешевле большинства литейных бронз и поэтому широко применяются в промышленности для изготовления отливок. Маркируются латуни буквой «Л» и цифрами, показывающими содержание

легирующих элементов, например ЛЦ23А6Ж3Мц2.

Базовая диаграмма состояния системы Cu–Zn приведена на рис. 2.12. В этой системе имеется необычная зависимость растворимости цинка в меди от температуры. При температуре 902 °С она составляет 32,5%, а с понижением температуры растворимость увеличивается до 39% при 454 °С. При дальнейшем понижении температуры растворимость цинка мало меняется. Для оценки фазового состава латуней используют значение предельной растворимости цинка в твердой меди (39%). В соответствии с фазовым составом различают однофазную α -латунь, двухфазную — ($\alpha+\beta$)-латунь и β -латунь.

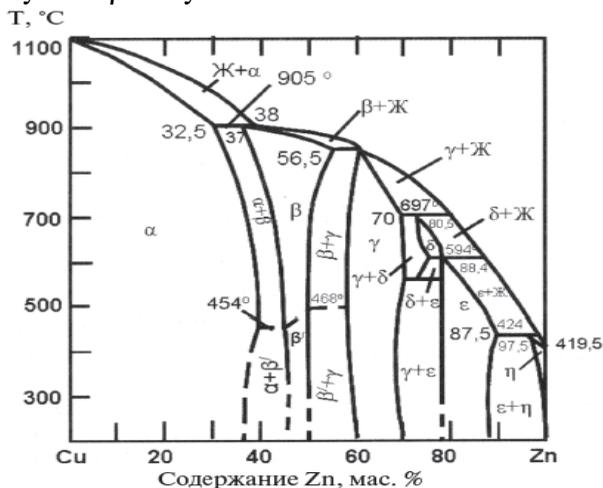


Рис. 2.12. Диаграмма состояния системы Cu–Zn

Механические свойства латуней определяются свойствами фаз. Фаза α -мягкая, малопрочная, но высокопластичная. Высокотемпературная β -фаза также достаточно пластичная (неупорядоченная). При температуре ниже 454...468 °С β -фаза переходит упорядоченное состояние $\beta \rightarrow \beta'$. Зависимость

механических свойств латуней от содержания цинка представлена на рис. 2.13.

В соответствии со свойствами фаз в системе Cu–Zn α -латуни - высокопластичные, их прочностные свойства низкие, а β -латуни - твердые и прочные сплавы, но отличаются высокой хрупкостью [11]. В двухфазных ($\alpha+\beta$)-латунях с увеличением содержания β -фазы в структуре прочностные свойства повышаются, а пластичность снижается. В сплавах двойной системы Cu–Zn по мере увеличения содержания цинка σ_B возрастает от 200 до 300 МПа в однофазной области и до 450 МПа в двухфазной. Относительное удлинение увеличивается от 30 до 50% и проходит через максимум в сплавах, содержащих 30% Zn, а затем резко снижается из-за появления фазы β' .

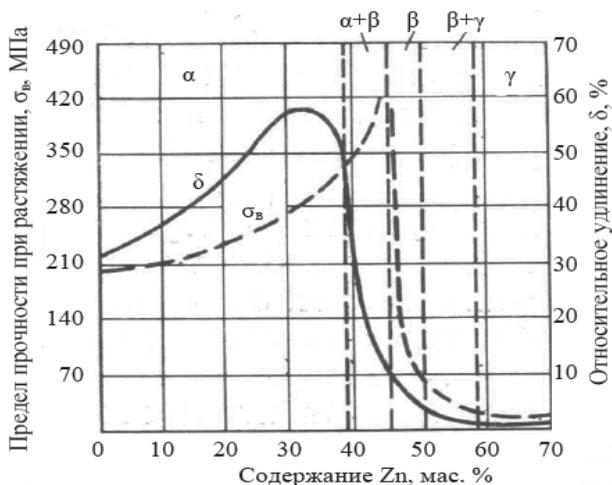


Рис. 2.13. Зависимость механических свойств латуней от содержания цинка

О структуре многокомпонентных латуней можно судить по диаграммам состояния соответствующих

тройных, четверных и более сложных систем. На практике часто для определения ожидаемой структуры в качестве первого приближения исходят из представления о так называемых коэффициентах замены цинка - коэффициентах эквивалентности (правило Гийе).

Экспериментально установлено, что добавки третьего компонента сдвигают границы α - и $(\alpha+\beta)$ -областей. Добавляемый элемент действует на структуру латуней так же, как и сам цинк, но эффект от добавки 1% этого элемента будет иной. Обычно принимают следующие значения коэффициентов эквивалентности для указанных выше добавок: Si - 10...12; Al - 4...6; Sn - 2; Pb - 1; Fe - 0,9; Mn - 0,5 и Ni - 1,3. Каждый из этих коэффициентов показывает, сколько процентов цинка структурно может заменить один процент добавляемого металла. В общем случае содержание цинка можно определить по формуле

$$\text{Zn}_{\text{эkv}} = \frac{A + \sum C_i K_i}{A + B + \sum C_i K_i} * 100\%$$

где A - действительное содержание цинка в сплаве, %; B - содержание меди, %; C_i - количество добавляемого к латуни элемента, %; K_i - коэффициент эквивалентности.

Только один элемент - никель расширяет α -область. Если добавлять никель к $(\alpha+\beta)$ -латуням, то при определенном его содержании β -фаза исчезает и сплав по структуре становится однофазным.

Сплавы системы Cu-Zn кристаллизуются в узком температурном интервале (50...60 °C). Этот факт во многом определяет их литейные свойства. Из-за малого интервала кристаллизации латуни обладают хорошей жидкотекучестью и позволяют получать плотные отливки с небольшой пористостью. Линейная

усадка латуней выше, чем у оловянных бронз, и составляет 1,6...2%. Узкий интервал кристаллизации литейных латуней определяет склонность к образованию столбчатой структуры и малую склонность к ликвационным явлениям.

Цинк, имея низкую температуру кипения и высокую упругость пара, частично испаряется во время плавки и оказывает раскисляющее воздействие на латуни. Благодаря тому, что при плавке на поверхности расплава образуется пленка оксида цинка, латуни имеют небольшую склонность к газонасыщению, что способствует получению плотных отливок, способных выдерживать давление 30...40 МПа. Литейные латуни - это, как правило, многокомпонентные латуни (табл. 2.8). Комплексное легирование позволяет улучшить не только их механические свойства и коррозионную стойкость, но и литейные свойства. Кремний повышает механические свойства сплавов и жидкотекучесть. Алюминий повышает прочностные свойства, коррозионную стойкость и жидкотекучесть. Марганец аналогично алюминию влияет на прочность и коррозионную стойкость, несколько снижает жидкотекучесть. Добавки железа измельчают, как и в случае бронз, кристаллы α -фазы. Железо вводится, как правило, в латуни с высоким содержанием цинка.

Добавка свинца улучшает главным образом антифрикционные свойства латуней и обрабатываемость резанием. Специальные литейные латуни отличаются хорошими механическими, технологическими и коррозионными свойствами (табл. 2.9, 2.10.). Для изготовления отливок могут применяться способы литья в песчаные формы, кокиль, центробежное литье, литье под давлением.

Таблица 2.8

Химический состав и назначение литейных оловянных бронз (ГОСТ 613–79)

Марка сплава	Основные компоненты, мас. %							Примеси , не более, мас. %	Фазовы й состав	Область применения
	Cu	Pb	Fe	Mn	Al	Sn	Si			
ЛЦ40МцЗЖ	53,0 ... 58,0	-	0,5 ... 1,5	3,0 ... 4,0	-	-	-	0,5Pb; 0,1Sb; 0,2Si; 0,5Ni; 0,5Sn; 0,5Al; 0,05P; всего 1,7	$\alpha + \beta + \gamma\text{Fe}$	Арматура в судостроении, работающая до 300°C; простые по конфигурации детали ответственного назначения; гребные винты и лопасти для судов с металлическим корпусом (кроме судов, предназначенных для службы в тропиках)
ЛЦ40Мц3А	55,0 ... 58,5	-	-	2,5 ... 3,5	0,5 ... 1,5	-	-	0,2Pb; 0,05Sb; 0,2Si; 1,0Ni;	$\alpha + \beta$	Детали несложной конфигурации

								0,5Sn; 1,0Fe; 0,03P; всего 1,5		
ЛЦ38Мц2С2	57,0 ... 60,0	1,5 ... 2,5	-	1,5 ... 2,5	-	-	-	0,8Fe; 0,1Sb; 0,4Si; 1,0Ni; 0,5Sn; 0,8Al; 0,05P; всего 2,2	$\alpha + \beta +$ Pb	Конструкционные детали и арматура судов; антифрикционные детали несложной конфигурации (втулки, вкладыши, ползуны, арматура вагонных подшипников)
ЛЦ40С	57,0 ... 61,0	0,8 ... 2,0	-		-	-	-	0,8Fe; 0,05Sb; 0,3Si; 1,0Ni; 0,5Sn; 0,5 Mn; всего 2,0	$\alpha + \beta +$ Pb	Втулки и сепараторы подшипников, детали приборов, корпуса кранов, тройники и др.
ЛЦ40Сд	58,0 ... 61,0	0,8 ... 2,0	-		-	-	-	0,5Fe; 0,05Sb; 0,2Si; 1,0Ni; 0,3Sn;	$\alpha + \beta +$ Pb	Для литья под давлением деталей арматуры (втулки, тройники, переходники,

								0,2 Mn; всего 1,5		сепараторы подшипников), работающих в среде воздуха и пресной воде
ЛЦ40Мц1,5	57,0 ... 60,0	-	-	1,0 ... 2,0	-	-	-	1,5Fe; 0,1Sb; 0,1Si; 1,0Ni; 0,5Sn; 0,7Pb; 0,03P; всего 2,0	$\alpha + \beta$	Детали простой формы, работающие при ударных нагрузках; детали узлов трения, работающие в условиях спокойной нагрузки при температурах не выше 60°C
ЛЦ30А3	66,0 ... 68,0	-	-		2,0 ... 3,0	-		0,8Fe; 0,1Sb; 0,3Si; 0,3Ni; 0,7Sn; 0,7Pb; 0,05P; 0,5 Mn; всего 2,6	α	Коррозионностойк ие детали, применяемые в судостроении и машиностроении

ЛЦ16К4	78,0 ... 81,0	-	-		-	-	3,0 ... 4,5	0,6Fe; 0,1Sb; 0,04Al; 0,2Ni; 0,3Sn; 0,5Pb; 0,1P; 0,8Mn; всего 2,5	$\alpha + \beta$	Детали приборов и арматуры сложной конфигурации, работающие при температуре 250°C и подвергающиеся гидровоздушным испытаниям; детали, работающие в среде морской воды при условии обеспечения протекторной защиты (шестерни, детали узлов трения)
ЛЦ14К3С3	77,0 ... 81,0	2,0 ... 4,0	-		-	-	2,5 ... 4,5	0,6Fe; 0,1Sb; 0,3Al; 0,2Ni; 0,3Sn; 0,5Pb; 1,0Mn; всего 2,3	$\alpha + \text{Pb}$	Детали подшипников, втулки
ЛЦ25С2	70,0	1,0	-		-	0,5		0,7Fe;	$\alpha + \text{Pb}$	Штуцеры

	... 75,0	... 3,0				... 1,5		0,2Sb; 0,3Al; 1,0Ni; 0,5Si; 0,5Mn; всего 2,5		гидросистем автомобилей
ЛЦ23А6Ж3Мц 2	64,0 ... 68,0	-	2,0 ... 4,0	1,5 ... 3,0	4,0 ... 7,0	-		0,7Fe; 0,1Sb; 0,3Si; 1,0Ni; 0,7Sn; 0,7Pb; всего 1,8	$\beta + \gamma\text{Fe}$	Детали ответственного назначения, работающие при высоких удельных нагрузках, изгибе, а также антифрикционные детали (нажимные винты, гайки нажимных винтов, венцы червячных колес, втулки)
ЛЦ37Мц2С2К	57,0 ... 60,0	1,5 ... 3,0	-	1,5 ... 2,5	-	-	0,5 ... 1,3	0,7Fe; 0,1Sb; 0,05As; 1,0Ni; 0,6Sn; 0,01Bi; 0,1P;	$\alpha + \beta +$ Pb	Антифрикционные детали, арматура

								0,7Al; всего 1,7		
--	--	--	--	--	--	--	--	---------------------	--	--

Примечание: 1. Цинк — остальное. 2. Примеси, не указанные в табл., учитываются в общей сумме примесей. 3. По требованию потребителя содержание свинца в латуни марки ЛЦ40 Сд допускается 1,2 ...2,0 мас. %. 4. В латуни марки ЛЦ16 К4 по согласованию изготовителя с потребителем допускается содержание алюминия до 0,1 мас. % при изготовлении деталей, не требующих гидравлической плотности. 5. В латуни марки ЛЦ40 МцЗЖ, применяемой для отливки гребных винтов, содержание меди должно быть 55 ...58 мас. %, алюминия — не более 0,8 мас. %, свинца — не более 0,3 мас. %.

Таблица 2.9

Технологические и коррозионные свойства литейных латуней

Марка сплава	Температура литья, °С	Жидкотекучесть, мм	Линейная усадка, %	Коэффициент трения в паре со сталью		Обрабатываемость резанием, %	Коррозионная стойкость (потеря массы),	
				со смазкой	без смазки		морская вода	водяной пар
ЛЦ40Мц3Ж	1000...1060	600	1,6	—	—	25	0,047	—
ЛЦ40Мц3А	1030...1090	350	1,8	—	—	20	0,047	—
ЛЦ38Мц2С2	1020...1080	400	1,8	0,016	0,24	60	0,05	—
ЛЦ40С	1000...1060	300	2,2	0,013	0,17	80	0,059	0,02
ЛЦ40Сд	1000...1060	270	2,2	0,013	0,17	—	0,059	—
ЛЦ40Мц1,5	1000...1060	360	1,6	—	—	30	0,05	—
ЛЦ30А3	1095...1150	570	1,55	—	—	30	—	—
ЛЦ16К4	1000...1060	800	1,7	0,01	0,19	30	0,068	—
ЛЦ14К3С3	1000,,105	600	1,7	0,009	0,15	50	—	—
ЛЦ25С2	1000...1060	470	1,7	—	—	25	—	—
ЛЦ23А6Ж3Мц	1030...1090	400	1,9	—	—	—	—	—
ЛЦ37Мц2С2К	1040...1090	400	1,4	—	—	80	—	—

Обрабатываемость резанием указана в процентах от обрабатываемости латуни марки ЛС63–3.

Таблица 2.10

Типичные механические свойства литейных латуней

Марка сплава	Способ литья	σ_b , МПа	$\sigma_{0,2}$, МПа	$\delta\%$	НВ, МПа	КСУ, МДж/м ²
ЛЦ40Мц3Ж	Песчаная форма Кокиль	450...550	170...240	18 10	950	— 0,35
		550...650	—		1000...1100	
ЛЦ38Мц2С2	Песчаная форма Кокиль	300...400	220...280	15 10	800	— —
		350...450	220...280		800...950	
ЛЦ40С	Песчаная форма Кокиль Центробежное	—	150...180	12 20 20	700	— 0,26 —
		250...350 200	— —		800...900 800	
ЛЦ40Мц1,5	Песчаная форма Кокиль	380 395	— —	20 20	1000 1000...1100	— —

ЛЦ30А3	Песчаная форма Кокиль	300...340 400...450	150...180 –	12 12...18	800 850...950	– 0,8
ЛЦ16К4	Песчаная форма Кокиль Центробежное	300...350 350...500 300...500	120...200 – –	15 15...20	1100 1000...1100 –	– 1,2 –
ЛЦ14К3С3	Песчаная форма Кокиль Центробежное	250...300 300...400 350...400	140 – –	8 15...18 –	950 900...1000	– 0,4 –
ЛЦ25С2	Песчаная	250...300	–	10	600...800	–
ЛЦ23А6Ж3Мц 2	Песчаная форма Кокиль Центробежное	690 710 710...750	– 300 ...350 –	7 7...10 8	1600 1700 –	– 0,14 –

Многокомпонентные латуни (типа ЛЦ23А6Ж3Мц2 и др.) отличаются высокой стойкостью против износа при работе на трение и применяются для изготовления изделий (подшипников, втулок, вкладышей и т.п.), для которых характерны высокие давления и сравнительно большие скорости вращения [12]. Механические свойства в значительной степени зависят от способа литья. Лучший комплекс свойств получается при литье в металлическую форму (табл. 2.11). Из латуни ЛЦ40Сд отливают втулки, тройники, переходники, сепараторы подшипников методом литья под давлением. Из латуни ЛЦ23А6Ж3Мц2 отливают ответственные детали литьем в кокиль и центробежным способом литья, работающие при высоких удельных знакопеременных нагрузках. Наилучшей жидкотекучестью среди латуней обладает латунь ЛЦ16К4, что позволяет получать из нее тонкостенные отливки сложной конфигурации. Из латуней ЛЦ40С, ЛЦ16К4 и некоторых других марок получают фасонные отливки сложной формы с хорошим качеством поверхности, которые не требуют механической обработки.

Таблица 2.11

Гарантируемые механические свойства литейных латуней

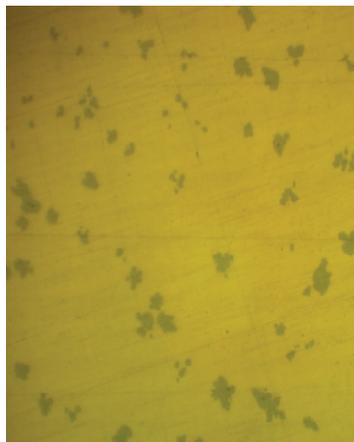
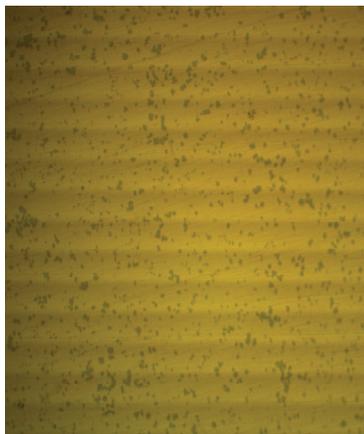
Марка сплава	Способ литья	Механические свойства, не менее		
		σ_b , МПа	δ , %	НВ, МПа
ЛЦ40Мц3Ж	Песчаная форма Кокиль Под давлением	441 490 392	18 10 10	900 1000 900
ЛЦ40Мц3А	Кокиль,	441	15	1150
ЛЦ38Мц2С2	Песчаная форма Кокиль	245 343	15 10	800 850
ЛЦ40С	Песчаная форма Кокиль,	215 215	12 20	700 800
ЛЦ40Сд	Кокиль Под давлением	264 196	18 6	1000 700
ЛЦ40Мц1,5	Песчаная форма Кокиль,	372 392	20 20	1000 1100
Марка сплава	Способ литья	Механические свойства, не менее		
		σ_b , МПа	δ , %	НВ, МПа
ЛЦ30А3	Песчаная форма Кокиль	294 392	12 15	800 900
ЛЦ16К4	Песчаная форма Кокиль	294 343	15 15	1000 1100
ЛЦ14К3С3	Песчаная форма Кокиль	245 294	7 15	900 1000
ЛЦ23А6Ж3Мц2	Песчаная форма Кокиль,	686 705	7 7	1600 1650
ЛЦ37Мц2С2К	Кокиль	343	2	1100
ЛЦ25С2	Песчаная форма	146	8	600

Основным недостатком большинства латуней по сравнению с бронзами является их пониженная коррозионная стойкость в некоторых средах (морская вода и др.), связанная с обесцинкованием латуней и коррозионным разрушением изделий. Однако имеются марки литейных латуней, например, кремнистая ЛЦ16К4 и др., которые не уступают по коррозионным свойствам бронзам и являются полноправными заменителями

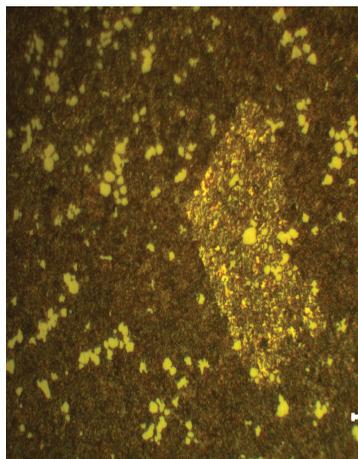
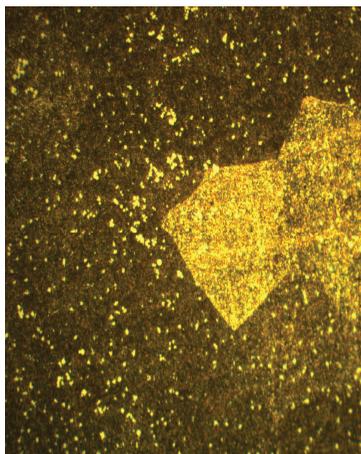
коррозионностойких бронз. Многокомпонентные литейные латуни с большим количеством β -фазы склонны к сезонному растрескиванию при наличии остаточных напряжений. Для устранения этого недостатка необходимо проводить низкотемпературный отжиг.

Литейные латуни плавят в индукционных канальных, а также в индукционных тигельных печах на средних и промышленных частотах. Особенностью плавки латуней является высокая упругость паров цинка над жидким металлом. Причем с увеличением температуры упругость паров цинка увеличивается, при этом потери цинка в виде угара достигают 3...5%. Поэтому проведение плавки с максимальным угаром и потерями легирующих компонентов является одним из основных требований при разработке технологии плавки латуней. Образующиеся защитные свойства пленки ZnO на поверхности расплава невысокие, поэтому при плавке используют флюсы. Из жидких флюсов наиболее известным является стекло ($m\text{SiO}_2 \cdot n\text{Na}_2\text{O}$) с различными разжижающими добавками [13]. Наиболее распространенный флюс следующего состава, %: 60-NaCl, 30-Na₂CO₃ и 10-Na₃AlF₆; древесный уголь с добавками криолита, смеси буры с NaCl и др.

