

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»

Многопрофильный колледж



**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
ДЛЯ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ
МЕЖДИСЦИПЛИНАРНОГО КУРСА
МДК.01.03 Управление технологическими процессами производства
стали, ферросплавов и лигатур в электропечах и контроль за ними
для обучающихся специальности
22.02.01 Metallurgy of black metals**

Магнитогорск, 2022

ОДОБРЕНО

Предметно-цикловой комиссией «Металлургия
и обработка металлов давлением»

Председатель О.В. Шелковникова

Протокол № 10 от 22.06.2022 г.

Методической комиссией МпК

Протокол № 6 от 29.06.2022 г.

Разработчик:

преподаватель ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова» Многопрофильный колледж
Ирина Валерьевна Решетова

Методические указания по выполнению практических работ разработаны на основе рабочей программы ПМ.01 Ведение технологического процесса производства черных металлов (чугуна, стали и ферросплавов).

Содержание практических работ ориентировано на подготовку обучающихся к освоению вида деятельности Ведение технологического процесса производства черных металлов (чугуна, стали и ферросплавов программы подготовки специалистов среднего звена по специальности 22.02.01 Metallurgy черных металлов и овладению профессиональными компетенциями.

СОДЕРЖАНИЕ

1 Введение	4
2 Методические указания	6
Практическая работа 1	6
Практическая работа 2	14
Практическая работа 3	31
Практическая работа 4	34
Практическая работа 5	40
Практическая работа 6	51
Практическая работа 7	61
Практическая работа 8	70

1 ВВЕДЕНИЕ

Важную часть теоретической и профессиональной практической подготовки студентов составляют практические занятия и лабораторные работы.

Состав и содержание практических занятий и лабораторных работ направлены на реализацию действующего федерального государственного образовательного стандарта среднего профессионального образования.

Ведущей дидактической целью практических занятий является формирование практических умений - профессиональных (умений выполнять определенные действия, операции, необходимые в последующем в профессиональной деятельности), необходимых в последующей учебной деятельности по профессиональным модулям.

В соответствии с рабочей программой ПМ.01 Ведение технологического процесса производства черных металлов (чугуна, стали и ферросплавов), МДК.01.03 Управление технологическими процессами производства стали, ферросплавов и лигатур в электропечах и контроль за ними.

В результате их выполнения, обучающийся должен:

уметь:

- подбирать и рассчитывать состав шихтовых материалов;
- рассчитывать тепловой и материальный баланс выплавки черных металлов;
- осуществлять операции по подготовке шихтовых материалов к плавке;
- работать с технологической, конструкторской, организационно-распорядительной документацией, справочниками и другими информационными источниками;

Содержание практических и лабораторных работ ориентировано на формирование общих компетенций по профессиональному модулю основной профессиональной образовательной программы по специальности:

ОК 1 Выбирать способы решения задач профессиональной деятельности применительно к различным контекстам.

ОК 2 Использовать современные средства поиска, анализа и интерпретации информации и информационные технологии для выполнения задач профессиональной деятельности.

ОК 3 Планировать и реализовывать собственное профессиональное и личностное развитие, предпринимательскую деятельность в профессиональной сфере, использовать знания по финансовой грамотности в различных жизненных ситуациях.

ОК 7 Содействовать сохранению окружающей среды, ресурсосбережению, применять знания об изменении климата, принципы бережливого производства, эффективно действовать в чрезвычайных ситуациях.

И овладению профессиональными компетенциями:

ПК 1.1. Осуществлять технологические операции по производству черных металлов.

ПК 1.4. Анализировать качество сырья и готовой продукции.

Выполнение студентами практических работ по ПМ.01 Ведение технологического процесса производства черных металлов (чугуна, стали и ферросплавов), МДК.01.03 Управление технологическими процессами производства стали, ферросплавов и лигатур в электропечах и контроль за ними направлено на:

- обобщение, систематизацию, углубление, закрепление, развитие и детализацию полученных теоретических знаний по конкретным темам междисциплинарных курсов;
- формирование умений применять полученные знания на практике, реализацию единства интеллектуальной и практической деятельности;
- развитие интеллектуальных умений у будущих специалистов: аналитических, проектировочных, конструктивных и др.