**Микроструктура литейной латуни марки
ЛЦ23А6Ж3Мц2 (нетравленое; серые включения –
 γ Fe, матрица - β -фаза)**



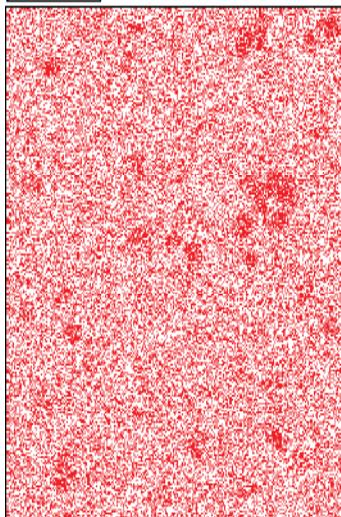
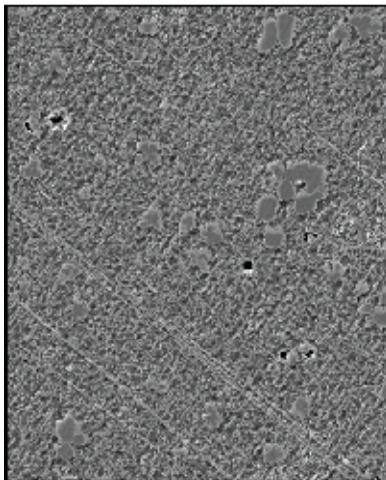
**Микроструктура литейной латуни марки
ЛЦ23А6Ж3Мц2 (травлено; серые включения – γ Fe,
матрица - β -фаза)**



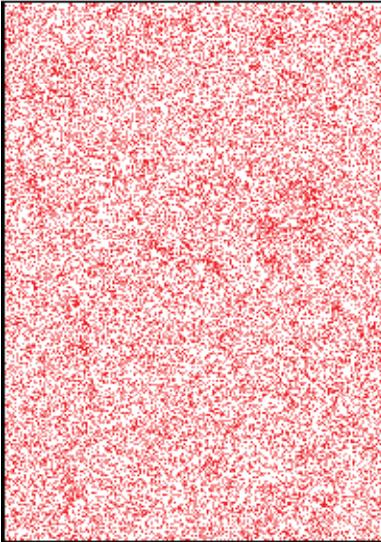
**Электронное изображение участка
шлифа образца литейной латуни марки
ЛЦ23А6Ж3Мц2 и карты распределения
легирующих элементов на этом участке**

Latun445(2)

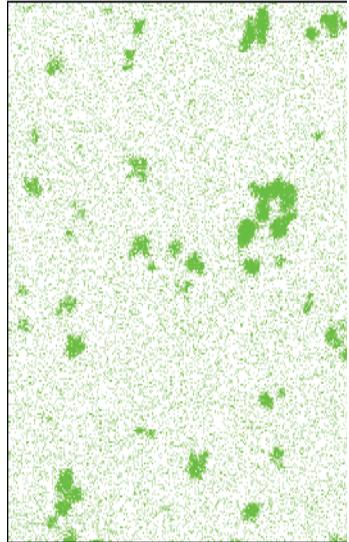
Al K



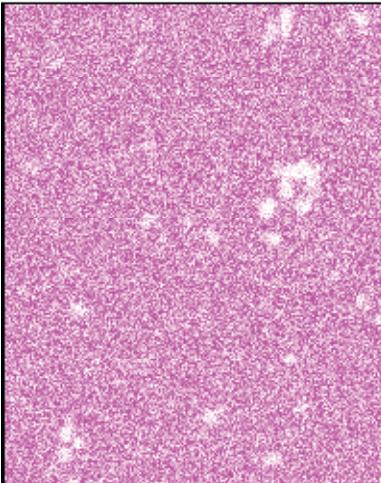
Mn K



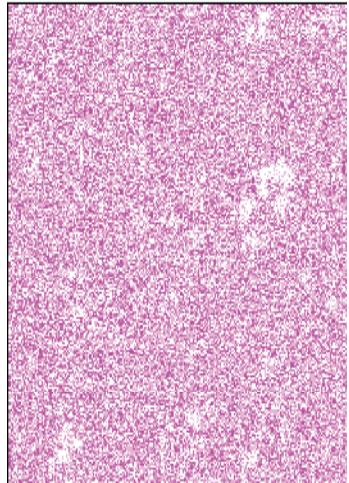
Fe K



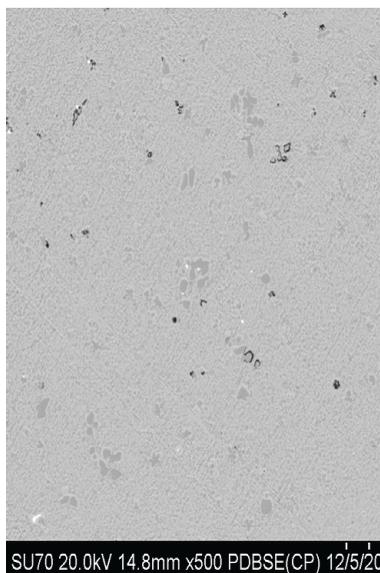
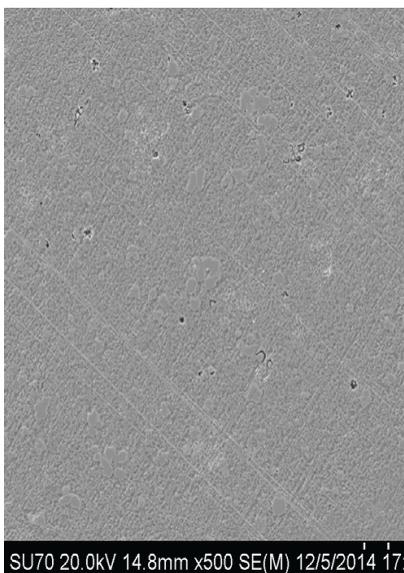
Cu K

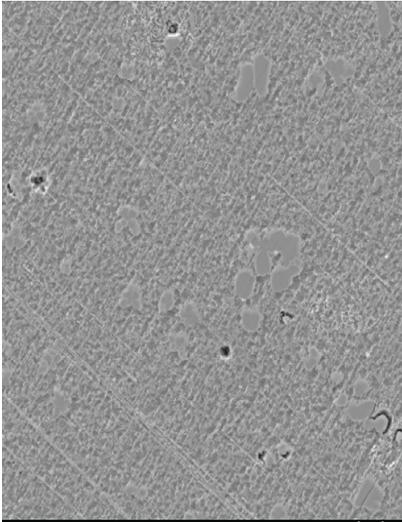


Zn K

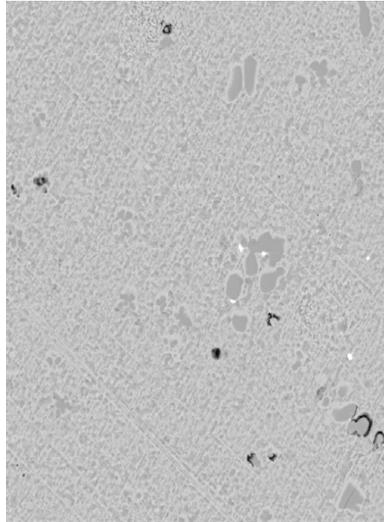


**Микроструктура литейной латуни марки
ЛЦ23А6Ж3Мц2, снятая во вторичных (SEM) и
обратно отраженных (PDBSE) электронах**

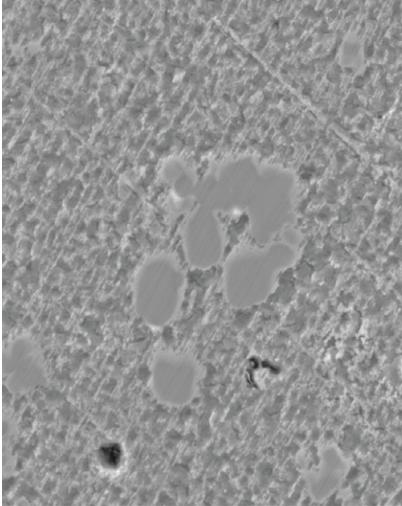




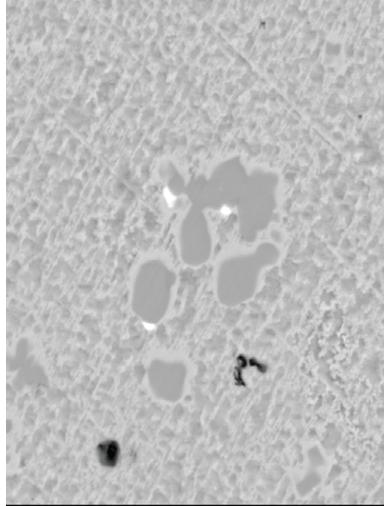
SU70 20.0kV 14.8mm x1.00k SE(M) 12/5/2014 17



SU70 20.0kV 14.8mm x1.00k PDBSE(CP) 12/5/2014 17



SU70 20.0kV 14.8mm x2.50k SE(M) 12/5/2014 17



SU70 20.0kV 14.8mm x2.50k PDBSE(CP) 12/5/2014 17

Результаты микрорентгеноспектрального анализа фазовых составляющих в структуре литейной латуни марки ЛЦ23А6ЖЗМц2

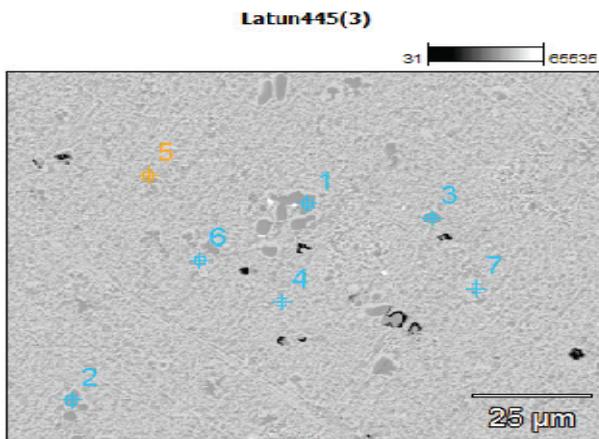


Таблица 2.12

Номер спектра	Содержание элемента, мас. %					
	Al	Si	Mn	Fe	Cu	Zn
1	12,53	2,38	7,10	69,72	8,26	–
2	12,67	2,32	7,82	67,48	9,72	–
3	12,75	2,14	7,54	69,89	7,67	–
4	7,84	–	2,99	0,56	64,98	23,63
5	13,54	0,45	8,22	54,08	23,71	
6	9,47	–	3,46	6,96	57,97	22,15
7	6,35	–	3,25	0,75	65,12	24,53

**Результаты микрорентгеноспектрального анализа
фазовых составляющих в структуре литейной латуни
марки ЛЦ23А6Ж3Мц2**

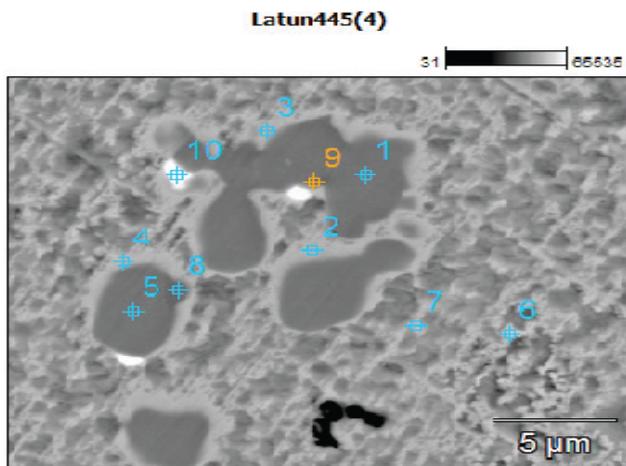


Таблица 2.13

Номер спектра	Содержание элемента, мас. %						
	Al	Si	Mn	Fe	Cu	Zn	Pb
1	12,57	2,40	7,18	69,73	8,12	–	–
2	8,25	0,33	3,13	6,61	59,30	22,38	–
3	8,60	0,27	3,58	10,32	56,25	20,98	–
4	10,67	0,47	4,98	21,78	45,18	16,93	–
5	12,15	2,77	7,25	69,86	7,97	–	–
6	6,59	–	2,98	0,84	65,84	23,75	–
7	5,74	–	3,29	1,15	65,20	24,62	–
8	12,21	1,19	8,97	67,48	10,15	–	–
9	4,64	–	2,03	5,38	30,40	11,40	46,15
10	6,01	–	3,22	1,57	64,56	23,63	1,00

При плавке литейных латуней в качестве шихтовых материалов применяют металлы промышленной чистоты, а также марочные латуни в виде чушек (ГОСТ 1020–97), лигатуры (табл. 2.14) и отходы собственного производства.

Таблица 2.14

Состав лигатур, применяемых при плавке медных сплавов

Лигатура	Состав, мас. %	Температура плавления,
Медь-марганец	73Cu; 27Mn	860
Медь-кремний	84Cu; 16Si	800
Медь-олово	50Cu; 50Sn	780
Медь-железо	90...95Cu; 5...10Fe	1200...1330
Медь-алюминий	67Cu; 33Al 50Cu; 50Al	780 580
Медь-сурьма	50Cu; 50Sb	670
Медь-никель	67...85Cu; 15...33Ni	1150...1250
Медь-кадмий	70Cu; 30Cd	850
Медь-никель-	40Cu; 10Ni; 50Al	670

При плавке латуней с использованием чушек в разогретую печь загружают чушки и крупные отходы, после расплавления вводят мелкие отходы. Если в шихту допускается стружка, то ее предварительно перемешивают с солевыми флюсами для уменьшения угара [14]. При необходимости проводят под шихтовку чистыми металлами. Тугоплавкие компоненты (Fe, Si, Mn, Ni) вводят в латунь в виде лигатуры на основе меди в период наиболее высокой температуры расплава для лучшего растворения, либо загружают в начале плавки с твердой завалкой. Легкоплавкие компоненты (Al, Sn, Pb) вводят в конце плавки. Готовность сплава оценивают по излому отливой пробы: если излом мелкозернистый, а

на поверхности пробы отсутствуют ликвационные наплывы, значит сплав качественный и можно приступить к разливке. Если обнаруживается высокая насыщенность сплава газами, то производят дегазацию, продувая расплав азотом, либо дегазацию перегревом. При плавке латуни ЛЦ40С для снижения угара цинка применяют комбинированный покров из древесного угля и криолита.

Кремнистые латуни плавят под флюсом, состоящим из 50% кальцинированной соды и 50% плавильного шпата. Латуни, содержащие алюминий, плавят с теми же предосторожностями, что и алюминиевые бронзы: перед вводом алюминия расплав раскисляют фосфористой медью, не допускается излишнего перегрева расплава, чтобы исключить повышенное окисление, применяют покровные и рафинирующие флюсы, а также продувку инертными газами (азотом или аргоном).

ГЛАВА III. НИКЕЛЕВЫЕ И ЦИНКОВЫЕ ЛИТЕЙНЫЕ СПЛАВЫ

3.1. Конструкционные никелевые сплавы

Никель является одним из важнейших промышленных металлов. Чистый никель имеет высокую прочность ($\sigma_B=400...500$ МПа) и пластичность ($\delta=50\%$), обладает высокой химической стойкостью.

Никель имеет плотность $8,907$ г/см³, кристаллическую решетку ГЦК с периодом $0,408$ нм. Температура плавления никеля равна 1455°C , кипения - 3080°C . Сплавы на основе никеля характеризуются высоким энергетическим сопротивлением и коррозионной стойкостью, а также обладают повышенной жаропрочностью и жаростойкостью.

На структуру и свойства никеля существенное влияние оказывают находящиеся в нем примеси - Co, Fe, Si, C, O₂, S, Cu. Примеси Co, Fe, Si и Cu, образующие с никелем твердые растворы, оказывают незначительное влияние на его механические свойства и несколько повышают электрическое сопротивление.

Углерод обычно используют в качестве раскислителя никеля. Но уже при содержании его более $0,1\%$ никель становится хладноломким вследствие выделения по границам зерен углерода в форме графита.

Сера очень вредная примесь. В никеле она находится в виде сульфида Ni₂S, который образует с никелем легкоплавкую эвтектику Ni – Ni₂S. Эвтектика имеет температуру плавления 644°C , выделяется по границам зерен и делает никель непластичным. Когда в никеле содержится более $0,01\%$ серы, он не может быть обработан давлением даже в горячем состоянии. Пластичность никеля может быть восстановлена при обработке его магнием. Магний связывает серу в

тугоплавкое химическое соединение MgS. Поскольку это соединение кристаллизуется первым, оно попадает внутрь зерна и может оказать модифицирующее воздействие.

Кислород в никеле находится в виде закиси никеля и располагается как по границам зерен, так и внутри зерна. К числу вредных примесей относятся висмут, свинец, сурьма, мышьяк, селен, кадмий и фосфор. Все сплавы никеля по их применению в технике можно условно разделить на пять основных групп: конструкционные, электротехнические, сплавы с особыми физическими и химическими свойствами, жаропрочные и жаростойкие сплавы [15].

Взаимодействие никеля с легирующими элементами в значительной мере определяется его положением в периодической системе, поскольку он является переходным металлом. Никель образует непрерывные твердые растворы с промышленно важными металлами: Cu, Mn, Co, Fe и некоторыми дорогостоящими металлами. Медь, марганец и кобальт используются в качестве основных легирующих элементов, а железо в большинстве случаев рассматривается как нейтральная примесь. Растворное упрочнение в системах с неограниченными твердыми растворами не дает значительного повышения прочности, но позволяет в широком диапазоне изменять физические свойства сплавов. С большинством практически важных переходных металлов (Ti, V, Cr, Zr, Nb, Mo, Hf, Ta, W) никель образует эвтектическое равновесие со значительной растворимостью в твердом состоянии. Образование металлоидных фаз и уменьшение растворимости с понижением температуры создают предпосылки для эффективного растворного и дисперсионного упрочнения.

Особенно интересны в этом отношении элементы Ti, Cr, Nb, Mo, Ta, W, которые применяются в качестве основных и вспомогательных легирующих элементов в жаропрочных никелевых сплавах. При введении этих элементов в сплав в количестве 8...10% они незначительно понижают температуру плавления никеля. Это обстоятельство является важным для сохранения жаропрочности. Цирконий и гафний вводятся в жаропрочные сплавы в виде небольших добавок. Сплавы никеля с переходными металлами являются узко и среднеинтервальными. Они обладают хорошими литейными свойствами, но склонны к дендритной ликвации.

Разность предельной растворимости и растворимости при 600...700°C указывает на то, что наибольший эффект при дисперсионном упрочнении должны давать добавки Ti, Nb и Ta. Из них вне конкуренции оказывается титан как наиболее дешевый и легкий элемент. Кроме того, он оказывает и растворное упрочнение. Элементы W, Mo и Cr используются только для растворного упрочнения.

Особое внимание обращает на себя алюминий, который обладает значительной растворимостью в твердом никеле. С понижением температуры растворимость алюминия в никеле уменьшается и тем самым обеспечивается комплексное растворно-дисперсионное упрочнение. Высокая температура плавления эвтектики (1385°C) и устойчивый интерметаллид Ni₃Al (γ -фаза) с температурой плавления 1395°C дополняют ценные для жаропрочных сплавов свойства [16].

Добавки бора в количестве 0,01...0,3 мас. % вводятся для измельчения структуры и улучшения технологических свойств, поскольку бориды никеля являются

устойчивыми соединениями. Углерод в никелевых сплавах практически полностью связан в карбиды сильными карбидообразующими элементами - Ti, Mo, W. Карбиды и карбонитриды создают дополнительное упрочнение границ зерен. В связи с этим углерод в жаропрочных сплавах рассматривается как необходимая добавка и вводится в количестве 0,1...0,2 мас. %.

3.1.1. Монель-металл (система никель-медь, никель-медь-кремний)

Из группы литейных сплавов на основе никеля и меди наибольшее распространение получил монель-металл.

Монель-металл обладает коррозионной стойкостью во многих химических реагентах (в дистиллированной, жесткой, мягкой, соленой и морской воде, серной кислоте, плавиковой и органических кислотах, растворах нейтральных и щелочных солей и др.). Кроме того, монель-металл отличается высоким сопротивлением кавитации и ударам в морской воде.

Известно несколько композиций сплавов на основе никеля и меди с добавкой (или без нее) других компонентов. Наиболее распространенная марка сплава НМЖМЦ28-2,5-1,5. По структуре сплав - твердый раствор меди, железа и марганца в никеле. Добавки железа и марганца несколько превышают прочность. В монель-металле этой марки допускается до 0,5 мас. % кремния. Существует монель-металл с повышенным содержанием кремния (до 1 мас. %).

Механические свойства сплава НМЖМЦ28-2,5-1,5 следующие: $\sigma_B = 400 \dots 500$ МПа, $\delta = 20 \dots 35$ %, $HV = 1350$ МПа.

Добавка в сплав 3...4% Si (кремнистый монель) снижает температуру плавления до 1270...1210 °С и

улучшает литейные свойства сплава, σ_b повышается до 700 МПа, а твердость НВ — до 3300 МПа. Отливки становятся хрупкими ($\delta = 0,5\%$), но сплав обладает высокой износостойкостью. Отливки из монель–металла, содержащего 1,0...1,2% Si, отмечаются относительной стабильностью свойств при температурах 350...450°C. Такое содержание кремния рекомендуется в сплавах для изготовления малонагруженных отливок. В тех случаях, когда требуется повышенное сопротивление износу и эрозии, содержание кремния в сплаве увеличивают [17].

Наличие свинца в монель–металле не допускается. Литейная усадка составляет 2%. Из монель–металла отливают рабочие колеса насосов, корпуса клапанов, тройники, втулки, краны, подшипники специального назначения и другие.

3.1.2. Сплавы системы никель-медь-олово и никель-медь-олово-свинец

Сплавы никеля рассматриваемого типа относятся к бронзам. Бронзы, содержащие 40...50% никеля, применяются в машиностроении для изготовления литых втулок и седел паровых клапанов, корпусов центробежных насосов, уплотнительных колец, коррозионно-стойких подшипников и т.п. Эти сплавы характеризуются очень хорошими антифрикционными свойствами и стабильностью механических свойств при повышенных температурах.

Отливки из бронзы, содержащей не менее 50% никеля и не более 5% олова отличаются высокой устойчивостью в атмосфере пара при температуре 350...400 °С. Олово в этих сплавах при такой температуре увеличивает их склонность к старению. Поэтому определенному содержанию никеля должно соответствовать максимально допустимое содержание

олова. В сплавах, содержащих не менее 50% Ni, должно быть соблюдено соотношение никеля и олова, равное 10:1.

Иногда в сплавы с целью повышения твердости вводится кремний (до 3 мас.%). Предел прочности сплава с кремнием составляет 400...600 МПа, относительное удлинение около 1%, твердость по Бринеллю - 1500...4000 МПа. Из сплава, содержащего кремний, отливаются крышки и седла клапанов [18].

Предел прочности при растяжении сплавов системы Ni-Cu-Sn в среднем составляет 350...450 МПа, относительное удлинение 10...20%, а твердость - НВ 1000...1700 МПа. Из этих сплавов изготавливают ненагруженные крышки клапанов, корпуса центробежных насосов, уплотнительные кольца, коррозионно-стойкие подшипники и др. Литейная усадка сплавов в зависимости от их состава составляет 1,45...1,95%.

3.2. Цинк и его сплавы

3.2.1. Общие сведения о цинке

Цинк - химический элемент второй группы периодической системы Менделеева с порядковым номером 30 и атомным весом 65,38. Технический цинк обладает достаточно хорошей коррозионной стойкостью, удовлетворительными механическими свойствами и хорошо поддается прокатке, прессованию, волочению и штамповке в холодном состоянии, а также в интервале температур 130...170 °С. В чистом виде цинк применяется для изготовления литых и катаных протекторов, гальванических элементов для гальванического и горячего оцинкования. В больших количествах цинк применяется для изготовления цинковых и медных сплавов.

Цинк имеет решетку ГЦК с межатомным расстоянием $a=0,26595$ нм и периодом решетки $c=0,49368$ нм. Температура плавления цинка составляет $419,5^{\circ}\text{C}$, кипения - 907°C . Плотность цинка в твердом состоянии - $7,13$ г/см³, в жидком - $6,81$ г/см³, предел прочности при растяжении в литом состоянии — $20\text{...}70$ МПа, в деформированном - $110\text{...}150$ МПа, а относительное удлинение в литом состоянии составляет $0,3\text{...}0,5\%$, в деформированном - $40\text{...}50$, линейная усадка - $1,57\%$.

Цинк выплавляется шести марок (табл. 3.1).

Цинк марки ЦВ применяется для изготовления особо ответственных деталей авиа и авто приборов методом литья под давлением, а также для изготовления окиси цинка, используемой в химико-фармацевтической промышленности, и для химически чистых реактивов. Цинк марки Ц0 используется для изготовления цинковых листов, применяемых в производстве гальванических элементов, для отливаемых под давлением ответственных деталей авиа и авто приборов, а также для получения цинковых сплавов, обрабатываемых давлением. Для изготовления цинковых листов, медно-цинковых сплавов и бронз, горячего цинкования проволоки, изготовления проволоки для шоопирования, изготовления высококачественных белил применяется цинк марки Ц2. Цинк марки Ц1 применяется при производстве сплавов, обрабатываемых давлением, цинковых листов, гальванических элементов, анодов, для получения специальных латуней, медно-алюминиевых сплавов на цинковой основе и для изготовления флюса при лужении жести для консервных банок [19]. Для изготовления цинковых листов, предназначенных для полиграфической промышленности, при производстве медно-цинковых сплавов и горячего цинкования стальных листов

используется цинк марки ЦЗ, а для получения обычных литейных и свинцовистых медно-цинковых сплавов применяется цинк марки Ц4.