Продолжительность выполнения практической работы составляет не менее двух академических часов и проводится после соответствующего занятия, которое обеспечивает наличие знаний, необходимых для ее выполнения.

2 МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

Тема 3.2 Технология производства стали в электропечах

Практическая работа № 1

Анализ шихтовых материалов для получения стали в электродуговой печи

Формируемая компетенция:

ПК 1.1. Осуществлять технологические операции по производству черных металлов.

ПК 1.4. Анализировать качество сырья и готовой продукции.

Цель работы: научиться анализировать различные шихтовые материалы для получения стали в электродуговой печи

Выполнив работу, Вы будете:

уметь:

- анализировать качество сырья и готовой продукции;

Материальное обеспечение:

Теоретический материал

Оборудование НЕ ИСПОЛЬЗУЕТСЯ

Порядок выполнения работы:

- 1 Повторить теоретический материал по темам: Физико-химические свойства шихтовых материалов.
- 2 Ознакомиться с теоретической частью.
- 3 Ответить на контрольные вопросы.
- 4 Заполнить таблицу в тетради «Шихтовые материалы для электродуговой плавки». Защитить выполненную практическую работу преподавателю.

Теоретические сведения

Основными задачами выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи являются:

- получение в конце плавки металла требуемого химического состава и температуры;
- достижение минимально возможных расходов на плавку материальных и энергетических ресурсов;
- соблюдение контактного графика электросталеплавильного цеха (выдержка нормативного времени плавки);
- обеспечение безаварийной работы агрегатов с максимально возможным удлинением межремонтных периодов.

1. ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Современные дуговые сталеплавильные печи переменного и постоянного тока характеризуются высокой производительностью - более 100 т/ч. Они используются в основном как агрегаты для выплавки низкоуглеродистого полупродукта с определенной температурой. Обеспечение окончательного заданного химического состава и температуры стали, в основном, выделяется в самостоятельное звено и реализуется средствами

ковшевой обработки, как правило, на агрегате «ковш-печь» и вакууматорах. Поэтому все исходные шихтовые материалы, используемые для выплавки стали в современной ДСП, должны удовлетворять скоростному режиму ведения плавки, получению на выпуске требуемого содержания в металле углерода, фосфора и ряда цветных металлов. По химическому составу и назначению шихтовые материалы классифицируются следующим образом.

1.1. Металлические шихтовые материалы

Основу шихты для ДСП составляют металлический лом и scrap. На одну тонну стали, выплавленной ~ дуговых печах, может расходоваться до 1150 кг лома и скрапа.

Металлический лом.

подразделяется на физические и химические свойства.

физические свойства металлического лома

Металлический лом должен иметь определенные габариты, насыпную массу и быть достаточно чистым по вредным примесям и засорениям.

Применение легковесного лома нежелательно, но на практике он всегда присутствует в шихте. Завалка такого лома в ДСП не позволяет загрузить всю шихту в печь одним приемом и вынуждает проводить дополнительную подвалку, часто - не одну. Легковесный лом может быть успешно использован при надлежащей подготовке его к плавке (ножничная резка, фрагментирование и т.д.). Самые большие проблемы возникают со стальной стружкой, которую необходимо пакетировать.

Применение чрезмерно крупных кусков лома (бракованных слитков, недоливков и т.п.) также нежелательно, так как их длительное расплавление в ДСП затягивает процесс плавления. Согласно общепринятым стандартам максимальный размер куска должен быть не более 1500*500*500 мм при массе не более 0,9 т. К сожалению, на практике эти требования часто не соблюдаются.

Габариты кусков лома существенно влияют как на процесс загрузки его в дуговую печь, так и на ход процесса плавления. Лом очень крупных размеров неудобен для загрузки или его вообще нельзя загрузить в агрегат, его использование затягивает процесс плавления шихты.

Чрезмерно мелкий лом имеет малую объемную массу, что ведет к затягиванию операции загрузки (завалки) его в печь. Кроме того, такой лом, занимая чрезмерно большой объем в рабочем пространстве агрегата, осложняет ведение процесса.

Поэтому основная часть лома, за исключением отходов проката, обычно подвергается подготовке: крупные куски режутся на мелкие, удобные для загрузки, используя ножницы, огнерезные устройства, взрыв в закрытых ямах и т. п. Мелкий лом уплотняется (пакетируется) в пакетир-прессах, при этом крупные пакеты при плавлении шихты часто сползают по откосам ДСП и ломают электроды. Поэтому этот способ в настоящее время все реже находит широкое применение при подготовке лома к электроплавке.

химические свойства металлического лома

По химическому составу лом разделяют на две группы: углеродистый металл (около 20 марок стали) и легированный (более 40 марок). Легированный лом должен применяться только при выплавке легированных марок стали.

Скрап. Этим термином обычно называют отходы собственного металлургического производства (выплески металла, настывшие стальные разливные и промежуточные ковшеи и т.п.), а также металлический (магнитный) продукт, извлеченный при переработке шлака. Такой вид металлической шихты отличается высоким содержанием шлаковых включений (до 20-30%), но в два-три раза дешевле традиционного лома.

Чугун. Чугун является первородным металлическим продуктом, полученным, как правило, в доменных печах. В отличие от лома и скрапа, всегда имеется полная информация о его химическом составе. В сравнении с вторичными металлическими материалами чугун содержит мало цветных металлов. Чугун в качестве металлического шихтового материала применяется как в твердом, так и в жидком виде.

Возможность использования жидкого чугуна имеется на предприятиях с полным металлургическим циклом, однако в последнее время наметилась тенденция установки на электросталеплавильных мини-заводах агрегатов по получению чугуна бескоксовым внедоменным способом (процесс «Корекс» и др.). Современные ДСП способны успешно перерабатывать до 40% и более жидкого чугуна в шихте.

Главной примесью чугуна является углерод (C), его содержание в жидком чугуне составляет 4,0-4,8%. Влияние этого элемента на ход процессов в сталеплавильном производстве весьма значительно. Для большинства марок сталей углерод является полезной примесью. Выделяющееся при окислении углерода тепло позволяет сократить удельный расход электроэнергии, кроме того, большинство массо- и теплообменных процессов, протекающих в сталеплавильной ванне, интенсифицируются благодаря участию в них выделяющихся газообразных продуктов окисления углерода.

Содержание кремния (Si) в чугуне оказывает существенное влияние на ход процесса. Повышение содержания кремния в чугуне до 0,5% способствует раннему шлакообразованию и нагреву ванны. Дальнейшее повышение содержания кремния приводит к уменьшению выхода годного жидкой стали вследствие необходимости повышения расхода извести, увеличения количества шлака и потерь с ним железа, С повышением содержания кремния в чугуне от 0,5 до 1,0% выход жидкой стали уменьшается примерно на 0,5% от массы шихты.

Содержание марганца (Mn) в большинстве случаев составляет 0,2-0,3%, фосфора - 0,08-0,15%, серы - 0,015-0,030%. Содержание других элементов (хрома, никеля, меди и др.) в передельных чугунах (П) обычно не регламентируется.

В шихте ДСП также может использоваться и твердый (чушковый) чугун, имеющий такой же химический состав, как и жидкий. Как правило, это практикуется на предприятиях без доменного производства при выплавке ответственных марок стали.

Имеющийся опыт применения твердого и жидкого чугуна в ДСП показал, что добавление этой углеродсодержащей части металлошихты благоприятно сказывается на качестве выплавляемой стали: снижается содержание азота, водорода и примесей цветных металлов. Доля чугуна в металлической шихте должна находиться в определенном оптимальном диапазоне, так как ДСП обладает меньшей рафинировочной способностью по сравнению с кислородным конвертером, излишнее содержание углерода в шихте затягивает плавку, затрудняет управление.

Приближенное содержание в чугуне углерода можно определить по формуле:

$$C = 4,8 + 0,03[\%Mn] - 0,27[\%Si] - 0,32[\%P] - 0,032[\%S]$$

Температура чугунов должна быть не ниже 1350°C при более низкой замедляется растворение извести и процесс шлакообразования и до 1450°C,

Металлизированное сырье. За рубежом металлизированное сырье называется железом прямого восстановления - direct reduced iron (DRI). Процессы получения металлизированного сырья весьма разнообразны и разделяются по виду получаемого конечного металлопродукта, типу восстановителя, степени подготовки железорудного сырья, конструкции агрегата и другим параметрам. В целом на долю процессов с газовым восстановлением приходится более 90 % всего мирового объема выпуска DRI. Использование восстановительного (конвертированного природного) газа обеспечивает низкое содержание серы и фосфора в готовом продукте и науглероживание железа. На долю процесса «Мидрекс» приходится примерно 70% от общего производства твердого металлизированного сырья.