Таблица 3.1

**Марки и химический состав цинка,
мас. %**

Марка	Цинк, не менее	Примеси, не более							Всего примеси
		Pb	Fe	Cd	Cu	As	Sb	Su	
ЦВ	99,99	0,005	0,003	0,002	0,001	–	–	0,001	0,01
Ц0	99,96	0,015	0,01	0,01	0,0001	–	–	0,001	0,04
Ц1	99,94	0,024	0,015	0,014	0,002	–	–	0,001	0,06
Ц2	99,9	0,05	0,04	0,02	0,002	–	–	0,001	0,1
Ц3	98,7	–	0,07	0,2	0,005	0,01	0,02	0,002	1,3
Ц4	97,5	2	0,15	0,2	0,05	0,01	0,02	0,05	1,5

Примеси свинца, олова, кадмия, меди, сурьмы, железа снижают коррозионную стойкость цинка. Наличие свинца в полиграфическом цинке желательно, так как он способствует растворимости цинка в кислотах.

Олово с цинком дает легкоплавкую эвтектику (рис. 3.1), которая ухудшает обрабатываемость цинка давлением в горячем состоянии. Следует отметить, что примеси свинца и олова при одновременном их присутствии являются причиной разрушения цинка при его горячей обработке. Это объясняется образованием тройной эвтектики с температурой плавления 150 °С, располагающейся по границам зерен.

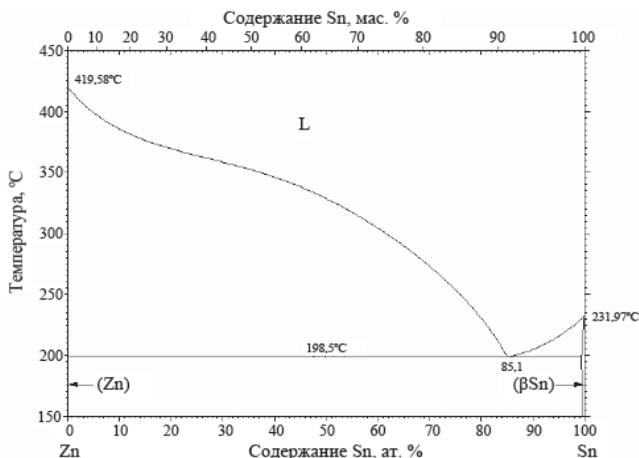


Рис. 3.1. Диаграмма состояния Zn–Sn

Железо задерживает рекристаллизацию цинка и способствует получению жестких наклепанных листов. При содержании железа свыше 0,02 % в цинке появляются хрупкие интерметаллические соединения FeZn_7 (рис 3.2), а при содержании железа свыше 0,2 % хрупкость настолько возрастает, что затрудняет прокатку.

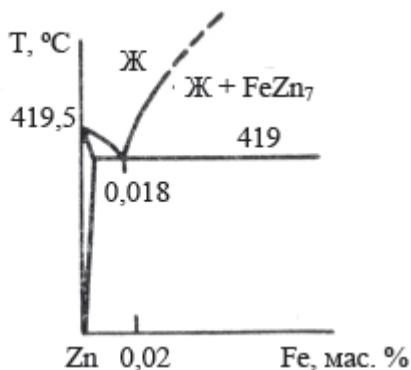


Рис. 3.2. Участок диаграммы состояния Zn–Fe

Особенно вредно наличие железа в свинце для полиграфической промышленности, так как там

необходима хорошая полируемость листов. Отрицательно влияют на технологические свойства цинка примеси висмута и мышьяка. Изменение твердости цинка под влиянием различных примесей показано на рис. 3.3.

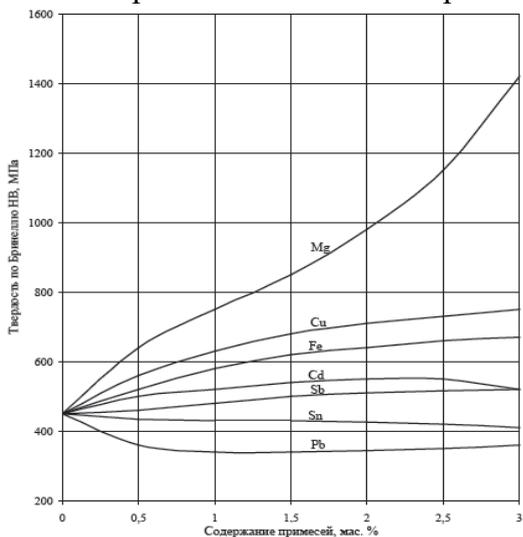
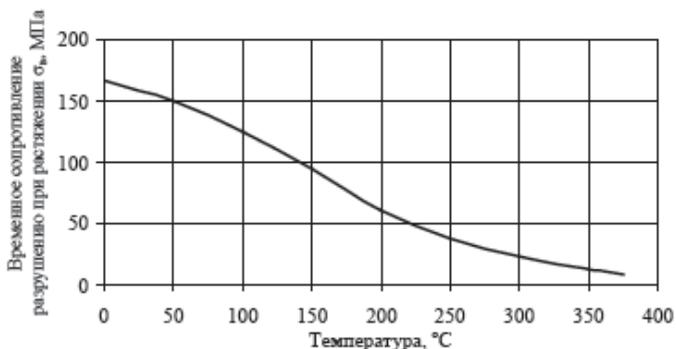


Рис. 3.3. Влияние содержания примесей на твердость цинка

Изменение механических свойств цинка от температуры показано на рис. 3.4.



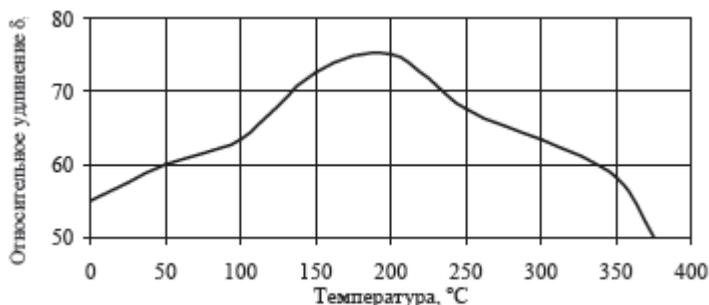


Рис. 3.4. Зависимость механических свойств цинка от температуры

Видно, что при температуре 120...150 °С наблюдается самое высокое значение пластичности.

Добавки различных металлов по-разному влияют на свойства цинка. Ниже приведено влияние добавок некоторых металлов на свойства цинка.

Влияние Al. Во-первых, малые добавки алюминия в цинк оказывают защитное действие против разъедания металлом стали и чугуна. Во-вторых, добавки алюминия повышают жидкотекучесть сплава, способствуют получению мелкого зерна в отливках и улучшают механические свойства.

В связи с этим алюминий является основным легирующим элементом в цинковых сплавах для литья под давлением, несмотря на то, что его присутствие вызывает склонность к межкристаллитной коррозии. Жидкотекучесть сплавов цинка с алюминием достигает максимума при эвтектическом составе сплава. Поэтому литейные сплавы с содержанием Al 1,5...2,0% вызывают трудности в работе в случае тонких сечений и сложной конфигурации отливки.

Кроме того, эти сплавы склонны к горячим трещинам и имеют большую усадку. Необходимо работать с ними осторожно. Наибольшая прочность наблюдается при 4,3% Al, она сохраняется после

искусственного старения при 95 °С.

Влияние Cu. Если добавка алюминия к цинку высокой чистоты вызывает склонность к межкристаллитной коррозии, то действие меди в цинковых сплавах более благоприятно, поскольку она замедляет коррозию. Наибольшая твердость и прочность сплава получается при добавках Cu в количестве 1,25%. При 3,75% Cu наблюдается хрупкость и возникают затруднения при литье. Динамическая прочность сплавов, содержащих Al, снижается, когда количество Cu в сплаве превышает 4%.

Влияние Mg. Хотя добавки магния в цинковые сплавы невелики, он играет очень важную роль. Магний несколько измельчает зерно в отливках и увеличивает твердость, на жидкотекучесть Mg оказывает отрицательное влияние, что объясняется образованием оксидной пленки. Однако при тех концентрациях, в которых он находится в сплавах, его влияние на жидкотекучесть и прочность незначительно.

Главное то, что магний замедляет скорость эвтектоидного превращения в литейных цинковых сплавах. Добавка 0,1% Mg в сплав настолько замедляет эвтектоидное превращение, что для окончания процесса при нормальной температуре необходимо несколько недель (против 1,5 мин без Mg).

3.2.2. Сплавы цинк-медь

Эти сплавы выгодно отличаются от сплавов цинк - алюминий тем, что в них не наблюдается старение. Недостатком этих сплавов являются более низкие механические свойства. На рис. 3.5 представлена диаграмма состояния системы Zn-Cu (применяемые в практике сплавы отмечены заштрихованной областью).

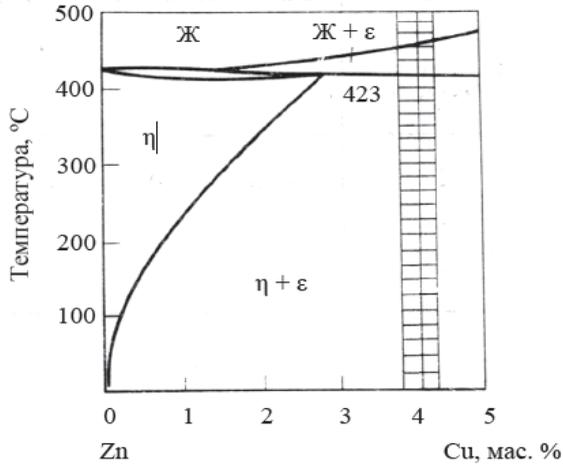


Рис. 3.5. Диаграмма состояния системы Zn–Cu

Промышленный сплав (4 % Cu, остальное - Zn) находится в двухфазной области и имеет перлитную структуру $\eta + \varepsilon$ (рис. 5.9), образующуюся в результате следующих процессов кристаллизации:

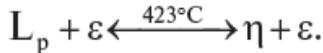
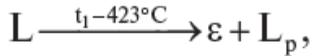


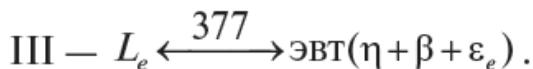
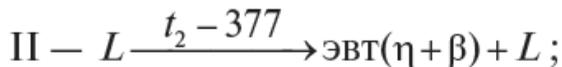
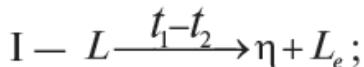
Рис. 3.6. Микроструктура сплава цинка с 4% Cu

3.3. Сплавы цинк—алюминий—медь

Сплавы цинка с алюминием и медью встречаются очень часто, поэтому цинковый угол тройной системы Zn–Al–Cu представляет большой практический интерес. Эта система была изучена Буркхардтом, который обнаружил тройную эвтектику, плавящуюся при 370 °С и имеющую состав, %: 7–Al, 4–Cu, 89–Zn. Он же определил растворимость Al и Cu в Zn, которая оказалась равной соответственно 1,6 и 3,4% при температуре тройной эвтектики (370°С) и 0,1...0,2% и 0,6...0,8 - при комнатной температуре. На основании своих наблюдений Буркхардт указывает, что сплавы, содержащие 0,7% Cu, должны вести себя как сплавы, вовсе не содержащие Cu. Тройная эвтектика состоит из двух фаз, которые были в двойной эвтектике Zn – Al и обогащенной медью ε-фазы.

Как и в случае сплавов Al с Zn, богатая цинком фаза при нормальной температуре оказывается пересыщенной как Al, так и Cu. Неравновесное состояние после литья ликвидируется за счет выделения Al совместно с ε-фазой. На рис. 3.7 представлена проекция поверхности ликвидуса системы Zn–Al–Cu.

Применяемые в промышленности сплавы в соответствии с их средним составом обозначены точками *a* и *b*. Кристаллизация сплава *a* (4% Al, 1% Cu, остальное - Zn) протекает в следующие три стадии:



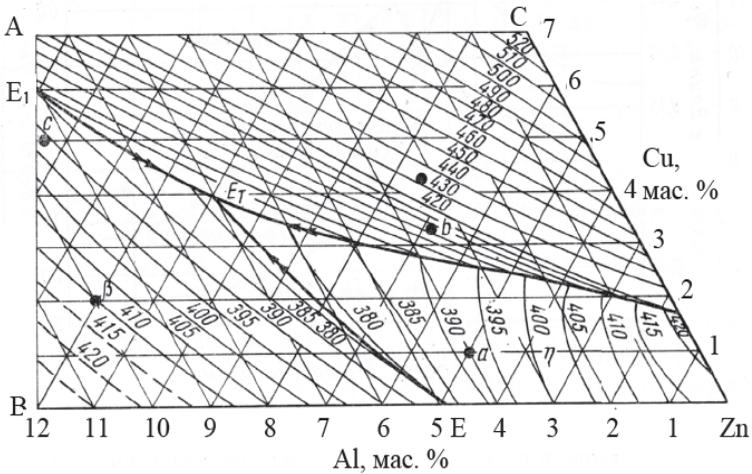


Рис. 3.7. Проекция поверхности ликвидуса системы Zn–Al–Cu

Структура сплава $\eta + \text{эвт} (\eta + \beta) + \text{эвт} (\eta + \beta + \epsilon)$.
 Структура сплава, содержащего 4% Al, 1% Cu, остальное Zn, приведена на рис. 3.8.

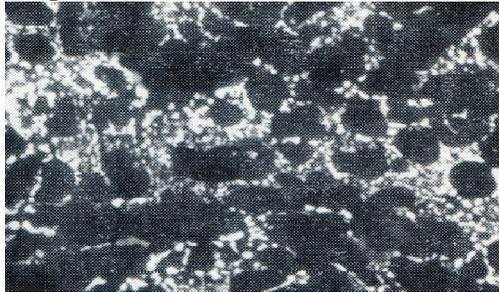


Рис. 3.8. Микроструктура цинкового сплава, содержащего 4% Al и 1% Cu

Старение тройных цинковых сплавов связано со структурными изменениями, происходящими в твердом состоянии. Они сводятся, во-первых, к распаду β -фазы и, во-вторых, к распаду твердого раствора η с выделением кристаллов $\epsilon + \beta$. Степень и скорость распада зависят от температуры и состава сплавов. Особенно быстро эти

процессы проходят в сплавах, богатых алюминием [20].

Огромное влияние на процессы старения оказывают примеси. Чем чище сплав от примесей, тем выше его свойства при старении и тем меньше изменяются размеры отливок во времени. Наиболее вредными являются Pb, Sn и Cd. Рекомендуются следующие предельные содержания этих элементов, мас. %: Fe – 0,1; Pb – 0,01; Cd – 0,005; Sn – 0,005; прочие примеси – 0,02.

Положительное влияние оказывает Mg. Он увеличивает прочность и способствует замедлению старения в этом сплаве. Для литья под давлением рекомендуется сплав, %: 4 - Al, 3 - Cu, 0,1 - Mg, остальное Zn. Микроструктура этого сплава представлена на рис. 3.9.



Рис. 3.9. Микроструктура цинкового сплава с 4% Al и 3 - Cu

Прочностные свойства сплава следующие: $\sigma_{н} = 320 \dots 380$ МПа, $\delta = 2 \dots 2,5$ %, НВ – 1200 МПа. Применяется в авто и тракторостроении, машиностроении, аппарат строении. Присутствие Cu незначительно влияет на процесс старения, задерживая скорость эвтектоидного превращения [21].

ГЛАВА IV. ПЕЧИ ДЛЯ ПЛАВКИ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

4.1. Технологические особенности плавки цветных металлов и сплавов в электропечах

Плавка алюминия. Алюминий и его сплавы применяются практически во всех отраслях промышленности, а также при производстве предметов домашнего обихода.

При комнатной температуре алюминий покрывается тонкой пленкой окиси (Al_2O_3), которая надежно предохраняет его от дальнейшего окисления. Скорость окисления алюминия с повышением температуры резко возрастает.

Поэтому при плавке алюминия и его сплавов в плавильных печах поверхности расплавляемых кусков и зеркало ванны быстро покрываются слоем окиси.

Температура плавления окиси алюминия ($2050^\circ C$) примерно в три раза выше температуры плавления металлического алюминия ($660^\circ C$), а плотность окиси ($3,9 \text{ г/см}^3$) примерно в 1,5 раза больше плотности жидкого алюминия ($2,7 \text{ г/см}^3$).

Поэтому окись алюминия находится в ванне печи во взвешенном состоянии. Наличие окислов и карбидов резко ухудшает литейные свойства сплавов, а также снижает их антикоррозионные качества. Отливки, получаемые под давлением, часто имеют тонкие стенки, а окислы и карбиды закупоривают проходы и прекращают доступ жидкого сплава в узкие полости формы, вызывая литейный брак.

Металлические примеси в сплаве главным образом влияют на механические свойства изделий [22].

В настоящее время плавка алюминия проводится преимущественно в пламенных отражательных печах, работающих на углеродистом топливе, и в электрических печах. Естественно, качественные и экономические показатели при этом получаются не одинаковые.

При плавке алюминия в отражательных пламенных печах и в камерных электропечах сопротивления нагрев отдельных кусков садки начинается в зоне наиболее высоких температур, т.е. сверху. При этом поверхность садки быстро окисляется и поглощает значительное количество газов.

В тигельных индукционных электропечах для отсутствии «болота» (слоя жидкого металла, оставленного в тигле от предыдущей плавки) быстрому нагреву подвергается слой садки, расположенный возле внутренних боковых стенок тигля. Таким образом, в начальный период плавки, когда отдельные куски шихты еще не покрыты жидким металлом, они свободно соприкасаются с воздухом и подвергаются окислению, но в значительно меньшей степени, чем в пламенных отражательных или в камерных электропечах сопротивления.

Индукционные каналные электропечи со стальным сердечником при плавке алюминия и его сплавов имеют ряд ценных преимуществ, основные из которых перечислены ниже.

В каналной индукционной электропечи расплавление кусков алюминия происходит в зоне максимальных температур под слоем жидкого металла, поверхность которого закрыта пленкой окиси алюминия.

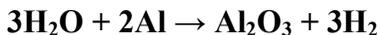
Зона максимальных температур в каналных электропечах находится в узком канале и в прилегающих к нему участках шихты.

Температура металла на поверхности шахты всегда имеет минимальное значение, в результате чего готовые

отливки, получаемые из канальных электропечей, содержат меньшее количество окислов, чем отливки, полученные в печах других типов. Этим же преимуществом обладают тигельные индукционные электропечи, в которых по технологическим требованиям в тигле после каждой плавки оставляют часть жидкого металла 20—35% от емкости тигля печи.

Жидкий алюминий и его сплавы обладают способностью поглощать газы и особенно водород. В пламенных печах большое количество водорода находится в топочных газах. Кроме того, в плавильные печи всех типов он может быть занесен сырой шихтой [23.24].

Вода при высокой температуре и при наличии жидкого алюминия распадается на кислород и водород. Кислород вступает во взаимодействие с алюминием по реакции



Выделившийся при этом водород поглощается сплавом, влияние энергоносителя и конструкции плавильной печи на степень насыщения

алюминиевых сплавов водородом показано ниже:

(Объем водорода на 100 г металла см³)

Газовый горн (плавка без флюса)2,5

Газовый горн (плавка под флюсом)1,05

Отражательная печь на газообразном топливе.....2,5—3

Отражательная печь на мазуте3—4

Электропечь сопротивления1,05

Электропечь канальная индукционная0,13

Электромиксер.....0,12

Жидкий алюминий хорошо растворяет многие металлы и, в частности железо, образуя хрупкие соединения FeAl₂ и Fe₂Al₇, снижающие качество отливок.

Влияние времени выдержки жидкого алюминия в металлическом тигле на насыщение его железом показано ниже:

Время выдержки, мин	Содержание железа, %
25	1,75
35	1,90
40	1,97
45	2,01
65	2,30
100	2,50

Плавка алюминия в канальных электропечах не лишена технологических недостатков. Образовавшаяся на поверхности жидкого металла пленка окиси, не смоченная жидким металлом, в результате сил поверхностного натяжения и сцепления пленки с футеровкой шахты, плотно закрывает зеркало ванны.

Однако если целостность пленки нарушить, то оголенные участки жидкого металла быстро окислятся, а изломанные куски пленки начнут оседать на дно ванны. При интенсивной циркуляции жидкого металла в печи куски окиси затягиваются в каналы и, оседая на его стенках, уменьшают его рабочее сечение. В практике это явление называется зарастанием канала.

Полностью избавиться от зарастания каналов в индукционных канальных печах практически невозможно, так как нарушение поверхностной пленки окиси может быть вызвано причинами, не зависящими от конструкции печи (отдельных ее узлов) и от технологических режимов.

Необходимо отметить, что очистка каналов связана с большими технологическими трудностями. Работа по очистке каналов чрезвычайно сложная и тяжелая, она влечет за собой вынужденные простои и уменьшение производительности печи,

сокращение срока службы футеровки и загрязнение металла окислами.

Нормальная Работа канальной электропечи возможна только при условии, что в ней всегда будет оставаться некоторое количество (до 35% от полной емкости печи) жидкого металла.

В тех случаях, когда по технологическим требованиям необходимо изменить химический состав расплавляемого сплава, печь должна быть полностью освобождена от ранее выплавляемого сплава и залита жидким сплавом нужного химического состава. Это в значительной степени ограничивает производственные возможности электропечи и снижает ее экономические показатели.

Наиболее экономически эффективно эксплуатируются канальные электропечи при круглосуточной работе, выплавляя однородные сплавы, замена которых не требует полного освобождения электропечи от жидкого металла.

Тигельные электропечи для плавки алюминия этих недостатков практически не имеют, но они имеют худший к.п.д. и коэффициент мощности.

Плавка магния. Магний принадлежит к группе легких металлов. В чистом виде он очень активен. Металлический магний в виде порошка или тонкой ленты быстро окисляется горит) на воздухе даже при комнатной температуре машиностроении магний используется в специальных сплавах.

Обычно магний и его сплавы выплавляются в тигельных или отражательных печах под слоем флюса, так как обнаженный жидкий металл мгновенно воспламеняется.

Тигельные печи предпочтительнее, чем отражательные, потому что в них топочные газы не могут соприкоснуться с флюсами, находящимися на поверхности жидкого магния. Для плавки магния и его сплавов в тигельных печах рекомендуются стальные тигли, так как они не вступают в

химические соединения не с магнезием не с его флюсами. Графитовые тигли обогащают металл углеродом, а набивные из огнеупорных материалов вступают в химические соединения с флюсами.

Из сказанного следует, что тепловая энергия, необходимая для расплавления и особенно для перегрева жидкого металла, должна передаваться металлу с максимально возможной скоростью, и металл в тигле должен находиться в спокойном состоянии.

Полностью удовлетворяют этим условиям только тигельные индукционные печи промышленной частоты. Электрическая энергия в тигельных индукционных печах превращается в тепловую, главным образом в стальном тигле. Поэтому установки с тигельными индукционными печами имеют очень высокий к.п.д., до 85%, в то время как к.п.д. тигельных электропечей сопротивления колеблется в пределах 40—70%, а у тигельных мазутных печей он не превышает 10%.

Скорость нагрева садки в тигельных индукционных печах теоретически может быть очень большой, поэтому эти печи имеют большую производительность. Так, четырёхсторонняя индукционная тигельная печь типа ИГТ-7 отечественного производства может при круглосуточной работе выдать до 60 т магнезиевого сплава.

В настоящее время для плавки магнезиевых сплавов изготавливают тигельные индукционные печи промышленной частоты ёмкостью до 16 г.

Плавка магнезии и его сплавов в тигельных печах сопротивления и в индукционных канальных электропечах в настоящее время почти не осуществляется, так как печи сопротивления имеют очень небольшую скорость нагрева, а в канальных электропечах быстрее зарастают узкие каналы.