Преимуществом применения металлизированных окатышей в шихте ДСП по сравнению с ломом является практическое отсутствие цветных металлов, однородность химического состава, возможность загрузки по тракту сыпучих материалов в процессе плавления

2. НЕМЕТАЛЛИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ ШИХТЫ

2.1 ФЛЮСЫ

2.1.1 Шлакообразующие материалы

Жидкий металл в процессе плавки постоянно находится в контакте со шлаком и взаимодействует с ним. Состав шлака, его температура, жидкоподвижность и другие параметры оказывают решающее влияние на процесс плавки и на качество получаемого металла. Главной задачей наведения шлака с заданными параметрами является удаление нежелательных примесей из расплава металла в шлак и дальнейшее их связывание в шлаке. Поэтому по ходу проведения электроплавки химический состав шлака меняется, причем по расплавлению стараются получить основность шлака (отношение содержания в шлаке CaO к SiO_2) не менее 1,9, поскольку шлаки с данной основностью обладают большой склонностью к вспениванию, а на выпуске - шлак с основностью 2,4-2,8.

Химический состав шлака по ходу плавки регулируется путем присадки в рабочее пространство печи различных материалов, самыми распространенными из которых являются известняк, известь, обожженный и ожелезненный доломиты, плавленый шпат и др.

Известняк, Известняк представляет собой минерал, содержащий 96-97% CaCO_3 .

По плотности известняки делятся на тяжелые, плотные, средней плотности и легкие. Истинная плотность известняков составляет:

- тяжелого - более 2700 кг/м^3 ;
- плотного - $2400-2700 \text{ кг/м}^3$;
- средней плотности - $2000-2400 \text{ кг/м}^3$;
- легкого - менее 2000 кг/м^3 .

Насыпная плотность известняка зависит от его фракционного состава.

Известь. Основным шлакообразующим материалом сталеплавильных процессов является известь, получаемая обжигом известняка при температуре $1100-1300^\circ\text{C}$.

Истинная плотность извести в зависимости от плотности исходного известняка и качества его обжига составляет $900-3400 \text{ кг/м}^3$,

Известь твердого обжига в 1,6, а среднего в 1,25 раза выше, чем плотность извести мягкого обжига. Насыпная плотность извести зависит от ее истинной плотности и гранулометрического состава.

Химический состав извести должен отвечать следующим требованиям:

- содержание CaO должно быть не менее 88%;
- сумма $\text{CaO}+\text{MgO}$ - не менее 91%;
- не более 2% SiO_2 ;
- не более 0,1% S;
- не более 0,1% P;
- не более 2,8% $\text{Fe}_2\text{O}_3+\text{Al}_2\text{O}_3$;
- не более 5% потери массы при прокаливании

Известь является гигроскопичной, поэтому при транспортировке и хранении она интенсивно поглощает влагу из воздуха, образуя соединение Ca(OH)_2 и превращаясь в порошок - «пушонку». Использование «пушонки» не допускается, так как она является источником водорода, растворяющимся в металле. Для применения рекомендуется свежесожженная известь фракцией 20-50 мм.

Обожженный доломит используется в качестве шлакообразующего материала, а также как материал для нанесения шлакового гарнисажа на футеровку печи. Обожженный доломит содержит:

56-63% CaO;

30-35% MgO;

5-6,5% составляют потери массы при прокаливании;

насыпная плотность - 1,65-2,0 т/м³.

Ожелезненный доломит применяется для поддержания требуемого содержания MgO в шлаке и нанесения гарнисажа на водоохлаждаемые панели ДСП. Ожелезненный доломит имеет содержание:

CaO 60-63%;

содержание MgO 30-32%;

содержание Fe₂O₃ 3-4%;

потери массы при прокаливании 0,3-0,5%;

насыпную плотность 1,95-2,6 т/м³.

Плавиковый шпат. Плотность плавикового шпата составляет 3000-3800 кг/м³. Он применяется для разжижения высокоосновных шлаков и имеет следующий химический состав: 93,3% CaF₂; 4,0% SiO₂; 0,055% P; 0,09% S.

Недостатком является дефицитность и высокой стоимостью

Боксит. Иногда применяют вместо плавикового шпата для ускорения растворения известняка его воздействие намного слабее, чем плавикового шпата. Боксит (в зависимости от месторождения бокситы содержат 20...60% Al₂O₃; 3...20% SiO₂; 15...45 % Fe₂O₃) и др.

Недостатком является высокое количество SiO₂ и для ошлакования ее необходимо увеличить расход известняка, что вызывает увеличение количества шлака.

Шамотный бой. Al₂O₃ + SiO₂ - как правило это битый шамотный кирпич

2.1.2. Окислители

В современных ДСП для окисления углерода, удаления фосфора, быстрого шлакообразования и нагрева металла широко применяется газообразный кислород. Он вдувается через специальные фурмы-горелки и инжекторы под давлением 1-1,2 МПа. Чистота газообразного кислорода должна быть не менее 99,5%, а содержание влаги - не более 1 г/м³.

В качестве твердых окислителей, вводимых в ванну печи по ходу окислительного периода, возможно применение окатышей, агломерата (Fe₃O₄) и окалина (FeO). Содержание железа в них должно быть не менее 55%, а содержание SiO₂ - не более 8%.

Материалы с размерами кусков 20-70 мм должны быть сухими. Следует помнить, что твердые окислители также являются охладителями ванны ДСП.

2.1.3. Науглероживатели

Науглероживателями (карбонизаторами) называются материалы, вводимые в печь для увеличения содержания углерода в металле. Они могут входить в состав шихты (жидкий или твердый чугун) или вводиться в качестве дополнительных материалов в жидкий металл по ходу плавки. Дополнительными материалами могут быть кокс, антрацит, графит и др. Используется кокс фракцией 25-50 мм с содержанием углерода не менее 86%, серы, влаги, летучих - не более соответственно 0,75; 6,0 и 1,5%.

Антрацит, графит и другие углеродсодержащие материалы должны содержать не менее 85% углерода, серы, влаги, летучих - не более 1,0; 0,7 и 2,0%; иметь фракцию от 0,3 до 1,0 мм (не более 30%) и фракцию от 1 до 3 мм - 70%. Все дополнительные материалы-карбонизаторы должны иметь низкое содержание азота.

2.1.4. Раскисляющие и легирующие материалы

Раскисляющие материалы служат для снижения содержания растворенного в жидком металле кислорода до требуемого в соответствии с выплавляемой маркой стали уровня. Легирующие материалы предназначены для введения в металл химических элементов, придающих стали специальные свойства.

Раскисляющие и легирующие материалы могут быть:

- чистыми металлами (алюминий, медь, никель и др.);
- ферросплавами - сплавами с железом (ферромарганец, ферросилиций, феррохром, ферротитан, феррониобий, ферромolibден, ферровольфрам и др.);
- сплавами (силикомарганец, силикокальций, карбид кальция и др.).

Использование материалов в виде ферросплавов предпочтительнее вследствие их меньшей температуры плавления и стоимости. Наличие в сплавах двух-трех компонентов с высоким сродством к кислороду, например кремния, алюминия и кальция, позволяет получать легкоплавкие неметаллические включения сложного состава, быстро и полностью удаляющиеся из расплава.

Раскисляющие и легирующие добавки могут быть в виде:

- кусковых материалов фракцией 20-50 мм;
- отливок - чушек (алюминий);
- проволоки (алюминиевая);
- порошков, используемых либо в качестве начинки стальной проволоки - так называемой порошковой проволоки или вдуваемых в струе газа-носителя.

Легирующие материалы, содержащие химические элементы с меньшим по сравнению с железом сродством к кислороду (медь, никель, молибден) могут вводиться в состав шихтовых материалов ДСП.

Раскислители и легирующие добавки, содержащие элементы с большим, чем у железа сродством к кислороду, вводятся в расплав, находящийся в сталеразливочном ковше, в процессе выпуска из ДСП либо ковшевой обработки. Это позволяет вследствие меньшей температуры металла уменьшить угар дорогих материалов.