Плавка цинка. Цинк и его сплавы широко применяются как защитные покровы других легкоокисляющихся металлов и для изготовления архитектурных сооружений. Характерной особенностью цинка является его низкая температура кипения 916°C. Испарение цинка начинается при более низких температурах. Индукционные электропечи со стальным сердечником и с закрытыми каналами являются наилучшими печами для плавки цинка, так как только в канальных индукционных электропечах температура жидкого металла достигает своего максимального значения внутри печи (в узких каналах), где и происходит испарение цинка. Но пары цинка, выходя из каналов, попадают в зону более низких температур, где происходит их конденсация. Этим и объясняется тот факт, что при плавке цинка и его сплавов в канальных индукционных электропечах выход металла составляет примерно 98,5%, тогда как в пламенных отражательных печах он не всегда достигает 94%.

Другой особенностью цинка является то, что его пары имеют значительное давление, благодаря чему они проникают в поры некоторых футеровочных материалов, где вступают в химическое взаимодействие с металлами, находящимися в футеровке, и разрушают ее. В настоящее время имеются массы для футеровок, лишенных названного выше недостатка. Примером такого состава является масса, содержащая 53% обожженной глины, 35% синей гончарной глины и 12% каолина.

В качестве связующего вещества может быть использован сульфидный щелок.

Пары цинка, кроме того, ядовиты, поэтому печная установка должна иметь хорошую вытяжную вентиляцию.

Наиболее желательными компонентами в цинковых сплавах являются мышьяк, сурьма и железо. Первые два

понижают антикоррозионную стойкость, а железо при высоких температурах образует с цинком хрупкое химическое соединение, которое, опускаясь на дно печи, попадает в каналы и засоряет их. Поэтому при плавке цинковых сплавов температуру жидкого металла повышать выше технологически установленной не рекомендуется.

В настоящее время отечественная промышленность серийно изготавливает канальные индукционные электропечи для переплава катодного цинка емкостью 25 и 40 т.

Плавка меди. Медь представляет собой тягучий мягкий металл красного цвета, с высокими электро- и теплопроводностью. В технике медь получила широкое распространение как в чистом виде, так и в виде сплавов. На медной основе получают многие сплавы с ценными физическими свойствами, из которых основными являются латунь, бронза, томпак и др.

Основным потребителем как первичной, так и вторичной меди является электротехническая промышленность. Вся производимая отечественной промышленностью медь распределяется примерно так:

на изготовление токопроводящих деталей — 50%;
на производство сплавов на медной основе — 40%;
все прочие производства — 10%.

Для получения сплавов на медной основе наибольшее распространение получили индукционные канальные электропечи [25]. В этих печах производятся сплавы, температура разлива которых не превышает 1300—1400°C, так как физические свойства футеровки ограничивают возможность плавки сплавов, требующих более высоких температур. Для плавки специальных сплавов, имеющих температуру разлива выше 1400°C, используются тигельные индукционные электропечи промышленной и повышенной частоты, а также дуговые печи косвенного нагрева и

барабанные электропечи сопротивления. Недостатком дуговых электропечей является несколько повышенный угар металла, вызываемый местным перегревом в зоне электрической дуги. Поэтому дуговые электропечи имеют ограниченное применение.

Для плавки меди и ее сплавов также применяются электропечи сопротивления барабанного типа. Эти электропечи могут быть использованы для плавки других сплавов цветных металлов с температурой плавления до 1500°C.

Плавка никеля. Никель отличается высокой антикоррозионной стойкостью и пластичностью при механической обработке. В технике он применяется как в чистом виде, так и в сплавах. Практически в настоящее время применяются никелевые сплавы высокого омического сопротивления. Кроме того, никель расходуется на антикоррозионные и художественные покрытия различных деталей.

Плавку никеля и его сплавов проводят в тигельных и канальных электропечах. При этом особое внимание следует обращать на качество футеровки, так как температура плавления никеля равна 1452°C, а разливка его осуществляется при 1550°C. Канальные электропечи, предназначенные для плавки никеля, должны иметь увеличенное сечение каналов, что объясняется большим удельным электрическим сопротивлением жидкого никеля. Жидкий никель очень интенсивно поглощает газы. Поэтому для получения качественных сплавов никеля с хромом с наименьшим количеством углерода рекомендуется плавку проводить в вакуумных тигельных индукционных электропечах.

Однако до настоящего времени большинство сплавов на основе никеля типа Х15Н60, Х20Н80, ЭИ437, применяемых для нагревательных элементов электропечей

сопротивления, выплавляется в обычных электродуговых печах с графитовыми электродами.

Плавка титана. Титан - металл химически активный и тугоплавкий. Он плавится при 1667°C . С повышением температуры титана его химическая активность резко возрастает. Особенную активность он проявляет после перехода в жидкое состояние.

Жидкий титан хорошо взаимодействует с кислыми, основными и нейтральными огнеупорными материалами, применяемыми в настоящее время в металлургии. Поэтому титан и его сплавы в печах с обычной футеровкой практически получать невозможно. В открытых печах плавить титан нельзя, так как, находясь в жидком состоянии, он быстро окисляется и может полностью сгореть. Даже в вакууме при температуре, близкой к 2000°C , он хорошо взаимодействует с алюминием и углеродом, образуя карбиды титана, которые способствуют понижению пластичности и ухудшению обрабатываемости в холодном состоянии.

В настоящее время жидкий титан для получения фасонных отливок выплавляют только в вакуумных дуговых печах гарниссажного типа с расходуемым электродом.

4.2. Дуговые печи постоянного тока

Дуговая печь - используются в литейном деле и металлургической промышленности для выплавки углеродистых и легированных марок сталей. Дуговые печи постоянного тока вобрали в себя накопленный опыт эксплуатации и конструирования дуговых сталеплавильных печей переменного тока и мощных преобразователей постоянного тока. Аналогичное конструктивное исполнение элементов печей переменного тока и печей постоянного тока – кожух, свод, механизм наклона печи и перемещения

электрода, одинаковая схема загрузки шихты и разлива металла, использование одних и тех же огнеупорных материалов – позволяют хорошо вписать дуговые печи постоянного тока в существующие технологические линии литейных и металлургических цехов, почти полностью используя разработанные технологические процессы плавления и рафинирования металла.

Дуговые печи называются дуговыми или электродуговыми из-за принципа образования источника тепловой энергии, которая выделяется на электрической дуге. Температура на дуге составляет 6000К.

Подаваемый в плавильное пространство ток выпрямляется тиристорами и дает ряд эксплуатационных преимуществ, в сравнении с переменным током. Дуговые печи постоянного тока работают бесшумно, нет обратных токовых бросков в сеть, ниже угар и газообразование, есть возможность переработки мелкодисперсных материалов и стружки. Скорость плавки ДСП и ДППТ аналогичны, по расходу электроэнергии ДППТ экономичнее на 10-15%, по расходу графитированных электродов экономия составляет 30-50%, стойкость огнеупорных материалов выше. Все эти показатели справедливы при сравнении печей ДСП с 3 сводными электродами и ДППТ с 1 сводным и 1 подовым.

Преимуществом дуговых печей постоянного тока является:

- надежность подового электрода, хотя данный узел является спорным для многих производителей аналогичных агрегатов

- изготовление металлоконструкции, электрооборудования, сборка, разработка ПО системы управления, отладка и пред наладка печей производится в одном месте.

- проектирование оборудования с учетом российской действительности и невысокой культуры производства

Компания Толедо предлагает линейку дуговых печей постоянного тока номинальной емкостью электропечей (по стали, чугуну) от 60 кг до 3 т. Сырье для дуговых печей может составлять до 100% лома, скрапа, стружки или различных смесей горячего металла, чугуна при этом получаемый металл будет отличаться низким содержанием кислорода, серы, фосфора и других нежелательных и вредных примесей. Дуговые печи постоянного тока позволяют работать даже с самыми тугоплавкими металлами, получать однородные и достаточно чистые сплавы, проводить процесс плавления быстро и с наименьшими энергия затратами. Электродуговые печи по конструктивным особенностям и режимам работы делятся на Сталеплавильные и Руднотермические.

Сталеплавильные печи позволяют выплавлять более 650 марок сталей, легированных чугунов, очищать наследственность металла, вести как переплавной, так и металлургический процесс. Плавка ведется в дуговом режиме (открытой дугой), компоновка электропечи может быть 1 сводный / 1 подовый электрод либо 2 сводных электрода. Завалка шихты осуществляется загрузочной корзиной в один прием при отведенном своде. Контроль за работой печи ведется из рабочего окна. На печах емкостью до 400кг рабочего окна нет.

Руднотермические печи предназначены для плавки шлаков и рудных материалов. Режим работы без дуговой в режиме шлаковой проводимости, компоновка электропечи 2 сводных электрода / 2 сводных 1 подовый. Применение для плавки шлака конструкции с 2 сводными электродами необходимо, т.к. не металлизированный шлак в холодном состоянии является диэлектриком и в случае «потери дуги» и застывании шлака возобновление плавки на печи с 2 сводными электродами будет легче. Для более интенсивного

разогрева донной части расплава рекомендуется в конструктиве заложить подовый электрод.

Подача материала в печь осуществляется через труботечку (водоохлаждаемое отверстие в своде).

АСУ дуговых печей постоянного тока построена на базе контроллеров Siemens и Mitsubishi, данные о плавке выводятся на пульт оператора, установка параметров плавки и контроль работы печи производится на сенсорной панели.

Основные технические данные дуговых печей постоянного тока приведены в таблице 4.1.

Технические характеристики	ДППТ-0,06	ДППТ-0,25	ДППТ-0,4	ДППТ-1	ДППТ-1,5
Номинальная емкость дуговой печи, т	0,06	0,25	0,4	1	1,5
Мощность источника питания дуговой печи, кВА	160	450	750	1000	1600
Время расплавления твердой завалки по стали, мин	30	35	40	40	60
Расход электроэнергии (на расплавление), кВтч/т	750	700	680	660	645
Напряжение питающей сети, кВ	0,38	0,38	0,38	6; 10	6; 10

4.3. Плавка стали в индукционных тигельных печах

Плавление стали в тигельных печах индукционного типа можно выполнять, используя основной и кислый процесс.

Кислый тигель и кислые дуговые печи не совсем подходят для плавления стали с включениями марганца,

титана, алюминия, циркония и иных активных частиц, потому что оксиды марганца, соединяясь с кислой футеровкой в состоянии стать причиной ее раннего износа, а остальные три элемента активно извлекают кремний шлака и футеровки.

Во время осуществления кислого индукционного плавления, так же как и при любых иных кислых процессах, нет условий для образования шлака из фосфора и серы. Вместе с тем, из-за того, что температурные показатели шлака имеют меньшие показатели, а глубина ванны большие, обстоятельства для процесса окисления углерода являются не совсем положительными. Даже, несмотря на то, что лишний углерод легко удаляется, следует придерживаться наличия углерода в шихте, превосходящего минимум на 0,1 % от разрешенных показателей в готовой стали. При этом добавки фосфора и серы не должны превышать заданных параметров для стали. Плавление сталей в индукционных печах, имеющих кислый тигель, осуществляется без окислительных процессов. Большую часть примесей для легирования добавляют в завалку. По причине скорой плавки утрачивается время для множественного контроля структуры металла. По этой причине плавка основывается на заблаговременных просчетах, доскональном изучении шихтового состава металла и точном определении его массы при помощи весов.

Процесс плавления стали в индукционных печах с основным тиглем. Во время плавки в таких печах, разрешено применять какой угодно скрап, потому что сгорание марганца, кремния и углерода проходит сравнительно стремительными темпами, а в случае надобности в основной печи есть возможность избавляться, в том числе, от фосфора и серы. Но ввиду того, что такие печи, обладая малыми температурными показателями шлака и не такой высокой удельной поверхностью раздела металл-шлак,

адаптированы для таких процессов не так хорошо, как дуговые печи, то в печах индукционного типа плавление лучше всего проводить методом переплава или сплавлением чистых шихтовых компонентов.

Далее приведены составные части технологии плавления стали в печи индукционного типа с основным тиглем на «свежей» шихте.

Компоненты шихты и их подача в печь. Состав шихты определяется, исходя из правильно подобранных размеров составных кусков с последующим плотным размещением внутри печи. Если использовать шихту, состоящую из мелких кусков, то в процессе плавки металла вырабатывается малая удельная мощность, что влечет за собой увеличение временных затрат, и, как следствие, тратится больше электричества. Со снижением частоты тока увеличивается глубина его проникновения и уменьшается удельная мощность. По этой причине в случае снижения частоты тока нужно использовать соответственно шихту с большим окускованием компонентов.

Шихту не следует придавать чрезмерно большому окислению, потому что в таком случае между кусками будет возникать слабый электроконтакт, ухудшатся вихревые токи, что повлечет увеличение длительности плавки и затраты на электричество. Для устранения таких проблем следует как можно плотнее уложить шихту. Чтобы этого добиться следует на тигельное основание укладывать сначала мелкие куски, а потом большие, чтобы удары при загрузке были не такими сильными. Для того чтобы металл не окислялся, заливают некоторое количество шлака, ферросплавов железа с марганцем и железа с кремнием. Кроме того, на основание желательно добавлять ферросплавы с большой температурой плавления, величина которого превышает температуру в тигле. Благодаря такому размещению их плавка начнется вслед за получением начальных порций металла.

Самые большие куски нужно укладывать к тигельным стенкам на $2/3$ высоты индуктора таким образом, чтобы линии напряженности магнитного поля проходили через предельно возможную площадь сечения куска.

Оставшийся объем шихты выгружают до $2/3$ высоты по тигельной оси с укладкой предельной плотности, выше данного уровня укладку проводить можно не с такой плотностью. Нежелательно наполнять тигель выше дозволенного уровня относительно редуктора, потому что куски, расположенные над индуктором, не взаимодействуют с магнитным полем, вследствие чего нагрев происходит лишь за счет теплопроводности от слоев, расположенных ниже. Вместе с тем идет препятствование осаждению шихты при плавке.

В печах небольших размеров шихта добавляется ручным способом. В больших же печах погрузка происходит при помощи бады, и требуется на это всего 1-2 минуты. По завершении процесса загрузки печь запирается крышкой, после чего подается электричество.

На начальном этапе плавки между шихтовыми кусками со слабым контактом возникают замыкания. Это приводит к появлению прыжков тока в цепи индуктора. По этой причине начало процесса плавки сопровождается уменьшенной мощностью источника электричества. С уменьшением количества толчков задействуется полная мощность [26].

Сначала шихтовый материал начинает плавиться на высоте $1/2$ индуктора возле тигельных стенок, после чего медленно перемещается в верхние и нижние слои. Соответственно, шихте должны быть даны условия для движения вниз для соединения с металлом. Тем не менее, в верхних слоях тигля шихта может застыть, создавая таким образом «мосты», что приводит к заклиниванию. Это довольно вредное явление, которое может спровоцировать большой перегрев расплавленного металла без возможности

контролирования процесса, что может привести к распаду футеровки. Возникновение такой ситуации даже на короткое время продляет плавку и повышает количество потребляемого электрического тока. Для недопущения этого, в момент плавки шихту следует время от времени осаживать, используя ломик, оснащенный изоляционной ручкой.

В процессе оседания шихтового материала понемногу добавляют его остатки, наблюдая за тем, чтобы не разогретые куски не попадали в расплавленный металл. Это может спровоцировать бурление металла и застывание охладившейся шихты в верхнем слое расплава. Кроме того, следует избегать оголения металла, потому что это вызовет окислительный процесс. Чтобы этого не допустить, в случае надобности в тигель в процессе плавки вводится шлаковый состав, в который входит известь, флюорит и шамот.

В ходе плавки нужно контролировать данные на приборах и наивысшую мощность источника питания. С постепенным прогревом и плавкой шихты реактивная мощность установки корректируется, для чего время от времени проводится дополнительная настройка контура в резонанс при помощи периодического включения конденсаторов.

Окисление входящих в состав добавок. В процессе плавления стали в печи индукционного типа возникают окислительные процессы марганца, кремния и фосфора. Если доля фосфора в шихте значительная, то шлак в момент плавки лучше извлечь, чтобы не допустить извлечения фосфора. Дополнительный шлак берется из извести, флюорита и шамота.

С целью увеличения активности относительно охлажденных шлаков во время плавления, осуществляют дополнительное введение флюорита и шлакового состава до 20 %. Данные шлаки способны быстро приводить в негодность печную футеровку. Из-за этого стремятся не

использовать процессы, предусматривающие активное использование шлака. Для улучшения соединительных процессов между металлом и шлаком, последний закрывается для сохранения тепла, а иногда и подогревается дуговым и иными методами.

Если нужно провести дополнительное окисление добавок, фосфора и углерода, в тигель небольшими частями вводят железную руду и состав из шлака. Активное бурление металла может сопровождаться разбрызгиванием металлической массы, поэтому следующую часть руды добавляют после того, как содержимое ванны успокоится. При этом используется 3 – 5 % железной руды от объема стали.

Проводить окисление добавок можно также и иным путем, например, продувкой, используя кислород, при этом следует учитывать силу дутья исходя из того, что жидкая масса может разбрызгиваться. Окислительный процесс длится приблизительно чуть больше четверти часа.

Методы раскисления и рафинирования. Печи индукционного типа способны выполнить диффузионное и глубинное раскисление. Такой метод не сильно разнится с технологией раскисления, проводимой в печах дугового типа. Тем не менее, активное электродинамическое перемещение металла неплохо убыстряет раскислительные процессы, а значит, на рафинирование потребуется затратить меньшее количество времени. Вместе с тем превосходство диффузионного метода раскисления из-за малой температуры шлака в печах индукционного еще менее заметно, нежели в печах дугового типа.

В случае надобности, в печах индукционного типа есть возможность проводить, в том числе, обессеривание металла. Чтобы это сделать, нужно в несколько подходов скачивать и наводить высокоосновный восстановительный шлак, использовать дополнительный нагрев шлака и повысить

долю флюорита. Из-за этого повысится длительность плавления, уменьшится устойчивость печной футеровки, а также затруднится рабочий процесс. В связи с этим зачастую стараются рассчитать шихту и рабочий процесс таким образом, чтобы не требовалось проводить десульфурацию.

4.4. Печи, применяемые в металлургии цветных металлов

Металлургической печью называется устройство, в котором, используя тепловую энергию, производят сушку, обжиг, нагрев или плавление металлосодержащих материалов. Источником тепловой энергии в печах служит газообразное, жидкое и твердое топливо, электрическая энергия или технологические процессы, идущие с выделением тепла. Современные металлургические печи представляют собой механизированные и автоматизированные промышленные агрегаты, а выпускаемая ими продукция должна отличаться высоким качеством и невысокой стоимостью. Для обслуживания печей устанавливают вспомогательное оборудование: воздуходувки, вентиляторы, дымососы, мостовые краны и газоочистительные сооружения с дымовыми трубами, а также установки для подготовки и загрузки сырья [27].

Печи, применяемые в цветной металлургии, можно классифицировать, исходя из следующих признаков:

1. По назначению: сушильные, обжиговые (под словом «обжиг» часто понимается окисление сульфидов сырья в токе воздуха), нагревательные (обрабатываемый материал нагревают ниже температуры плавления), плавильные и рафинировочные (шахтные, отражательные печи для плавки сырья и для рафинирования-очистки от примесей металлов).

2. По источнику тепловой энергии: печи, для которых источником тепла является углеродистое топливо, печи, работающие за счет тепла химических реакций,

происходящих в обрабатываемом материале (например, обжиговые печи), электрические печи, использующие в качестве источника получения тепла электрическую энергию (дуговые и индукционные печи).

3. По способу передачи тепла: печи, в которых тепло выделяется в массе нагреваемого материала (например, индукционные электропечи); печи, в которых тепловыделение происходит отдельно от обрабатываемого материала и передается к нему теплообменом (например, отражательные печи); печи с изолированным тепловыделением, тепло передается нагреваемому материалу через стенки печи (например, тигельные печи).

4. По форме рабочего пространства: с вертикальным рабочим пространством — шахтные печи; с горизонтальным рабочим пространством — отражательные печи. Помимо этого, печи классифицируют по способу работы на непрерывно действующие и периодически действующие, в которые периодически загружают и разгружают всю печь (например, отражательная рафинировочная печь). Более широкую группу в цветной металлургии представляют печи, в которых процесс нагрева и плавления происходит в основном за счет тепла, выделяемого при горении топлива. Например, в отражательных и нагревательных печах основная часть рабочего пространства заполнена дымовыми газами и тепло передается шихте (металлу) излучением и конвекцией от горячих газов. В шахтных печах все рабочее пространство шахты печи заполнено шихтой, в состав которой входит топливо — кокс. В результате горения топлива и окисления сульфидов шихты кислородом воздуха в нижней части печи образуются продукты горения — окисления и выделяющееся тепло передается от газов к шихте главным образом конвекцией. В обжиговых печах превращение химической энергии сырья, содержащего серу, в тепло происходит при окислении кислородом воздуха

сульфидов, находящихся в составе сырья (концентрата или фэйнштейна); в этом случае выделяющееся тепло распределяется по всей массе шихты. Развитие конструкций металлургических печей в настоящее время идет по линии интенсификации процессов теплообмена при высокой степени механизации и автоматизации. Для интенсификации работы металлургических печей широко используют технический кислород и горячее дутье. Улучшают подготовку металлосодержащего сырья к плавке, смешивая различные сорта руд с целью получения шлака заданного состава, а также путем обжига, окатывания или агломерации шихты. Непрерывно совершенствуют конструкцию печей, модернизируют отдельные узлы печей, вместо кессонов с водяным охлаждением внедряют кессоны с испарительным охлаждением (они охлаждаются пароводяной смесью). Все это позволяет выполнить важные задачи, стоящие перед советскими металлургами по увеличению производительности печей и экономии топлива. Рассмотрим наиболее распространенные типы печей, применяемых в цветной металлургии [28].

ГЛАВА V. ОБЪЕКТ ИССЛЕДОВАНИЯ И РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ

5.1. Методика определения содержания водорода в расплаве.

Содержание водорода в медном сплаве является одним из основных показателей для оценки качества сплава. Из известных методов определения содержания водорода в расплаве популярным является метод определения содержания водорода первого пузырька

При данном методе, количество водорода определяется по формуле

$$lgQ_{H_2} = -\frac{A}{T} + B + \frac{1}{2}lg\frac{P}{133} \quad (5.1)$$

где Q_{H_2} - содержание водорода, см³/100 г;

T – температура расплава, замеренная в момент появления первых пузырьков на поверхности зеркала расплава, К;

P– давление над металлом, замеренное в момент появления первых пузырьков на поверхности зеркала расплава, Па.

A и B– коэффициенты в уравнении растворимости, определенные для данного сплава

Для марок латуни Л68 и Л62А=3050

B= 1,51

Для БрОЦС5-5-5

A=3200 B=1,55

В данной диссертационной работе в качестве метода определения содержания водорода в медном сплаве выбран метод вакуумной экстракции. Откачку воздуха до создания вакуума 10⁻² мм рт.ст. осуществляли имеющимся форвакуумным насосом, а откачку до остаточного разряжения в системе 10⁻⁶ - 10⁻⁷ мм рт.ст. осуществляли приспособленным диффузионным насосом. Для контроля давления, его изменение в системе определяли с помощью

манометра Мак-Леода. Для проведения анализа образцы нагревались до температуры на 30-40 °С ниже линии солидус. Выделявшиеся из образцов газы перекачивались в аналитическую часть установки посредством диффузионного насоса. Контроль за состоянием вакуума осуществлялся вакуумметром ВТ-3. Содержание водорода в образце определялся по формулам, учитывающим изменение давления во время эксперимента, объём аналитической части установки, атмосферное давление, температуру окружающей среды и изменение давления манометра Мак-Леода. Газовая пористость сплава определялась по приведённой ниже шкале пористости. При этом на основании справочных рекомендаций [29], проводились сравнения количества пор в трёх различных квадратах размером 1 мм² со шкалой пористости и эталонной таблицей. Содержание количества оксида определяли фотометрическим методом и методом концентрации пиков. В первом методе очищенный образец весом 1,0 грамм размещается в колбу объёмом 50 см³ с реакционным раствором. При этом принимали, что: 65 см³ этилацетат, 2,0 грамм калий брома и 7 см³ бром. Раствор готовился при температуре 20-25⁰С. После растворения образца в колбу добавляется реакционный раствор в количестве 5 см³, и растворяется в течении 10-15 минут при температуре 45-50⁰С. Оптическая плотность отфильтрованного раствора определялся пламенным фотометром ПФМ. Масса оксида выводилась из отношения к массе его образца. Для получения образцов использовали сплавы латунь, выплаваемые в графитовых электродуговых печах. Для контроля температур, жидкого расплава в ванне печи и температуры обработки дугой электродуговой печи применялись термо-электрические пирометры-ТХА. Обработка с помощью электрической дуги осуществлялась в нижней части ванны. Для каждого метода отбирались по 5 образцов. При отборе образцов для предотвращения

дополнительного окисления применялись чайниковые ковши.

Микроструктура образцов изучалась металлографическим микроскопом МИМ–8 и электронным микроскопом РЭМ–200. Микрошлифы готовили традиционным методом. Для определения содержания примесей в сплавах применялись методы масс-спектрометрии и спектрального анализа.

Для определения качества алюминиевых сплавов применялась функция желательности Харрингтона. При этом показатели каждой функции приводились как функции частной желательности, а общая желательность высчитывалась как среднее геометрическое значение общих функций желательностей. В качестве желательности принимались угар металла, угар стружки, содержание водорода и механические свойства.

Содержание водорода в расплаве определялось методом вакуумной экстракции. Данный метод основан на полном выделении газов из анализируемой пробы в условиях высокого вакуума и определение количества выделившегося газа после окончания экстракции. Для выделения из металла растворённого газа, за счёт температуры и давления обеспечивается смещение термодинамического равновесия системы газ-металл в сторону газовой фазы.

Схема установки для определения содержания водорода в медных сплавах приведена на рисунке 5.1.

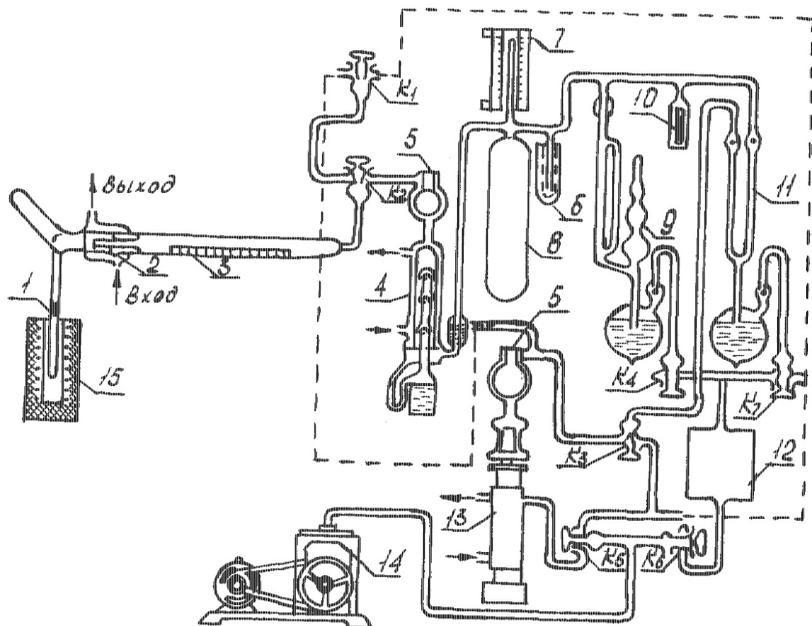


Рис.5.1. Схема установки для определения содержания водорода

С целью герметизации реакционного узла (рисунок 5.2), на конический шлиф наносится слой вакуумной смазки ТУ МХП 1472. Для предотвращения перегрева реакционного узла в водоохлаждаемую рубашку подаётся холодная вода. Загрузку образцов в экстракционную трубку осуществляется металлическими толкателями с помощью магнита [38].

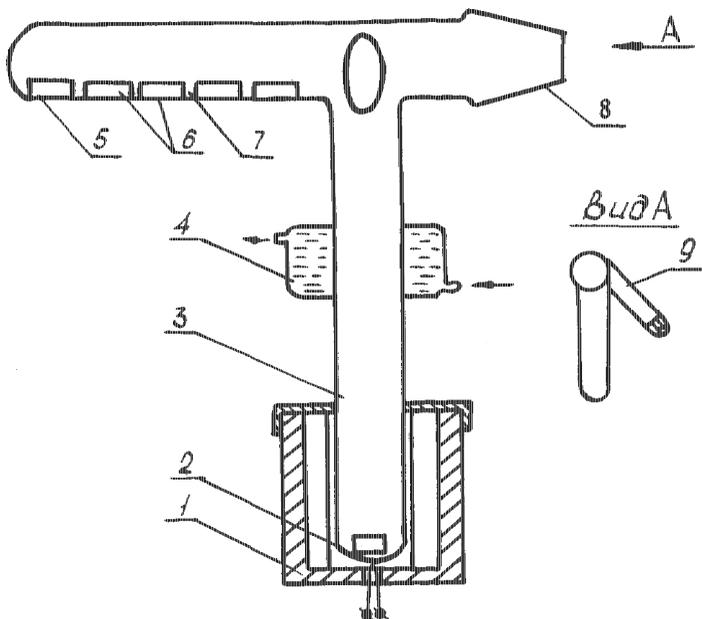
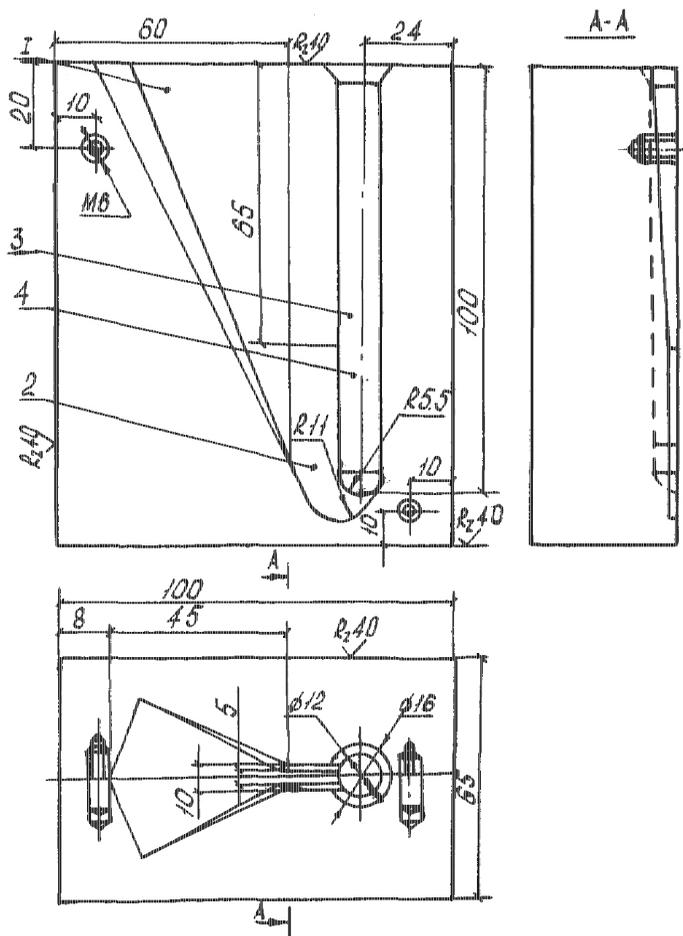


Рис.5.2. Схема реакционного узла
1-электropечь сопротивления; 2-термопара; 3-
экстракционная трубка; 4-
водоохлаждаемая рубашка; 5-толкатель; 6-образцы; 7-
загрузочный карман; 8-конический шлиф;
9-карман для сбора проанализированных образцов

Для предотвращения удара от свободного падения образца, реакционный узел поворачивается на 45-50 градусов по горизонтальной оси. Таким же образом проанализированные образцы поступают в карман для их сбора [17]. Отбор проб производился в медную изложницу в соответствии с методической рекомендацией Всероссийского института легких сплавов МР 27-34 (рисунок 5.3). В этих изложницах, благодаря высокой скорости кристаллизации и наличию прибыли, образцы

получаются плотными и исключается потеря газов при затвердевании расплава.



**Рис.5.3. Изложница для отбора проб при определении содержания водорода:
1-стояк; 2-выемка; 3- рабочая полость; 4-питатель**

Из затвердевшей пробы вытачиваются пробы диаметром 8 мм и длиной 20 мм. Готовые образцы

взвешиваются на аналитических и электронных весах с точностью до четвёртого знака и промываются в этиловом спирте.

Для проведения анализа в вакуумной установке производится откачка воздуха до создания вакуума 10-2 мм рт.ст. форвакуумным насосом. Откачку до остаточного разряжения в системе 10-6 – 10-7 мм рт.ст. производится диффузионным насосом, в котором применялась ртуть РОД, ТЭТУ-1252. Изменение давления в системе определялись с помощью манометра Мак-Леода, который содержит ртуть РОД, РЭТУ- 1252.

Общая схема проведения газового анализа [36] состоит из трёх этапов:

1. Создание вакуума в экстракционной и аналитической частях установки.

2. Перекачка газов, выделившихся из образца в аналитическую часть.

3. Измерение давления экстрагированных газов.

При проведении газового анализа вакуум – нагревом температуру экстракции поддерживали на 30-40 градусов ниже температуры солидуса. Газы, выделившиеся из образцов, перекачивали ртутным диффузионным насосом в аналитическую часть установки.

Для определения содержания газов в медных сплавах образцы помещали в кварцевую трубку реакционного узла и создавали в экстракционной части вакуум порядка 10-6 мм рт.ст. Контроль за разряжением в установке осуществлялся с помощью вакуумметра ВТ-3, который присоединялся к установке посредством впаянной манометрической лампы.

Время полной экстракции газов из образца, закристаллизовавшегося при заливке в медный кокиль, составляет 16-22 минуты [14]. Дегазацию реакционной трубки осуществляли при температуре 850-880 градусов Цельсия в течение 2-2,5 часов. Нагрев реакционной трубки и

образцов, а также парортутного насоса осуществлялся с помощью электрической печи сопротивления. Температура нагрева регулировалась с помощью латра РНО-250-2, посредством которого печь подключалась к электросети.

В процессе дегазации реакционной трубки, образцы в загрузочных карманах для удаления физически адсорбированных паров влаги, нагревались до температуры 250-300 градусов Цельсия.

Для определения систематической погрешности холостого опыта, определяли изменение давления с помощью манометра Мак-Леода, для чего производили подъём ртути с помощью крана для выравнивания её давления с атмосферным. Для проведения рабочего замера, образец сбрасывали в зону нагрева. Определение содержания водорода в образце производили аналогично холостому опыту. Перед анализом каждого образца определяли систематическую погрешность холостого опыта. Во время анализа в ловушках поддерживали постоянным уровень жидкого азота, который способствует вымораживанию паров воды и предотвращает попадание возгонов в систему.

Количество газов, экстрагированных из образца, определяется по формуле

$$V_{po} = \frac{V_{ac}(P_{po}-P_{xo})273}{T_{cp}P_{atm}} \quad (5.2)$$

Где, V_{ac} – объём аналитической системы установки, см³

P_{po} – изменение давления за время проведения рабочего опыта, мм рт.ст.

P_{xo} – изменение давления по манометру Мак-Леода за время холостого опыта, мм рт.ст.

T_{cp} – температура окружающей среды, К

P_{atm} – атмосферное давление, мм рт.ст.

Объём газов, собранных в процессе холостого опыта, рассчитывается по формуле

$$V_{\text{ХН}} = \frac{V_{\text{ac}} \cdot P_{\text{хо}} \cdot 273}{T_{\text{cp}} \cdot P_{\text{atm}}} \quad (5.3)$$

Содержание газов в 100 гр. Металла вычисляется по формуле

$$V_{100} = V_{\text{po}} \cdot 100 / m \quad (5.4)$$

Где m – масса образца, гр.

За наиболее вероятное значение измеряемой величины принимается её среднее арифметическое значение:

$$S = \frac{x_1 + x_2 + x_3 + \dots + x_{nn}}{ni=1} = 1/n \sum x_i \quad (5.5)$$

Для контрольного сопоставления в условиях АО «Алмалыкский ГМК» применяли анализатор водорода в медных сплавах АВ-1. Технические характеристики анализатора приведены в таблице 5.1.

Технические характеристики анализатора

Таблица 5.1.

Диапазон измеряемых концентраций водорода,	от 0.01 см³/100 г
Продолжительность анализа	15-45 мин
Время выхода на рабочий режим	50 мин
Индикация результатов измерения	цифровая
Масса образца	0,2-3 г
Методы измерений	вакуум-нагрев, вакуум-плавление
Точность измерения содержания водорода	не выше 3%

Минимальный регистрируемый поток водорода	20 мм ³ Па/с	
Потребляемая мощность	не более 1 кВА	
Габаритные размеры, мм, не более	системы вакуумной	398×672×470
	устройства регистрирующего	270×325×338
	экстракционного узла	440×500×470
Общая масса, кг, не более	95	

Анализатор полностью автоматизирован, снабжен защитными блокировками, допускает режим ручного управления;

Анализатор снабжен устройством цифровой регистрации, позволяющим осуществлять математическую обработку результатов измерений и передавать данные по RS232;

Прибор сохраняет свои технические характеристики в пределах норм, установленных ТУ, при питании его от трехфазной сети переменного тока напряжением 220/380В с допускаемым отклонением (+10 / -5%). промышленной частотой 50 Гц;

Прибор не предназначен для работы в атмосфере содержащей агрессивные газы (в литейных цехах и в непосредственно прилегающих к ним помещениях).

5.2. Методика определения газовой пористости

По принятым положениям [22] при определении пористости в медных сплавах усадочная рыхлость или

центральная пористость исключается. Для определения газовой пористости образцы, вырезанные из полученной отливки обрабатывали до шероховатости Ra не более 1,6 мкм. Для определения газовой пористости макрошлиф травят, не выявляя макроструктуры, затем промывают проточной водой и просушивают фильтровальной бумагой. Для определения газовой пористости необходимо пользоваться шкалой пористости. Степень пористости макрошлифов в баллах устанавливают сравнением их с эталонами шкалы. Газовая пористость образцов определялась на трех квадратах площадью 1 см^2 каждый, по схеме приведенной на рисунке (5.4).

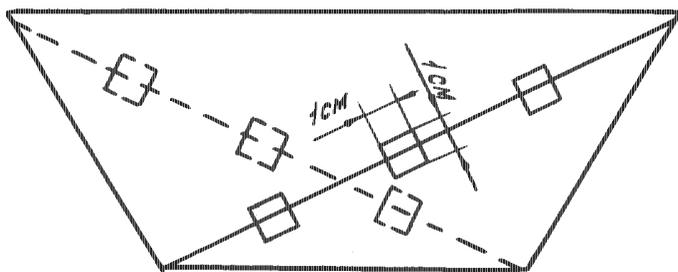


Рис.5.4. Схема расположения квадратных площадок для определения газовой пористости

Количество пор и размер пор определялись как среднее арифметическое трех измерений. При наличии отклонений по среднему количеству, размеру или процентному содержанию пор в сторону увеличения показателя пористости относят к более высокому баллу пористости. На малогабаритных отливках газовую пористость допускается определять на меньшем количестве квадратов. Балл пористости, определенный по трем квадратам на двух макрошлифах образцов, принимали одинаковой для всей партии расплава. Контроль пористости проводят визуально, невооруженным глазом. Для определения диаметра пор

можно пользоваться оптическими приборами с увеличением до 10 раз. Образцы для определения газовой пористости отливали в медную изложницу, приведённую на рисунке 5.5.

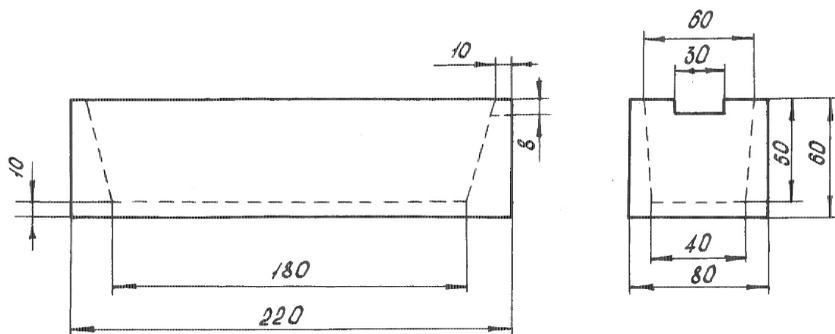


Рис.5.5. Кокиль для образца по определению твердости сплава

Для всех экспериментальных исследований применяются шлифы, состоящие из пяти эталонов:

- балл 1 - мелкая пористость;
- балл 2 - пониженная пористость;
- балл 3 - средняя пористость;
- балл 4 - повышенная пористость;
- балл 5 - высокая пористость.

Так как пользоваться этими эталонами степени пористости можно независимо от марки медного сплава, в данной работе использованы эти же эталоны. В данной диссертационной работе газовую пористость определяли также с использованием шкалы пористости. Макрошлиф готовили последовательным шлифованием шлифовальной бумагой различной зернистости: 80, 40 и 10 мкм, промывали проточной водой и просушивали. Затем шлиф травили 15 % ным водным раствором едкого натра при температуре 60-80 градусе Цельсия, погружается в реактив и выдерживается фильтровальной бумагой.

Газовая пористость определялась на трёх квадратных площадках размером 1 см 2 каждый с помощью микроскопа.

Балл пористости определялся по трём квадратам в сопоставлении как со шкалой пористости, так и с таблицей эталона. Критерием допускаемой пористости служит количество пор на 1 см² поверхности шлифа и диаметр пор.

5.3. Методика определения комплексного показателя качества.

В данной диссертационной работе для определения комплексного показателя качества медного расплава применена функция желательности Харрингтона [30]. При этом значение каждого показателя качества переводилась в частную желательность d_i , обобщенная желательность D рассчитывалась как среднее геометрическое частных желательностей:

$$D = \frac{q}{\sqrt{d_1 * d_2 * d_3}} \quad (5.6)$$

Где: d_1 – показатель желательности содержания водорода в расплаве;

d_2 - показатель желательности угара медной шихты;

d_3 - показатель желательности угара стружки;

q – число частных показателей желательности.

При $d=1$ максимально возможный уровень характеристики;

$d= 0,8-1,0$ – допустимый и превосходный уровень;

$d= 0,6- 0,8$ – допустимый и хороший уровень;

$d= 0,37-,0,6$ – допустимый и достаточный уровень;

$d= 0-0,37$ – недопустимый уровень характеристики;

$d= 0$ – наихудший недопустимый уровень.

Для перевода натурального значения характеристики в частную желательность использовали выражение

$$d_i = \exp(-\exp(-K_i Y_i)), \quad (5.7)$$

Y_i – натуральное значение характеристики;

K_i – масштабный коэффициент, определяемый как соотношение натурального значения показателя к значению уровня допустимости.

В первом приближении зависимость показателя желательности от уровня допустимости принимаем линейной. При таких условиях значения будут равны:

$$K1 = 0,27 \text{ см}^3/100 \text{ гр}$$

$$K2 = 2 \% \text{ на единицу};$$

$$K3 = 15 \% \text{ на единицу}.$$

5.4. Методика аппроксимации полученных данных эксперимента.

Для аппроксимации полученных результатов применяем метод сглаживания данных эксперимента с помощью интерполяционных полиномов, обеспечивающей получения уточненного значения Y_i по заданному значению Y_i и ряду близлежащих значений, известных со случайной погрешностью [31]. С целью сведения случайных погрешностей к минимуму применяли нелинейное сглаживание по семи точкам, которые обеспечивают усреднение на основе применения полинома третьей степени:

$$Y_0 = (39Y_0 + 8Y_1 - 4(Y_2 + Y_3 - Y_4) + Y_5 - 2Y_6) / 42 \quad (5.8)$$

$$Y_1 = (8Y_0 + 19Y_1 + 16Y_2 + 6Y_3 - 4Y_4 - 7Y_5 + 4Y_7) / 42 \quad (5.9)$$

$$Y_2 = (-4Y_0 + 16Y_1 + 19Y_2 + 12Y_3 + 2Y_4 - 4Y_5 + Y_6) / 42 \quad (5.10)$$

$$Y_i = (7Y_i + 6(Y_{i+1} + Y_{i-1}) + 3(Y_{i+2} + Y_{i-2}) - 2(Y_{i+3} + Y_{i-3})) / 21 \quad (5.11)$$

$$3 < i < N - 3$$

$$Y_{n-2} = (Y_{n-6} - 4Y_{n-5} + 2Y_{n-4} + 12Y_{n-3} + 19Y_{n-2} + 16Y_{n-1} - 4Y_n) / 42 \quad (5.16)$$

$$Y_{n-1} = (4Y_{n-6} - 7Y_{n-5} + 4Y_{n-4} + 6Y_{n-3} + 16Y_{n-2} + 19Y_{n-1} + 8Y_n) / 42 \quad (5.17)$$

$$Y_n = (-2Y_{n-6} + 4Y_{n-5} + Y_{n-4} - Y_{n-3} - 4Y_{n-2} + 8Y_{n-1} + 39Y_n) / 42 \quad (5.18)$$

ГЛАВА VI. «РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ ПЛАВКИ МЕДНЫХ СПЛАВОВ И УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ПЛАВИЛЬНОГО АГРЕГАТА ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ»

6.1. Разработка технологии позволяющей снизить угар металла

Научными сотрудниками кафедры «Литейные технологии» и «Материаловедение и технология новых материалов» Механического Факультета Ташкентского государственного технического университета был разработан новый способ электрошлакового переплава легко окисляемой шихты [32]. При разработке способа использовали данные применения электрошлаковой печи для переплава стали с расходуемым электродом. Отличительный принцип работы данной печи заключается в том, что в ней используется графитовый не расходуемый электрод. В качестве шлака используется специальный защитный флюс, который способствует снижению угара при плавке легкоокисляющейся шихты цветных металлов и сплавов. При данном способе переплава качество полученного металла удовлетворяет тем физико – механическим свойствам, которые требуются машиностроителями, при этом используется более дешевая шихта в виде отходов производства. В данной диссертационной работе даётся описание агрегата для плавки медных сплавов методом электрошлакового переплава, результаты исследования по определению состава флюсов для плавки медных сплавов, в том числе латуни и бронзы [33-35].

Экспериментальные исследования по переплаву велись на установке представленной на рисунке 6.1. Данная установка однофазная, питается от сварочного трансформатора ТС – 500. В качестве измерительных прибор

применяли К – 50, с помощью которого можно замерять силу тока как на одном электроде, так на двух или трех, вольтаж, мощность.

Экспериментальная установка (рисунок 6.1) имеет: стойку (1) по которой происходит перемещение верхнего электрода (3), отрос (2), кожух (4) толщиной 4 мм, который соединяется с поддоном, набивная футеровка (6), две стойки (5), которые удерживают экспериментальную установку и дают возможность поворачивать ее на 180° . Внизу печи находится нижний электрод (10), который изолирован от окружающей среды набивной футеровкой. К нижнему электроду подводится медный шланг (18). К верхнему электроду подводится медный шланг (13), прикреплённому на изоляторе (12) [36].

Наличие подвижного верхнего электрода обусловлено тем, что при различном шлаке электропроводность его разная, поэтому необходимо менять путь прохождения тока, что, и осуществляется этим электродом. По мере разогрева кокса (7) проводится наводка шлака (8). Проведя расплавление и выпуск металла, установку отключают и поворачивают на 180° , тем самым удаляют шлак и кокс. В верхней части установки имеются два поворотных свода на одной из которых имеется отверстие (16) для вывода газа.

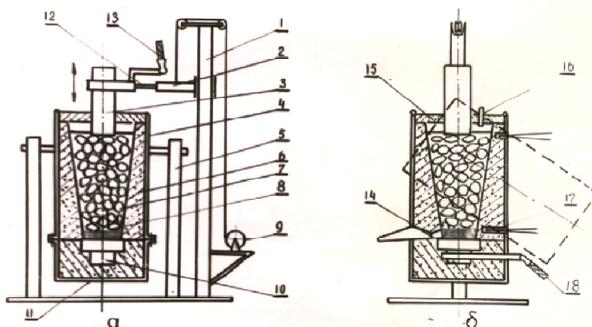


Рис.6.1. Схема однофазной электрошлаковой печи

Так как удельное сопротивление кокса велико, то кокс под воздействием проходящего тока нагревается и доводится до белого каления. При этом на поверхности кокса образуются продукты сгорания, кокс горит только на поверхности, что приводит к неполному горению [36].

По мере нагревания кокса и его обгорания по поверхности, уровень засыпки снижается, и верхний электрод опускают ниже. После того, как кокс приобретает достаточную температуру, производят засыпку флюса из соответствующих компонентов.

Процесс ведения плавки осуществлялась как в электродуговой (электрошлаковой) печи, так и в индукционной печи и печи сопротивления. Процесс плавки проводился в нескольких режимах: с нагревом шихты перед загрузкой в индукционную печь, без нагрева шихты перед загрузкой в индукционную печь, с нагревом шихты перед загрузкой в печь сопротивления, без нагрева шихты перед загрузкой в печь сопротивления, с нагревом шихты перед загрузкой в электрошлаковую печь, без нагрева шихты перед загрузкой в электрошлаковую печь, с применением флюса перед загрузкой в индукционную печь, без применения флюса перед загрузкой в индукционную печь, с применением флюса перед загрузкой в печь сопротивления, без применения флюса перед загрузкой в печь сопротивления, с применением флюса перед загрузкой в электрошлаковую печь, без применения флюса перед загрузкой в электрошлаковую печь. Результаты исследования показали, что применение защитного покрова флюса позволяет снизить количество угара на несколько процентов. Однако состав флюса в значительной мере влияет на угар металла. В то же время нагрев шихты до температуры 400-450 °С позволяет снизить содержание газовых и окисных включений в расплаве [37]. В таблице 6.1 приведены результаты исследований при различных режимах плавки.

Таблица 6.1.

**Результаты плавки в различных печах при
различных режимах плавки**

п/п	Режим ведения плавки	Содержание водорода в расплаве, см ³ /100 гр	Содержание оксида в расплаве, %
1	Индукционная печь с предварительным подогревом шихты до 200 ⁰ С	0,34-0,36	4-5
2	Индукционная печь без предварительного нагрева шихты	0,40-0,42	6-8
3	Печь сопротивления с предварительным подогревом шихты до 200 ⁰ С	0,38-0,40	6-7
4	Печь сопротивления без предварительного подогрева шихты	0,44-0,46	7-8
5	Электрошлаковая печь с предварительным подогревом шихты до 200 ⁰ С	0,52-0,54	7-9
6	Электрошлаковая печь без предварительного подогрева шихты	0,55-0,56	8-9

Как видно из проведенных исследований, содержание неметаллических включений в электрошлаковой печи наиболее высокий. Для определения оптимального режима

нагрева шихты провели второй этап плавки медных сплавов. В таблице 6.2 приведены результаты исследований при различных температурах нагрева шихты перед загрузкой для плавки [38].

Таблица 6.2.

Результаты плавки при различных температурах нагрева шихты перед загрузкой для плавки.

п/п	Режим ведения плавки	Температура нагрева шихты перед загрузкой в печь, °С	Содержание оксида в расплаве, %
1	Индукционная печь с предварительным подогревом шихты	200-250	4-5
2		300-400	2-4
3		450-550	2-3
4		600-700	4-5
5	Печь сопротивления с предварительным подогревом шихты	200-250	6-7
6		300-400	4-5
7		450-550	3-4
8		600-700	5-6
9	Электрошлаковая печь с предварительным подогревом шихты	200-250	7-9
10		300-400	6-7
11		450-550	5-6
12		600-700	7-8

Для выявления эффективности плавки с нагревом шихты, процесс нагрева осуществляли в четыре температурных режимах: с нагревом до 200-250°С,

300-400⁰С, 450-550⁰С, 600-700⁰С. По результатам исследований можно сделать вывод, что наиболее эффективным режимом нагрева шихты является нагрев в интервале температур 450-550⁰ С. Видимо это связано с тем, что с нагревом шихты свыше 600⁰С образуются поверхностные поры в шихте, которые в свою очередь поглощают газовые включения[24].

6.2. Анализ и разработка флюсов для плавки медных сплавов.

Для определения влияния состава флюса на количественные показатели угара и насыщения газовыми включениями, были проведены исследования плавки с различным составом флюса. В таблице 6.3 и таблице 6.4 представлена характеристика наиболее широко используемых типов плавильных печей при плавке медных сплавов, а также их сравнительные характеристики.

Характеристика наиболее широко используемых типов плавильных печей при плавке медных сплавов

Таблица 6.3.

№	Тип плавильного агрегата	Характеристика плавильного агрегата					Количественные показатели газовых включений в выплавливаемых сплавах	
		Ё м - к о с т ь	Удельный расход топлива	Производительность, т/час	Угар металла, %	ПД,	Содержание газа, см ³ /100г спла	Содержание металлических включений, мм/см (по пробе

		, т				ва	Добаткин а В.И.)	
1	Индукционно-канальные печи	0,4-1,6	20-453 Вт ч/т	0,10-7	1,6-2,0	0-75	0,4-1,2	0,5-1,5
2	Индукционные тигельные печи	0,4-1,0	27-557 Вт ч/т	0,12-4,4	2,0-2,3	0	0,6-2,5	0,9-2,7
3	Печи электросопротивления	0,5-1,0	20-525 Вт ч/т	0,10-7	1,6-1,8	0-75	0,4-1,2	0,5-1,5
4	Электрошлаковая печь	0,2-1,2	0-1000 Вт ч/т	0,2-1,2	0,3-0,8	-80	0,05-0,9	0,08-0,12

Приведённые усреднённые данные зависят от ёмкости, производительности, футеровки, качества шихты, её загрязнённости, состояния печи, режима работы [39].

Использование электрошлаковых печей для плавки медных и в частности латуни обеспечивает

- сокращение безвозвратных потерь металла;
- экономию энергетических затрат;
- повышение производительности труда;
- значительное повышение качества выплавляемого расплава за счёт его прохождения через слой флюса.

Преимущества данного способа:

1. Исключается надобность в применении второго агрегата для приготовления шлака;
2. Отпадает в надобности изготавливать расходный электрод;
3. Снижается угар при плавке легкоокисляемой шихты;
4. Наведя соответствующий шлак можно переплавлять черные и цветные сплавы;
5. С помощью различного состава шлака можно получать сплавы с различными химическими составами и свойствами.

Применение в флюсах солей сплавов ($\text{NaF}+\text{NaCl}$) приводит к измельчению структуры и улучшает механические свойства. Чтобы сочетать прочность, износостойкость и улучшения теплоотвода используют биметаллические отливки [40].

На основании проведенных экспериментов на разработанной электрошлаковой печи были получены результаты по определению составов флюса при плавке медных сплавов.

Состав применяемого флюса для рафинирования медных сплавов приведён в таблице 6.4.

Состав применяемого флюса для рафинирования медных сплавов

Таблица 6.4.

№ Метода	Методы рафинирования (повышение плотности)	Средство повышения чистоты и плотности металла	Технология рафинирования
1.		Титановая	Замешивание

	Адсорбционные	стружка	обезжиренной стружки в течении 5 минут
2.		Хлористый мар-ганец	Ввод 0,2% $MnCl_2$ в колокольчике
3.		Гексохлорэтан	Модифицирование тремя порциями (0,4%) в колокольчике
4.		Аргон	Продувка в течении 10 минут
5.		Универсальный флюс	Ввод 2% флюса в составе: 50% NaCl, 30% NaF, 10% Na_3AlF_6 , 10% KCl, выдержка в течении 10 минут
6.		Активный фильтр	Фильтрация при переливе из печи в раздаточный тигель через 100 мм вый слой флюса состава: 52,7%, 47,3% NaF
7.		Инертный фильтр	Фильтрация через стекло-ткань ССФЗ
8.	Неадсорбционные	Ультразвук	Обработка (20 кГц) в 2 стадии: первая 10 минут, выдержка 10 минут; вторая 10 минут
9.		Вакуум	Вакуумирование при 10 мм рт.ст. в течении 15 минут под слоем флюса в составе: 62% 13% 25% (0,2% флюса)

10.	Комбинированное рафинирование	Фильтрация через активный фильтр, затем вакуумирование	-
11.	Кристаллизация в автоклаве	Давление 0,5-0,6 МН/м ²	-
12.	Электрошлаковый переплав	Расплавление, перегрев в слое жидкого флюса	Различный NaCl, KCl NaCl+MnCl+KCl NaCl+NaF NaCl+KCl+NaFNaCl+KCl+NaF

В таблице 6.5 приведены основные флюсы, применяемые для плавки медных сплавов.

Основные флюсы применяемые для плавки медных сплавов.

Таблица 6.5.

№	Назначение флюса	Составляющие флюса в весовых процентах						
		NaCl ₁	KCl	C	MgCl ₂	CaCl ₂	NaF	CaF ₂
1	Для переплавки и отходов	50	30	20	-	-	-	-
2	Для переплавки и отходов	50	20	20	-	10	-	-
3	Для переплавки и отходов	40	20	8	-	2	30	-
4	Для переплавки и отходов	50	30	10	-	-	-	10
5	Для переплавки и отходов	50	45	15	-	-	-	-
6	Для переплавки и отходов	40	40	18	-	-	10	-
7	Покровный флюс	40	-	20	10	30	-	-
Теплоты плавления								
1	Удельная теплота плавления, кал/г	123,5	74,1	—	70	54,2	27,8	—
2	Температ	804,	790	13	712		962	577

	ура плавления , °С	3		0		772		
3	Плотность, гр/см ³	2,16 3	189	3,1 8	2,32	2,15 2	—	1,85

Для определения оптимального химического состава флюса для плавки медных сплавов проведены экспериментальные плавки в различных печах[41].

Результаты плавки для определения оптимального химического состава флюса для плавки медных сплавов проведены экспериментальные плавки в различных печах приведены в таблице 6.6.

Результаты плавки для определения оптимального химического состава флюса для плавки медных сплавов проведены экспериментальные плавки в различных печах

Таблица 6.6.

№ п/п	Печь для плавки медных сплавов	Порядковый номер флюса	Количество угара, %
1	Индукционная печь с предварительным подогревом шихты	1	4-5
2		2	4-5
3		3	3-4
4		4	3-4
5		5	4-6
6		6	4-5
7		7	4-5
8	Печь сопротивления с предварительным	1	6-7
9		2	4-5
10		3	3-4

11	подогревом шихты	4	3-4
12		5	4-5
13		6	4-6
14		7	4-6
15	Электрошлаковая печь с предварительным подогревом шихты	1	2-3
16		2	2-3
17		3	2-3
18		4	2-3
19		5	2-3
20		6	2-3
21		7	2-3

По результатам исследований видно, что содержание в составе флюса свободного углерода в количестве 8-10 % в достаточной мере обеспечивает защиту расплава от окисления. Разница между плавкой в индукционной печи и электрошлаковой становится очевидным лишь при применении свободного углерода. Это видимо, связано с высокой температурой перегрева расплава в зоне горения дуги. Как известно, активность углерода к кислороду повышается с повышением температуры. Однако, и активность медных сплавов к кислороду повышается с повышением температуры расплава. В то же время, критической температурой для углерода является температура равной 1827°C . Свыше этой отметки активность углерода резко увеличивается по сравнению с медными сплавами. Именно эту температуру мы имеем в зоне горения дуги. Поэтому в электрошлаковой печи достигается эффект снижения угара по сравнению с индукционной печи и печи сопротивления [42].

По результатам экспериментальных исследований для плавки медных сплавов в электрошлаковой печи рекомендуются флюсы следующего состава (таблица 6.7)

Состав флюсов для плавки медных сплавов в электрошлаковой печи

Таблица 6.7.

Назначение флюса	Составляющие флюса в весовых процентах					
	NaCl	KCl	C	MgCl ₂	CaCl ₂	NaF
Для переплавки отходов	50	30	8-10	2	2-4	2-4
Для переплавки отходов	50	20	8-10	2	5-6	10-12
Для переплавки отходов	40	40	8-10	2	5-6	3-4
Покровный флюс	40	30	8-10	5	5	10

6.3. Разработка флюсов для латуни и бронзы

Для проведения экспериментальных плавок по переплаву латуни и бронзы руководствовались опытом проведения плавок института «ЦНИИТмаш». В печи расплавили и перегрели до 1200-1250 ° 300-400 кг флюса, затем 300-400 кг жидкого медного сплава дробили на капли сжатым воздухом или заливали через чашу с отверстиями диаметром 3 – 4 мм, пропуская капли через слой шлака высотой 300 мм печи.

Для выплавки флюса использовали обожженную известь, плавленый шпат и технический электрокорунд.

Для придания флюсу окислительных свойств добавлялась железная руда. Составы флюса приведены в таблиц 6.8.

**Составы флюса для плавки медных сплавов в печи
с кислой футеровкой**

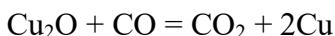
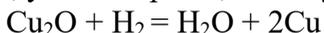
Таблица 6.8.

№ плавки	Химический состав в %									
	Известь обожженная	Плавиковый шпат	Электрокорунд технический	Железная руда	Сао	Al ₂ O ₃	CaF ₂	SiO ₂	Fe ₂ O ₃ +FeO	C
1	1,5	1,5		7,0	3,47	,03	6,57	,04	,41	0,49
2	2,5	2,5		5,0	5,50	,6	7,07	,94	,5	,39
3	4,0	,0	8,0		6,0	5,0	,5	,5		,0
4	5,0	,0	6,0		3,0	7,0		0,0		0,0
5	8,0	,0	8,0		0,0	7,0		,5		0,5
6	6,0	,0	7,0		0,0	6,0		,0		,0
7	0,0	0,0			1,63	,9	7,3	,08	,88	4,21

Раскисление сплава – это восстановление окислов. Чем дальше отстоят окислы по теплоте образования или по упругости диссоциации, тем они энергичнее взаимодействуют. В качестве поверхностных раскислителей

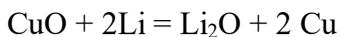
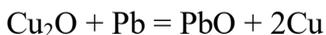
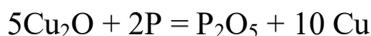
в твердом виде в экспериментальных исследованиях использовали карбид кальция (CaC_2), борид магния (MgB_2), углерод и борный флюс в жидком виде. Так как флюсы выполняют функцию раскислителей, то для протекания нормального процесса восстановления необходимо создать условия протекания реакций:

а) раскислители дающие газообразные продукты раскисления - водород, углеводороды, окись углерода



Они практически не растворимы в сплавах латуни и бронзы.

б) раскислители образующие парообразные и жидкие продукты раскисления – фосфор, литий, свинец.



Наиболее распространён флюс из 62% плавикового шпата и 38% поваренной соли.

Для рафинирования бронз и латуней в печах с кислой футеровкой, экспериментальным путем получили состав флюсов, которые приведены в таблице 6.9.

**Для рафинирования бронз и латуней в печах с
кислой футеровкой**

Таблица 6.9.

	Назначе ние флюса	Составляющие флюса в весовых процентах								
		aCl	Плавико вый шпат	ура	iO ₂	aF ₂	aCl ₂	Cl	aO	aO
1	Плавка латуни и бронзы	0	-		8				4	
2	Плавка латуни и бронзы		-	0					,4	,6
3	Плавка бронзы	0	-			0				
4	Плавка бронзы		20		8			0		
5	Плавка Al бронзы	-	-		8				8	4
6	Плавка латуни	0	-		5		0	0	0	

По результатам экспериментальных исследований для плавки латуни и бронзы в разработанной электрошлаковой печи рекомендуются флюсы следующего состава (таблица 6.10)

**Флюсы для плавки латуни и бронзы в
разработанной электрошлаковой печи**

Таблица 6.10.

№	Назначение флюса	Составляющие флюса в весовых процентах								
		aCl		ура	iO ₂	aF ₂	aCl ₂	Cl	aO	aO
1	Плавка латуни и бронзы	0	0		5				0	
2	Плавка латуни и бронзы		0	0					0	
3	Плавка Al бронзы		0		5				5	0
4	Плавка латуни	0	0		0		0	0		

6.4. Проведение промышленных испытаний на заводе.

Для проведения промышленных испытаний, на заводе ЦРМЗ при АГМК были проведены экспериментальные плавки на экспериментальных печах, разработанных по х/д 24-10. Первые две плавки проводились 14, 15 и 18 марта 2011 года при участии сотрудников ТГТУ Тураходжаева Н.Д., Туляганова Э.Х. и Якубов Л.Э[60]. Со стороны ЦРМЗ в экспериментальных плавках приняли участие начальник цеха А.Шин, мастер смены С.Лигай, сталевар А.Холматов, помощник сталевара Б.Холматов, зам. Начальник цеха И.Ташматов, и.о. главного сварщика Н.Михайлов. Первая

экспериментальная печь была выполнена в виде бочки с шамотной футеровкой. В качестве трансформатора использовали существующий трансформатор силой тока в 10 000 А. установки УЭШП-А-550. Через 85 минут после запуска печи была получена первая партия расплава. Вторая экспериментальная печь была выполнена с прямоугольным сечением размером рабочего пространства 120x120x350. После запуска печи в 10 часов 57 минут через 1 час 11 минут были получены образцы в виде слитков. Следующая партия расплава в уже разогретой печи была получена за 35 минут [43-45].

На участке Центрального ремонтно-механического завода Алмалыкского горно-металлургического комбината была изготовлена металлоконструкция электрошлаковой печи по разработанным чертежам исполнителя. Отличительный принцип работы данной печи заключается в том, что в ней используется графитовый не расходующийся электрод. В качестве шлака используется специальный флюс, который способствует снижению угара при плавке легкоокисляющейся шихты цветных металлов и сплавов. При данном способе переплава качество полученного металла удовлетворяет тем физико – механическим свойствам, которые требуются машиностроителями, при этом используется более дешевая шихта в виде отходов производства. Печь была изготовлена в соответствии с чертежами методом электродуговой сварки. Перед окончательной сварки исполнители проекта Л.Э.Якубов, доцент Н.Д.Тураходжаев и доцент Э.Х.Туляганов тщательно проверили металлоконструкцию и её соответствие разработанным чертежам. После удовлетворительного заключения вся конструкция была сварена согласно указаниям в чертежах. Для переработки медьсодержащих отходов могут быть использованы и стандартные установки электрошлакового переплава не большой и средней

мощности типа А-550У и др. Некоторые из них, после доработки по результатам исследований данной диссертационной работы, могут быть непосредственно использованы для переплава таких отходов в товарную продукцию. Другие требуют доработки или дооснащения разрабатываемыми нами необходимыми дозирующими устройствами, плавильными агрегатами, системами ручного и автоматического управления процессами плавки, устройствами воздействия на структуру и качество получаемого металла, дополнительными установками подготовки материалов к плавке, новыми технологиями, системами, обеспечивающими безопасность работы для обслуживающего персонала, системами газопылеочистки.

Эксперименты показали, что разработанная технология и флюс позволяют переплавлять шихту из 100 % ной стружки в данной печи. Однако режим работы, а также параметры самой печи следует оптимизировать для условий ЦРМЗ, что и необходимо было решить.

На основании полученных результатов рекомендуется использование заводских установок ЭШП для применения технологии плавки цветных сплавов с использованием рекомендованных составов шлаков в условиях ЦРМЗ при «АГМК».

ГЛАВА VII. ВНЕДРЕНИЕ РАЗРАБОТКИ В ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ УСЛОВИЯ И РАСЧЕТ ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ.

7.1. Изготовление печи в условиях ЦРМЗ АО «Алмалыкский ГМК»

В условиях ЦРМЗ Алмалыкского горно-металлургического комбината предложена отличительная от вышеуказанных схем технология электрошлакового переплава медных сплавов. Схема установки представлена на рисунке 4.1. Данная установка однофазная, питается от сварочного трансформатора ТС – 500. В качестве измерительных прибор применяли К – 50, с помощью которого можно замерять силу тока как на одном электроде, так на двух или трех, вольтаж, мощность. Данная установка (рисунок 4.1) имеет:

стойку (1) по которой происходит перемещение верхнего электрода (3), отрос (2), кожух (4) толщиной 4 мм, который соединяется с поддоном, набивная футеровка (6), две стойки (5), которые удерживают экспериментальную установку и дают возможность поворачивать ее на 180° . Внизу печи находится нижний электрод (10), который изолирован от окружающей среды набивной футеровкой. К нижнему электроду подводится медный шланг (18). К верхнему электроду подводится медный шланг (13), прикреплённому на изоляторе (12).

Как отмечалось в описании наличие подвижного верхнего электрода обусловлено тем, что при различном шлаке электропроводность его разная, поэтому необходимо менять путь прохождения тока, что, и осуществляется этим электродом. По мере разогрева кокса (7) проводится наводка шлака (8). Проведя расплавление и выпуск металла, установку отключают и вворачивают на 180° , тем самым

удаляют шлак и кокс. В верхней части установки имеются два поворотных свода на одной из которых имеется отверстие (16) для вывода газа [63].

Так как удельное сопротивление кокса велико, то кокс под воздействием проходящего тока нагревается и доводится до белого каления. При этом на поверхности кокса образуются продукты сгорания, кокс горит только на поверхности, что приводит к неполному горению.

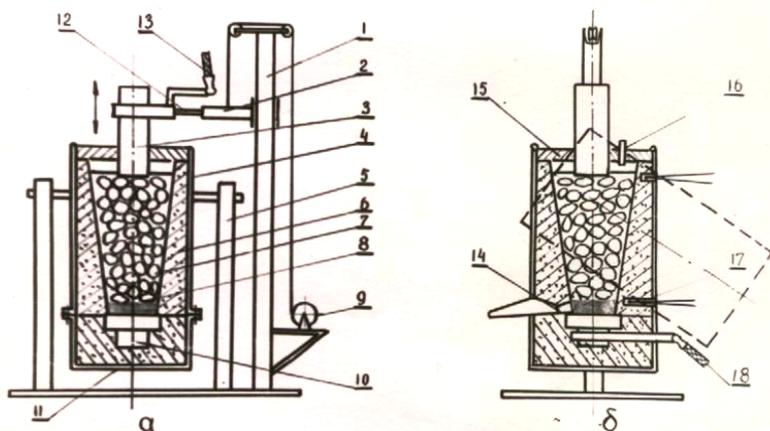


Рисунок 7.1. Схема электрошлаковой печи

По мере нагревания кокса и его обгорания по поверхности, уровень засыпки снижается, и верхний электрод опускают ниже. После того, как кокс приобретает достаточную температуру, производят засыпку флюса из соответствующих компонентов.

Авторский надзор за изготовлением печи проводился в течении всего периода изготовления с посещением ЦРМЗ и плавильного цеха медных сплавов. Контроль печи при изготовлении велся при непосредственном участии главного сварщика Центрального ремонтно-механического завода Алмалыкского горно-металлургического комбината

О.А.Решетникова. Некоторые вопросы по месту установки плавильного агрегата решались на месте исходя из требований техники безопасности.

7.2. Проведение монтажных и пуско-наладочных работ электрошлаковой печи

Монтажные и пуско-наладочные работы проводились со стороны заказчика. Установка для проведения экспериментальных плавки была установлена на участке сварочного цеха центрального ремонтно-механического цеха Алмалыкского горно-металлургического комбината. Монтаж электрошлаковой печи разработанной конструкции была смонтирована на действующей установке электрошлаковой печи УЭШП-А-550. Для соответствия технологии переплава по новой технологии стальной электрод УЭШП-А-550 был заменён графитовым электродом диаметром 76 мм. В нижней части разработанной электрошлаковой печи установили графитовый стержень с гладкой поверхностью. При монтаже использовали поддон имеющейся установки, а футеровку разработанной печи произвели огнеупором из шамотного кирпича. Диаметр печи в первом варианте был равен 850 мм, а высота 1000 мм. Перед загрузкой шихты и флюсов и проведения плавки, печь нагревали предварительно создавая электрическую дугу посредством загруженного кокса. Это необходимо для спекания футеровочного материала связующих элементов, а также для удаления влаги из рабочего пространства. Нагрев печи осуществляли в три этапа по 20 минут каждая. Перерыв между перегревом необходим для предотвращения образований трещин и сохранения гладкой поверхности футеровки. После нагревания первого варианта печи, в рабочее пространство загружали флюс в составе которого имеются необходимые химические элементы способствующие получению медного сплава с заданной структурой. Состав флюса приведён в таблице 7.1.

Существующий состав флюса

Таблица 7.1.

Назначение флюса	Составляющие флюса в весовых процентах					
	NaCl	KCl	CaF ₂	MgCl ₂	CaCl ₂	NaF
Для плавки медных сплавов	50	30	20	-	-	-
Для плавки медных сплавов	50	20	20	-	10	-
Для плавки медных сплавов	40	40	10	-	-	10
Покровный флюс	40	-	20	10	30	-

Для проведения пуско-наладочных работ второго этапа проведения плавки медных сплавов по разработанной технологии в электрошлаковой печи, сделали сопоставительный анализ плавки с применением разработанного состава флюса и существующим составом флюса, применяемым в заводских условиях некоторых производственных предприятий («Кабельный завод» г. Ташкент, «Вторцветмет» Ташкент). В таблице 7.2 приведены составы флюсов для сопоставительный анализ плавки с применением разработанного состава флюса и существующим составом флюса.

Предложенный состав флюса

Таблица 7.2.

№	Назначение флюса	Составляющие флюса в весовых процентах							
		aCl		ура	iO ₂	aCl ₂	Cl	aO	aO
1	Плавка латуни и бронзы	0	0		5			0	
2	Плавка латуни и бронзы		0	0				0	
3	Плавка Al бронзы		0		5			5	0
4	Плавка латуни	0	0		0	0	0		

После оплавления флюсов загружали медный сплав в виде лома. Выпуск металла производили через выпускное отверстие печи. Завершение пуско-наладочных работ определяли по содержанию в расплаве количества неметаллических включений, которые были минимизированы после второго выпуска, то есть при повторном переплаве количество неметаллических включений значительно снизился.

При втором варианте разработанной печи стальной электрод УЭШП-А-550 также был заменён графитовым электродом диаметром 76 мм. В нижней части разработанной электрошлаковой печи установили графитовый стержень с прямоугольного сечения. При монтаже использовали поддон имеющейся установки, а футеровку разработанной печи произвели огнеупором из шамотного кирпича. Конструкция печи с прямоугольным сечением размером рабочего

пространства 120x120x350 был установлен на поддоне УЭШП-А-550. Перед загрузкой шихты и флюсов и проведения плавки, печь также нагревали предварительно создавая электрическую дугу посредством загруженного кокса. Нагрев печи осуществляли в два этапа по 20 минут каждая. После нагревания второго варианта печи, в рабочее пространство загружали флюс в составе которого имеются необходимые химические элементы способствующие получению медного сплава с заданной структурой.

После оплавления флюсов в данном варианте также загружали медный сплав в виде лома. Выпуск металла производили через выпускное отверстие печи. Завершение пуско-наладочных работ определяли по содержанию в расплаве количества неметаллических включений, которые были минимизированы после третьего выпуска, при котором количество неметаллических включений в расплаве значительно снизился.

7.3. Разработка тепловой схемы печи.

При разработке математической модели учитывалось, что процесс плавления и перегрева металла в электрошлаковой печи является квазистационарным, то есть в установившемся режиме: расход металла равен приходу, уровень расплава в ванне печи постоянен. Это позволило использовать при построении модели метод теплового баланса.

Как уже отмечалось, по результатам исследований разработана технология плавления предварительно просушенной и нагретой шихты в площадке предварительного нагрева шихты, что может быть осуществлено в печах шахтного типа.

Тепловая схема печи включает в себя нагрев и оплавление твердой шихты, перегрев расплава и теплообмен

между металлом и конструкцией печи. Отличительной особенностью данной печи является наличие контакта нагретой твёрдой шихты с жидкой ванной. При высокой теплопроводности расплава, которая характерна для медных сплавов, температура расплава в ванне печи будет близка к температуре плавления сплава.

Задача исследований тепловой работы печи состоит: в определении оптимальных параметров ванны печи в зависимости от условий плавки (содержания водорода и угара металла, производительности, требуемой температуры расплава), обеспечивающих стабильную работу печи при минимальном угаре, а также в определении габаритных размеров электродуговой установки печи, обеспечивающих заданные условия плавки.

Расчётная схема теплообмена в разработанной печи характеризуется следующими показателями:

G - производительность, кг/с;

M_I - масса металла обрабатываемая электрической дугой графитовыми электродами, кг;

$M\omega$ - масса металла в ванне, кг; $V\omega$ - объём ванны, м³;

$F\omega$ - площадь поверхности шихтовых материалов в ванне, м²; $\Omega_{y\partial}$ - удельная поверхность шихты

$\Omega_{y\partial} = \frac{F\omega}{M\omega}$ м²/кг; M - масса металла, кг; $M_{пл}$ - масса

жидкого металла, кг; M_T - масса твёрдого, кг;

F'_k - площадь поверхности металла, м²;

F''_k - площадь поверхности жидкого металла, м²;

F_3 - площадь поперечного сечения ванны, м²;

$F_{3,1}$ - площадь поперечного сечения электрода, м²;

l_1 - толщина огнеупорной перегородки, м;

B_1 - длина ванны, м; B - общая длина ванны печи, м; H - глубина ванны расплава, м; H_0 - высота печи в верхней части, м; B_2 - длина электрода, м.

Физические характеристики теплообмена в разработанной печи следующие: $C_{ГКМ}$ - коэффициент взаимного излучения газов, кладки и металла, Дж ($\text{м}^2 \cdot \text{К}^4 \cdot \text{с}$ ($\text{Вт}/\text{м}^2 \cdot \text{К}^4$); K_v - объёмный коэффициент теплопередачи в шахте, Дж/ $\text{м}^3 \cdot \text{К} \cdot \text{с}$ ($\text{Вт}/\text{м}^3 \cdot \text{К}$); α_k - коэффициент теплопередачи конвекцией, Дж/ $\text{м}^2 \cdot \text{К} \cdot \text{с}$ ($\text{Вт}/\text{м}^2 \cdot \text{К}$); λ_{ω} - коэффициент теплопроводности шихтового материала, Дж/м·с·К ($\text{Вт}/\text{м} \cdot \text{К}$); c - теплоёмкость меди (сплава), Дж/кг·К (ккал/кг·К); $\lambda_{жс}$ - коэффициент теплопроводности жидкой меди, Дж/м·с·К ($\text{Вт}/\text{м}^2 \cdot \text{К}$).

Металл, в свою очередь, нагревается от T'_{ω} до T_m в зоне перегрева электрической дугой. В связи с наличием в как твёрдой, так и жидкой фазы можно принять.

$$T_m'' \approx T_{пл}$$

Во всех печах, имеются металлические составляющие с высокоразвитой поверхностью подвергаемых тепловой обработке, участием в теплообмене всех видов теплопередачи, высокой интенсивностью теплообмена в противотоке, играет главенствующую роль в том многообразии сложных процессов, которые описываются теорией шахтной плавки.

Теплообменные процессы зависят от тепловой подготовке шихтовых материалов к плавлению, от чего зависят технико-экономические показатели работы разработанной печи. Экономический эффект печи может быть обеспечена только при соблюдении двух принципов: плавление шихты с минимальным угаром за счёт плавки под защитным покровом, что позволяет снизить содержание газов в расплаве.

Разработанная печь работает в поплавочном режиме под слоем жидкого флюса, тем самым удаётся достичь высокой степени эффективности процессов теплообмена в печи. Конструкция печи позволяет осуществить процесс оплавления под слоем защитного слоя флюса и жидкой ванны. Как известно, насыщение расплавов медных расплавов газовыми включениями, в частности водородом, происходит при перегреве выше температуры плавления. В этот период (при температуре 1100-1130⁰С) поверхность расплава интенсивно перемешивается с нижними слоями, диффундируя в расплав неметаллические включения, характерные для верхних слоёв расплава.

Результаты исследований показали, что минимальное содержание газовых включений в медном расплаве, достигается в интервале от 1000 до 1150⁰С. При температуре нагрева шихты от 100 до 200⁰С протекает процесс горения легковоспламеняющихся частиц и испарения влаги, на поверхности шихты при этом образуется осадок результатов химических реакций в виде нагара.

В таблице 7.3 приведены снижения водорода в зависимости от температуры перегрева в печи.

Снижения водорода в зависимости от температуры перегрева в печи.

Таблица 7.3.

№	Температура плавления шихты, ⁰С	Температура перегрева расплава, ⁰С	Содержание окисных включений, %	Содержание газо-вых включений, см³/100 г
1	1120-1130	1200	7-8	0,78-0,82
2	1120-1130	1230	8-10	0,80-0,86
3	1100-1200	1200	5-6	0,66-0,70
4	1100-1200	1230	6-8	0,68-0,74
5	1140-1150	1200	2-3	0,45-0,47

6	1100-1200	1230	2-4	0,46-0,49
7	1150-1200	1200	6-8	0,70-0,72
8	1150-1200	1230	8-9	0,76-0,80

7.4. Анализ теплообмена в электрошлаковой печи.

Как отмечалось, характер теплообмена в шахтных печах, определяемая наличием высокоразвитой поверхности подвергаемых тепловой обработке кусков шихтовых материалов, участием в теплообмене всех видов теплопередачи, высокой интенсивностью теплообмена в противотоке, играет основную роль в том многообразии сложных процессов, которые описываются теорией плавки [46].

Все теплообменные процессы в той или иной мере определяют тепловую подготовку шихтовых материалов, от которой зависит технико-экономические показатели работы разработанной печи. Высокая экономичность печи может быть обеспечена только при соблюдении двух основополагающих принципов: плавление с наименьшим угаром за счёт плавки в жидкой ванне, что позволяет снизить содержание газов в расплаве, и осуществление теплообмена в противотоке, что обеспечивает высокий термический КПД.

Объёмный коэффициент теплопередачи зависит от параметров процесса и описывается следующей формулой

$$\alpha_v = A_F \frac{\omega_0 T^{0,5}}{d^{1,3}} M',$$

где A_F - коэффициент, характеризующий форму куска;

ω_0 - скорость движения газов, рассчитанная для нормальных физических условий на свободное сечение печи, м/с;

T - средняя температура газов, К;

d - диаметр куска, м;

M' - коэффициент, зависящий от порочности слоя шихты.

При расчёте теплообмена в ванне следует применить формулу, учитывающей как внешнее, так и внутреннее тепловое сопротивление куска

$$\frac{1}{K_v} = \frac{1}{\alpha_v} + \frac{R^2}{9\lambda}$$

Так же если не учитывать внутреннее сопротивление куска объёмный коэффициент теплопередачи равен

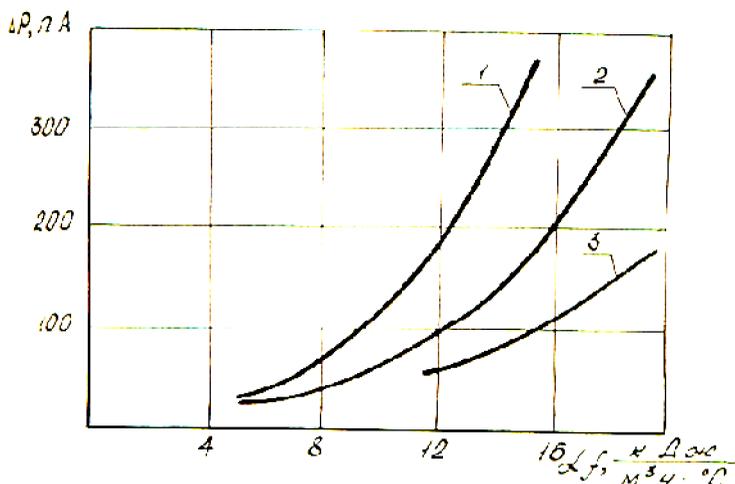
$$\alpha_v = A_F \frac{\omega_0^{0,9} T^{0,3}}{d^{0,75}} M'.$$

Таким образом, коэффициент M' , зависящий от порочности слоя, оказывает большое влияние на объёмный коэффициент теплопередачи α_v . По данным [9] с увеличением в слое шихты мелочи на 20 % снижает α_v на 80-90 %.

Здесь коэффициент A_F , учитывающий характеристики материала (шероховатость, степень черноты поверхности, теплопроводность), также имеет большое влияние на объёмный коэффициент теплопередачи. Так, например, для алюминиевых шаров коэффициент равняется соответственно 110,6 и 58,7.

По данным исследований [47] приводившего анализ теплообмена конвекцией при нагреве шариков диаметром от 2 до 38 мм горячим воздухом при температуре 220°C, следует, что наиболее выгодным является гидродинамический режим, при котором наблюдается

турбулентный пограничный слой. Для интенсификации теплообмена он рекомендует применять искусственную турбулизацию потока. Чем меньше критерий Рейнольдса, при котором начинается "устойчивая" турбулизация пограничного слоя, пригорании дуги турбулентность



естественная, естественно, меньших потерях напора в теплообменнике будет достигаться соответствующая высокая интенсивность теплообмена. При одинаковом сопротивлении [47] слоя с уменьшением диаметра шаров увеличивается объёмный коэффициент теплопередачи (рисунок 7.2).

Для ванны печи значение критерия Био равно

$$Bi = \frac{\alpha l + \kappa}{\lambda_{ж}}$$

где α_{l+k} - суммарный коэффициент теплопередачи, Вт/(м²·К);

$\lambda_{ж}$ - коэффициент теплопроводности жидкой меди, Вт/(м²·К);

S - толщина слоя, которая подвергается нагреву, м.

Расчёт теплопередачи конвекцией в печи от продуктов сгорания к металлу производится по формуле

$$Q_k = \alpha_k (T_{Г} - T_{М}) F_M$$

Коэффициент теплопередачи конвекцией в данной конструкции печи α_k определяется из соотношений:

$$Nu = 0,018 Re^{0,8}$$

$$Re = \frac{\alpha_k \omega_k}{\nu}$$

$$\alpha_k = \frac{Nu \lambda}{d}$$

Где, Nu - критерий Нуссельта;

Re - критерий Рейнольдса;

ω_k - скорость потока, м/с;

d - диаметр, м;

ν - кинематическая вязкость, м²/с;

λ - коэффициент теплопроводности, Вт/(м·К).

Для печи значение критерия Био будет равно

$$Bi = \frac{\varepsilon \cdot S}{\lambda} \cdot \frac{170 \cdot 0,5}{184,9} = 0,46$$

$S = 0,5$ - принятое значение глубины ванны, м;

$\alpha = 170$ - суммарный коэффициент теплопередачи для печи, Вт/(м²·К).

$\lambda_{ж} = 184,9$ - коэффициент теплопроводности жидкого металла, Вт/(м²·К).

Глубина ванны печи определяется из условия полного расплавления твёрдой шихты в ванне, обеспечивающего

заданную производительность печи при условии получения качественной структуры.

По закону Фурье кинетика этих этапов описывается уравнениями с соответствующими граничными условиями.

На первом этапе система имеет вид:

$$\frac{\partial T_i'}{\partial \tau} = \frac{a_i}{x^2} \frac{\partial}{\partial x} \left(x^2 \frac{\partial T_i'}{\partial x} \right)$$

$$i = 1, 0 \leq x \leq l; i = 2, l \leq x \leq x$$

$$T_1'(\tau, l) = T_2'(\tau, l); \lambda_1' \frac{\partial T_1'}{\partial x}(\tau, l) = \lambda_2 \frac{\partial T_2'}{\partial x}(\tau, l); \frac{\partial T_1'}{\partial x}(\tau, 0) = 0;$$

$$l \rho_2 \frac{\partial x}{\partial \tau} = \lambda_2' \frac{\partial T_2^1}{\partial x}(\tau, x) - q_S;$$

$$q_S = \alpha(T_M' - T_k); T_2(\tau, x) = T_k;$$

$$x(0) = l; T_1(0, x) = T_u$$

Используемые индексы: $i=1$ относится к твёрдой шихте; $i = 2$ - к корке металла и $i = 3$ - к жидкому металлу.

Уравнение Фурье, начальные и граничные условия записываются в виде

$$\frac{\partial T_1'}{\partial \tau} = \frac{a_1}{x^2} \frac{\partial}{\partial x} \left(x^2 \frac{\partial T_1'}{\partial x} \right)$$

$$T_1'(\tau_1, x) = F_2(x); \quad \frac{\partial T_1'}{\partial x}(\tau, 0) = 0$$

$$\lambda_1 \frac{\partial T_1'}{\partial x}(\tau, l) = \alpha [T_M'' - T_1'(\tau, l)]$$

Эти системы уравнений, описывающие процесс расплавления шихты в различные этапы не имеют аналитического решения и решаются численными методами. В данном случае основной является интегральная характеристика процесса, то есть время расплавления шихты. Поэтому для решения применим интегральный метод:

$$T(x, \tau) = T_u + \frac{T_n - T_u}{R} \left(1 - \frac{R}{x}\right)R,$$

где T_u - температура средней части шихты, $^{\circ}\text{C}$;

T_n - температура поверхности шихты, $^{\circ}\text{C}$;

R - принятый расчётный радиус шихты, м.

С учётом граничных условий, значение коэффициента конвективной теплопередачи определяется по критериальным формулам

$$\alpha = \frac{\lambda \cdot Nu}{\beta}; \quad Nu = A \left(\frac{Gr \cdot Pr^2}{1 + Pr} \right)^m$$

$$Gr = \frac{g \cdot \nu (T_M'' - T_u) \cdot \beta}{\nu^2}; \quad Pr = \frac{\nu}{a},$$

где A и m - константы, определяемые характером шихты;

β - характерный размер куска шихты;

ν - кинематическая вязкость;

a - температуропроводность расплава;

γ - коэффициент объёмного расширения;

λ - теплопроводность расплава.

Уровень расплава в печи должна составлять:

$$H_{кр} \geq \frac{G \cdot \tau}{\rho \cdot Fu} \approx 0,15m$$

Теплообмен в печи описывается уравнением его теплового баланса

$$Q'_{прих} = Q'_{расх}$$

Суммарное количество прихода теплоты в печь составит

$$Q'_{\text{прих}} = Q_x + Q_\epsilon + Q_\Gamma + Q_\phi,$$

Где, Q_ϵ - физическое тепло, вносимая воздухом;

Q_ϕ - физическая теплота, вносимая металлом;

\tilde{Q} - физическое тепло вносимое электрической дугой.

где Физическая теплота, вносимая воздухом, равна

$$Q_\epsilon = \beta_0 \alpha_l i_\beta$$

Где, i_β - энтальпия 1 м³ воздуха при температуре воздуха T_ϵ , Дж/м³.

По этим выводам энтальпию воздуха в зависимости от температуры определяем как

$$i_\epsilon = 1,3 \cdot T_\epsilon$$

Таким образом формула примет вид

$$Q_\epsilon = \beta_0 \cdot \alpha_l \cdot T_\epsilon \cdot 1,3$$

Физическая теплота, вносимая металлом, определяется по формуле

$$Q_\phi = G \cdot i_M''$$

где G - производительность печи, кг/с;

i_M'' - энтальпия жидкого металла, Дж/кг, которая определяется по формуле

$$i_M'' = 280,700 + 1,028 T_M''$$

где T_M'' - температура металла, °С.

Таким образом, приход теплоты в печь

$$Q'_{\text{прих}} = Q_H^P \beta_0 + \beta_0 \alpha_l T_\epsilon \cdot 1,3 + \beta_0 T_T (1,540 + 1,1 T_T) + G(280,700 + 1,028 \cdot T_M'')$$

Расход теплоты, приходящей в печь, имеет следующие 6 составляющих:

1. Потеря теплоты с уходящими продуктами сгорания, которая определяется по формуле

$$Q_1 = \beta_0 V_y' C' T_y',$$

где V_y' - объём уходящих продуктов сгорания на единицу газа, $\text{м}^3/\text{м}^3$, который с учётом коэффициента температурного расширения определяется формулой

$$V_y' = 10,5 + 0,0038T_y'$$

C_y' - теплоёмкость продуктов сгорания, $\text{Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$.

Теплоёмкость продуктов сгорания имеет следующую зависимость от температуры:

$$C_y' = 1,369 + 0,24T_y'$$

где T_y' - температура уходящих продуктов сгорания, К .

2. Потеря теплоты за счёт теплопроводности стенок печи, свободных от жидкого расплава,

$$Q_2 = \frac{T_{CP}' - T_0}{\frac{1}{\alpha_1 F_1} + \frac{S_1}{\lambda_1 F_1} + \frac{S_2}{\lambda_2 F_2} + \frac{S_3}{\lambda_3 F_3} + \frac{1}{\alpha_2 F_4}},$$

где T_{CP}' - средняя температура воздуха в печи, К , равная

$$T_{CP}' = \frac{T_r - T_y'}{2};$$

T_0 - температура окружающей среды, К ;

α_1 - коэффициент теплоотдачи от рабочего пространства к кладке и от металла к кладке, $\text{Вт}/\text{м}^2 \cdot \text{К}$, который определяется формулой

$$\alpha_1 = \frac{4,96E_M \left[\left(\frac{T_M'}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_k}{100} \right)^4 \right]}{T_M' - T_k} + \frac{4,96E_r \left[\left(\frac{T_{CP}'}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_k}{100} \right)^4 \right]}{T_{CP}' - T_k},$$

в которой E_M - степень черноты жидкого меди;

E_r - степень черноты атмосферы печи;

T_K - температура кладки печи, К;

F - площадь поверхностной части кладки, свободной от жидкого расплава, m^2 , определяется формулой

$$F_1 = (A + 2\beta_1)(H_0 - H) + A \cdot \beta_1$$

в которой H_0 - высота печи, м;

H - уровень расплава, м.

Высота печи равна сумме высоты уровня расплава H и высоты свободного пространства над расплавом H_C :

$$H_0 = H + H_C$$

Высота свободного пространства H_0 определяется исходя из значения угловых коэффициентов λ , влияющих на теплообмен излучением.

Для разработанной печи с электродуговым обогревом угловой коэффициент излучения с поверхности кладки F_1 к поверхности зеркала металла $F_2 = F_{кпр} + F_{кпл}$ может быть найден путём двойного интегрирования

$$\lambda_{1,2} = \frac{1}{F_2} \int_{F_1} \int_{F_2} \frac{\cos \lambda_1 \cdot \cos \lambda_2}{\pi z^2} dF_1 dF_2$$

Значение углового коэффициента λ определяется углами расположения обеих поверхностей в пространстве.

В разработанной печи, с прямоугольной формой ванны, тепловоспринимающей поверхностью является зеркало металла:

$$F_M = F_{кпр} + F_{кпл} = A(\beta_1 + \beta_2)$$

Излучающей поверхностью является общая кладка $F_{об}$ печи имеющей высоту свободного пространства над расплавом H_C :

$$F_{об} = A \cdot \beta_1 + 2H_C \cdot \beta_1 + H_C \cdot A$$

Отсюда угловой коэффициент для параллелепипеда составит

$$\lambda = \frac{F_M}{F_{об}} = \frac{A \cdot \beta_1}{A\beta_1 + 2H_C\beta_1 + H_C A}$$

Следовательно, высота свободного пространства

$$H_c = \frac{A\beta_1(1-\lambda)}{\lambda(2\beta_1 + A)}$$

Для вычисления значения λ , задаёмся им в пределах от 0 до 50 с шагом 0,2 и вычисляем для каждого значения общую площадь свободного пространства разработанной печи,

$$F_{об} = \frac{F_M}{\lambda}$$

Коэффициент теплопроводности футеровки λ_1 , Вт/(м · К) для огнеупора определяется формулой

$$\lambda_1 = 0,84 + 0,00058T_K;$$

Коэффициент теплопроводности изоляционного слоя λ_1 , Вт/м · К), для асбестового картона определяется формулой

$$\lambda_1 = 0,157 + 0,000014T_H;$$

где T_H - температура изоляционного слоя, К.

Площадь поверхности' изоляционного слоя, м²,

$$F_2 = (H_0 - H + S_1)(A + 4S_1 + 2\beta_1)$$

Коэффициент теплопроводности кожуха печи λ_3 , Вт/(м·К); в соответствии с F_3 равен 60.

Площадь поверхности кожуха F_3 , м², равна

$$F_3 = (H_0 - H + S_1 + S_2)(A + 4S_1 + 4S_3 + 2\beta_1)$$

Коэффициент теплоотдачи кожуха, α_2 , Вт/(м²·К) определяется формулой

$$\alpha_2 = \frac{4,96E_c \left[\left(\frac{T_c}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_0}{100} \right)^4 \right]}{T_c - T_0},$$

где E_c - коэффициент излучения кожуха;

T_c - температура кожуха, К,

3. Потеря теплоты лучеиспусканием через верхнюю крышку

$$Q_4 = C_{ГКМ} (T'_{CP})^4 \cdot F'_{OK} \cdot \varphi i (1 - \Psi),$$

где F'_{OK} - площадь зазора верхней крышки, м²;

Ψ - коэффициент, учитывающий время, в течение которого открыта крышка;

φi - принятый коэффициент диафрагмирования;

$C_{ГКМ}$ - приведенный коэффициент взаимного излучения кладки и металла, Вт/(м² · К), определяемый по формуле

$$C_{ГКМ} = 5,67 E_{Г} E_{M} \cdot \frac{\lambda (1 - E_{Г})}{\lambda (1 - E_{Г}) [E_{M} + E_{Г} (1 - E_{M})] + E_{Г}}$$

5. Потеря теплоты с выхлопами, выбивающимися через зазоры

$$Q_5 = V_{выб} \cdot i_{Г1} (1 - \Psi)$$

где $i_{Г1}$ - энтальпия атмосферы печи, Дж/м³;

$V_{выб}$ - объем атмосферы печи, м³, равный

$$V_{выб} = \frac{2}{3} \mu \cdot F'_{OK} \sqrt{\frac{2g \cdot H'_{OK} (\rho_B - \rho_r)}{\rho_r}}$$

где μ - коэффициент расхода воздуха;

F'_{OK} - площадь рабочего окна, м²;

H'_{OK} - высота рабочего окна, м;

g - ускорение свободного падения, м/с²;

ρ_B - плотность воздуха, кг/м³;

ρ_r - плотность продуктов сгорания, кг/м³.

В свою очередь, потери теплоты, имеют две составляющие:

1. Потери теплоты вследствие теплопроводности стенок и пода печи, занятых жидким металлом,

$$Q_{6,2} = \frac{T'_M - T_0}{\frac{S_1}{\lambda_1 F_4} + \frac{S_2}{\lambda_2 F_5} + \frac{S_3}{\lambda_3 F_6} + \frac{S_6}{\lambda_3 F_8} + \frac{S_8}{\lambda_2 F_7} + \frac{1}{\alpha_2 (F_6 + F_8)}}$$

2. Потери на перегрев расплава от температуры T'_M до температуры

$$Q_{6,1} = C_{жс} (T'_M - T'_M) G$$

S_5 - толщина футеровки, м;

S_6 - толщина кожуха пода, м.

При принятых параметрах разработанной печи, электрическая дуга позволит перегревать расплав от температуры T''_M до температуры T'_M .

Общая площадь части поверхности футеровки, занятой жидким металлом, m^2 ,

$$F_4 = H(A + 2B_1)$$

Общая площадь части поверхности изоляционного слоя стенок и пода занятой жидким металлом, F_5 , m^2 , равна

$$F_5 = (A + 2B_1 + 2S_1)(H + S_5) + (A + 2S_1)(B_1 + S_1)$$

Общая площадь части поверхности кожуха стенки, занятой жидким металлом, F_6 , m^2 , равна

$$F_6 = (A + 2B_1 + 2S_1 + 2S_2)(H + S_5 + S_2)$$

Общая площадь поверхности футеровки пода F_7 , m^2 , равна

$$F_7 = A \cdot B_1$$

Общая площадь поверхности кожуха пода F_8 , m^2 , равна

$$F_8 = (A + 2S_1 + 2S_2)(B_1 + S_1 + S_2)$$

Для разработанной печи характерны следующие показатели:

G - производительность печи, кг/ч;

$T_{\text{м}}^{11}=943$ – температура металла загружаемой в печь, К;

$T_{\text{м}}^1=1033$ – температура металла в печи, К;

$F_{\text{к}}^1=0,56$ – площадь зеркала металла в печи, м²;

$C_{\text{у}}=4712$ – средняя теплоёмкость воздуха в печи, Дж/(м³·К);

$T_0=293$ – температура окружающей среды, К;

$S_1=0,23$ – толщина футеровки, м;

$S_2=0,01$ – толщина изоляционного слоя, м;

$S_3=0,01$ – толщина кожуха печи, м;

$\lambda_1=0,96$ – коэффициент теплопроводности футеровка, Вт/(м·К);

$\lambda_2=0,157$ – коэффициент теплопроводности изоляционного слоя, Вт/(м·К);

$\lambda_3=60$ – коэффициент теплопроводности стенки печи, Вт/(м·К);

$T_{\text{ст}}=343$ – температура кожуха, К.

Методом аппроксимации определяем зависимость изменения значений коэффициента теплопередачи от площади зеркала металла:

$$\alpha^k = 35,7 \frac{1}{\sqrt{F_{\text{к}}^1}}$$

Имея данные для коэффициент конвективной теплопередачи будет равен

$$\alpha_k^{11} = \frac{Q_4^{11} - C_{\text{ЭКМ}} \left[\left(\frac{T_{cp}^{11}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_M^{11}}{100} \right)^4 \right] \cdot F_k^{11}}{\left(T_{cp}^{11} - T_M^{11} \right) \cdot F_k^{11}}$$

Подставляя значения уравнения теплового баланса находим

$$Q_4^{11} = Q_1^{11} - Q_2^{11} - Q_3^{11} - Q_4^{11} - Q_1^{11}$$

По результатам расчёта и на основании математической модели была разработана программа расчёта разработанной электрошлаковой печи. Расчёт производится для печей производительностью от 5 до 500 кг/ч с шагом нормального ряда по производительности 5 кг/ч.

Принятая масса перегреваемого металла $M_{\text{в}}$ камере печи приравнивалась её часовой производительности.

Определённые значения в производственных условиях Центрального ремонтного механического завода при АО “Алмалыкский горно-металлургический комбинат” позволили наладить выпуск медных изделий с пониженным угаром на плавку.

7.5. Техничко-экономические показатели разработки.

Для расчёта технико-экономических показателей разработанной печи и технологии ведения плавки применена методика определения экономической эффективности использования новой техники в проомышленности.

Техничко-экономические показатели внедрения новой технологии по сравнению с существующей определялись по следующей формуле:

$$\mathcal{E} = [(C_1 \times O_1) - (C_2 \times O_2)]$$

\mathcal{E} - годовой экономический эффект, сум;

C_1 и C_2 – себестоимость единицы продукции, получаемой по базовой и предлагаемой технологии, сум;

O_1 и O_2 – годовой объем продукции получаемой по базовой и предлагаемой технологии, шт.

$$\mathcal{E} = [(C_1 \times O_1) - (C_2 \times O_2)] = (2000 \times 400000) - (1800 \times 400000) = 800\,000\,000 - 720\,000\,000 = 80\,000\,000 \text{ сум.}$$

Кроме себестоимости продукции, которая по предлагаемой технологии получается дешевле на 10 % за счёт снижения расхода металла на угар, экономическая эффективность достигается за счёт экономии на 12 -14 %.

Технико-экономические показатели внедрения новой технологии по сравнению с существующей определяется по следующей формуле:

$$\mathcal{E} = (C_1 \times O) - (C_2 \times O)/E$$

Здесь, \mathcal{E} – годовой экономический эффект, сум;

C_1 и C_2 – себестоимость единицы продукции, получаемой по базовой и предлагаемой технологии, сум;

O – годовой объем продукции, шт;

E – снижение расхода электроэнергии 1,3 раза.

Подставляя значения, получим

$$\mathcal{E} = (20000 \times 400\,000) - (18000 \times 400\,000)/1,3 = 80\,000\,000 - 72\,000\,000 = 152\,000\,000 \text{ сум.}$$

Таким образом, экономический эффект от внедрения новой технологии для плавки медных сплавов для Центрального ремонтно-механического завода при АО «Алмалыкский ГМК» составит 152 млн. сум [48].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной монографии приведены материалы исследования получения медных и других сплавов цветных металлов учёных и разработчиков мира и Узбекистана.

Введена разработка защитного состава флюса для шихты с большой площадью.

В монографию включены графики состояния системы медь-олово, влияние содержания олова на механические свойства оловянных бронз в литом состоянии, диаграмма состояния системы Cu-Al и влияние содержания алюминия на механические свойства литых алюминиевых бронз, а также таблицы химический состав и назначение литейных оловянных бронз, технологические свойства литейных оловянных бронз, состав и назначение флюсов для выплавки медных сплавов.

Приведены результаты микрорентгеноспектрального анализа фазовых составляющих в структуре, микроструктура литейной латуни различных марок.

Легирующий элемент олово — дефицитный и дорогой элемент, поэтому оловянные бронзы применяют для изготовления очень ответственных деталей. В связи с этим целесообразно проводить дополнительное легирование другими элементами, например, цинком, алюминием, никелем и др.

Приведены методы изучения содержания водорода, количественные показатели угара шихты и стружки латуни. Метод определения газовой пористости.

В монографии приведена разработка технологии нагрева шихты перед загрузкой в печь для плавки медных сплавов в индукционной печи, электрической печи сопротивления и электрошлаковой печи.

А также включена разработка температурного режима

нагрева шихты перед загрузкой в печь для плавки медных сплавов в индукционной печи, электрической печи сопротивления и электрошлаковой печи.

Современные металлургические печи представляют собой механизированные и автоматизированные промышленные агрегаты, а выпускаемая ими продукция должна отличаться высоким качеством и невысокой стоимостью.

Для обслуживания печей устанавливают вспомогательное оборудование: воздуходувки, вентиляторы, дымососы, мостовые краны и газоочистительные сооружения с дымовыми трубами, а также установки для подготовки и загрузки сырья.

Состав флюса для плавки медных сплавов в индукционной печи, электрической печи сопротивления и электрошлаковой печи.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Осинцев О.Е. Медь и медные сплавы. Отечественные и зарубежные марки / О.Е. Осинцев, В.Н. Федоров. — М. : Машиностроение, 2004. — 336 с
2. Тарасов А.В. Новое в металлургии меди // Цветные металлы, 2002 г. №2. С 38-45.
3. Санакулов К.С., Хасанов А.С. Переработка шлаков медного производства, Ташент «Фан», АН РУз., 2007 г. С. 225
4. Купряков Ю.П. Шлаки медеплавильного производства и их переработка. — М.: Металлургия, 1987. — 201 с.
5. Пикунов М.В. Плавка металлов, кристаллизация сплавов, затвердевание отливок / М.В. Пикунов. - М. : МИСиС, 2005. — 416 с.
6. Производство отливок из сплавов цветных металлов / А.В. Курдюмов [и др.].— М. : МИСиС, 2011.— 615 с.
7. Мечев В.В., Быстров В.П., Тарасов А.В. и др. Автогенные процессы в цветной металлургии. М.: Металлургия, 1991. 413 с.
8. Специальные способы литья: справочное пособие / В.А. Ефимов [и др.]. - М. : Машиностроение, 1991.— 734 с.
9. Двойные и многокомпонентные системы на основе меди : справочник / под ред. Н.Х. Абрикосова. — М. : Наука, 1979. — 248 с.
10. Колачев Б.А. Металловедение и термическая обработка цветных металлов и сплавов/ Б.А. Колачев, В.Н. Елагин, В.А. Ливанов. - М. : МИСиС, 2001. - 416 с.

11. Мальцев М. А. Металлография промышленных цветных металлов и сплавов / М.А. Мальцев.— М. : Металлургия, 1970.— 368 с.
12. Машиностроение. Энциклопедия. Цветные металлы и сплавы. Композиционные металлические материалы/ под общ. ред. И.Н. Фридляндера.- М. : Машиностроение, 2001.- Т. II-3.- 880 с.
13. Смирягин А. П. Промышленные цветные металлы и сплавы / А.П. Смирягин, Н. А. Смирягина, А.В. Белова.- М. : Металлургия, 1974.- 488 с.
14. Цветное литье : справочник / Н. М. Галдин [и др.]; под общ. ред. Н. М. Галдина. - М. : Машиностроение, 1989. - 528 с.
15. Чурсин В.М. Плавка медных сплавов / В.М. Чурсин. - М. : Металлургия, 1982. - 152 с.
16. Леви, Л.И. Основы теории металлургических процессов и технология плавки литейных сплавов / Л.И. Леви. - М.: Машиностроение, 1970.
17. Непомнящий, В.Н. Основы производства сплавов цветных металлов / В.Н. Непомнящий. - Красноярск: ГАЦМиЗ, 2002.
18. Машиностроение. Энциклопедия. Цветные металлы и сплавы. Композиционные металлические материалы/ под общ. ред. И.Н. Фридляндера.- М. : Машиностроение, 2001.- Т. II-3.- 880 с.
19. Смирягин А. П. Промышленные цветные металлы и сплавы / А.П. Смирягин, Н. А. Смирягина, А.В. Белова.- М. : Металлургия, 1974.- 488 с.
20. Цветное литье: Справочник/ Н. М Галдин. - М.: Машиностроение, 1989.
21. Курдюмов, А.В. Производство отливок из сплавов цветных металлов / А.В. Курдюмов [и др.]. - М.: МИСиС, 1996.

22. Шкляр М.С. Печи вторичной цветной металлургии. -М.: Металлургия, 1987.-216 с.
23. Пронь Е.Б., Никитин В.И. Влияние шихтовых металлов на свойства алюминиево-медных сплавов // Совершенствование литейных процессов : Тез. докл. науч.-техн. конф. Екатеринбург:УГТУ-УПИ, 1997. с.156-160.
24. Пронь Е.Б., Волков В.С., Никитин В.И. Взаимосвязь структуры и прочностных свойств с электропроводностью сплавов систем Al-Cu и Al-Si-Cu// Генная инженерия в сплавах: Тез. VI междунар. науч.-практ. конф. Самара:1998.с.109-110.
25. Якубов М.М., Юсупходжаев А.А., Степанов Б.А., Худояров С.Р. Способ плавки сульфидных медных концентратов в отражательной печи. Патент на изобретение № IAP02991. Опубликовано 28.10.2003г.
26. Юсупходжаев А.А., Худояров С.Р., Мирзажонова С.Б. Использование физических свойств компонентов шихты для анализа металлургических процессов.// Горный вестник, №15, 2013, С.26-30.
27. Тураходжаев Н.Д., Туляганов Э.Х., Турсунов Т.Х., Якубов Л.Э., Процесс плавки алюминиевых сплавов в электрошлаковых печах. //ТошДТУ хабарлари. – Ташкент, 2015. - № 3. - С. 85–90 (05.00.00.№16).
28. Тураходжаев Н.Д., Абдурахманов Х.З., Турсунов Т.Х., Якубов Л.Э. Математическая модель теплообменного процесса в газовой печи. //Сборник научных статей Международной научно–практической конференции «Современные наукоёмкие технологии: приоритеты развития и подготовка кадров». – Набережные Челны, 2014. - С. 84-89.
29. S.A.Rasulov, V.A.Grachev. Quymakorlik metallurgiyasi, Toshket, “O’qituvchi” 2004.
30. Atkins R. Developments in metal melting and Holding in nonferrous foundries // Bereft. Foundry man. -1981.-74,N8,XVI-XIX.-P.118-131.

31. Atkins R. Developments in metal melting and Holding in nonferrous foundries // Bereft. Foundry man. -1981.-74,N8,XVI-XIX.-P.118-131.
32. Лидин Р. А., Молочко В. А., Андреева Л. Л. Реакции неорганических веществ: справочник / Под ред. Р. А. Лидина. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Дрофа, 2007. — С. 16. — 637 с. — ISBN 978-5-358-01303-2.
33. Shcherbatykh I, Carpenter DO (May 2007). The role of metals in the etiology of Alzheimer's disease // J. Alzheimers Dis. 11 (2): 191—205.
34. Адлер Ю.П., Маркова Е.В. Грановский Ю.В. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий.-М.:Наука, 1976.-326 с.
35. Robertson I.L. Meltung of Al // Metallurgis and Metal Forming. -1974.-N12.-P.357-361.
36. Vagi Ian Ichiro // 1. Mining and Met. Inst., Jap. - 1977.-V. 93, N1077. -P.889-894, 963-968.
37. Фурута С., Томисиха М. Металл кокано // Киндзоку.-1977.-Т.45, N9.-С.38-40.
38. Никитин В.И., Пронь Е.Б., Стульников В.В.Влияние состава и качества шихтовых материалов на свойства сплавов Al-Si.//Литейное производство. 1996. №9, с.9-10.
39. Расулов С.А. Тураходжаев Н.Д. «Металлургияда куйиш технологияси». – Тошкент,Чолпон нашриёти 2007.-215 с.
40. Тураходжаев Н.Д. Использование тепла отходящих газов из шахты плавильных агрегатов. //Сборник научных статей Республиканской научно–практической конференции «Фан ва техника тараккиётида ёшлар». – Ташкент, 2007. - С. 43-45.
41. Александров, М.В. Повышение циклической термостойкости путем улучшения их литой структуры / М.В.

Александров // Труды XI Съезда литейщиков России. - Екатеринбург, 2013. -С.29-32.

42. Коростелев В.Ф. Автоматизация технологических процессов и производств. Учебное пособие (с грифом УМО). Владимирский гос. ун-т. – Владимир: Ред.-изд. комплекс ВлГУ. 2005. – 149 с.

43. Коростелев В.Ф., Щелоков М.Е., Игошин А.В. Программно-корректируемое управление наложением давления при литье автомобильных дисков. Ж. Мехатроника, автоматизация, управление, № 10. 2003. С. 8-12.

44. Korostelev V. Methode und Einrichtung für Druckguss // Internationale Fachmesse “Ideen - Erfindungen – Neuheiten”. 28 Oktober, 2004.

45. Сысоев С.Н. Принципы и методы нахождения технических решений. Метод исследования функционально-физических связей: монография / С.Н. Сысоев; Владим. гос. ун-т. – Владимир: Изд-во Владим. гос. ун-та, 2007. – 214 с. – ISBN 5-89368-775-2.

46. Якубов Л.Э., Тураходжаев Н.Д., Туляганов Э.Х. Заключительный отчёт по хоздоговорной работе №24/10-02-3865/10. Алмалык, 2012, 112 с.

47. Якубов М.М., Юсупходжаев А.А., Ли И.И. Поиск перспективных путей переработки клинкера цинкового производства на Алмалыкском горно-металлургическом комбинате // Узб. хим. ж., 2004. - № 3. - С. 52-55.

48. Якубов Л.Э., Тураходжаев Н.Д., Туляганов Э.Х. Заключительный отчёт по хоздоговорной работе № 19/13/02-1465 юр Алмалык, 2015, 126 с.

Содержание	
ВВЕДЕНИЕ	3
ГЛАВА I. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПОЛУЧЕНИЯ МЕДНЫХ И ДРУГИХ СПЛАВОВ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	6
1.1. История медного производства в мире	6
1.2. История медного производства в Узбекистане	9
1.3. Флюсы и их основные свойства	14
ГЛАВА II. ЛИТЕЙНЫЕ БРОНЗЫ И ЛАТУНИ	29
2.1. Оловянные бронзы	29
2.2. Алюминиевые бронзы	47
2.3. Свинцовые и сурьмяные бронзы	55
2.4. Литейные латуни	60
ГЛАВА III. НИКЕЛЕВЫЕ И ЦИНКОВЫЕ ЛИТЕЙНЫЕ СПЛАВЫ	85
3.1. Конструкционные никелевые сплавы	85
3.1.1. Монель-металл (система никель-медь, никель-медь-кремний)	88
3.1.2. Сплавы системы никель-медь-олово и никель-медь-олово-свинец	89
3.2. Цинк и его сплавы	90
3.2.1. Общие сведения о цинке	90
3.2.2. Сплавы цинк – медь	96
3.3. Сплавы цинк – алюминий – медь	98
ГЛАВА IV. ПЕЧИ ДЛЯ ПЛАВКИ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	101
4.1. Технологические особенности плавки цветных металлов и сплавов в электропечах	101
4.2. Дуговые печи постоянного тока	110
4.3. Плавка стали в индукционных тигельных печах	113
4.4. Печи, применяемые в металлургии цветных металлов	119
ГЛАВА V. ОБЪЕКТ ИССЛЕДОВАНИЯ И РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ	122
5.1. Методика определения содержания водорода в расплаве	122
5.2. Методика определения газовой пористости	131
5.3. Методика определения комплексного показателя	134

качества	
5.4. Методика аппроксимации полученных данных эксперимента	135
ГЛАВА VI. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ ПЛАВКИ МЕДНЫХ СПЛАВОВ И УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ПЛАВИЛЬНОГО АГРЕГАТА ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ	136
6.1. Разработка технологии позволяющей снизить угар металла	136
6.2. Анализ и разработка флюсов для плавки медных сплавов	141
6.3. Разработка флюсов для латуни и бронзы	149
6.4. Проведение промышленных испытаний на заводе	153
Глава VII. ВНЕДРЕНИЕ РАЗРАБОТКИ В ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ УСЛОВИЯ И РАСЧЕТ ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ	156
7.1. Изготовление печи в условиях ЦРМЗ АО «Алмалыкский ГМК»	156
7.2. Проведение монтажных и пуско-наладочных работ электрошлаковой печи	158
7.3. Разработка тепловой схемы печи	161
7.4. Анализ теплообмена в электрошлаковой печи	165
7.5. Технико-экономические показатели разработки	178
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	180
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	182

ЯКУБОВ ЛАЗИЗХОН
ЭРГАШХОНОВИЧ

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЛАВКИ
МЕДНЫХ СПЛАВОВ

Редактор: С. Т. Хашимов
Корректор: С. Гапурова
Технический редактор: А. Хидоятов

Изд. лиц. №АІ 242, 04.07.2013 г.
Офсетная бумага. Подписано в печать 16.09.2020
Формат 60x84 1/16. Гарнитура «PT Serif».
Усл. п. лист 12.0 Тираж 100 экз. Заказ №86.

Общество с ограниченной ответственностью
«VNESHINVESTPROM»
100011, г. Ташкент, ул. Навоий, 30.
Тел./факс: (+99871) 244–75–75

УДК 621. 745: 669.2/.8
ББК 34.61+34.33

Якубов Л.Э.

Ресурсосберегающая технология плавки медных сплавов. – Т.:
«VNESHINVESTPROM», 2020, 189 стр.