Составить таблицу 1. Шихтовые материалы для получения стали в электродуговой печи

Контрольные вопросы

- 1 Какие задачи решаются в процессе выплавки стали в ДСП?
- 2 Какие материалы входят в состав металлической шихты ДСП?
- 3 В чем различие между металлическим ломом и скрапом?
- 4 Какие преимущества применения жидкого чугуна в шихте ДСП?
- 5 Какие материалы являются металлизированным сырьем?
- 6 Что относится к шлакообразующим материалам?
- 7 Какие основные требования предъявляются к извести для плавки стали в ДСП?
- 8 Какие окислители применяются в ДСП?
- 9 Какие карбонизаторы применяются в ДСП?
- 10 В каком виде применяются раскислители и легирующие материалы?
- 11 Как вводятся легирующие материалы, содержащие химические элементы с меньшим по сравнению с железом сродством к кислороду?

Таблица 1. Шихтовые материалы для получения стали в электродуговой печи

металлическая часть шихты				неметаллическая часть шихты			
				флюсы			
металлический лом.	чугун	металлизированное сырье.	раскисляющие и легирующие материалы	шлакообразующие материалы	шлако-разжижающие добавки	окислители	науглероживатели
физические свойства	химические свойства	Т°С = С%= и тд....					

Критерии оценки

Оценка «5» выставляется студенту, если:

- тематика работы соответствует заданной, студент показывает системные и полные знания и умения по данному вопросу;

- работа оформлена в соответствии с рекомендациями преподавателя;

- объем работы соответствует заданному;

Оценка «4» выставляется студенту, если:

- тематика работы соответствует заданной,

- студент допускает небольшие неточности или некоторые ошибки в данном вопросе;

- работа оформлена с неточностями в оформлении;

- объем работы соответствует заданному или чуть меньше;

Оценка «3» выставляется студенту, если:

- тематика работы соответствует заданной, но в работе отсутствуют значительные элементы по содержанию работы или тематика изложена нелогично, не четко представлено основное содержание вопроса;

- работа оформлена с ошибками в оформлении;

- объем работы значительно меньше заданного;

Оценка «2» выставляется студенту, если:

- не раскрыта основная тема работы;

- работа оформлена не в соответствии с требованиями преподавателя;

- объем работы не соответствует заданному;

Тема 3.2 Технология производства стали в электропечах

Практическая работа № 2. Расчет материального и теплового баланса выплавки стали в современной ДСП

Формируемая компетенция:

ПК 1.1. Осуществлять технологические операции по производству черных металлов.
ПК 1.4. Анализировать качество сырья и готовой продукции.

Цель работы: научиться производить расчет материального и теплового баланса выплавки стали в современной ДСП

Выполнив работу, Вы будете:

уметь:

производить расчет материального и теплового баланса выплавки стали в современной ДСП

Материальное обеспечение:

Методические указания по расчету

Оборудование НЕ ИСПОЛЬЗУЕТСЯ

Порядок выполнения работы:

- 1 Расчет шихтовки плавки
- 2 Расчет периода плавления
- 3 Обезуглероживание. Поведение примесей
- 4 Шлакообразование в окислительный период
- 5 Расчет материального баланса
- 6 Расчет теплового баланса

Методика расчета

Задание. Рассчитать шихту плавки для стали 55 в дуговой печи вместимостью 100 тонн

Исходные данные. Химический состав стали заданной марки согласно ГОСТ 4543-57 приведен в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав углеродистой качественной стали 55

C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	Cu
0,52... 0,6	0,5... 0,8 0,6	0,17...0, 37 0,256	≤0,0 4	≤0,03 5	≤0,2 5	≤0,25	≤0,2 5

Расчет составляющих завалки

Задаемся химическим составом готовой стали (таблица 1).

1.1 Шихтовка плавки

Расчет ведем на 100 кг шихты. При этом учитываем необходимость избыточного количества углерода. В качестве шихты используем отходы углеродистой стали обыкновенного качества, а также чушковый чугун для повышения содержания углерода в шихте.

Кроме металлической шихты в дуговую печь с последней порцией лома вводят железную руду в количестве 0,5 кг, а также 2 кг извести. Данные о составе используемых материалов приведены в таблице 2. и 3

Таблица 2 – Химический состав материалов

Материал	Содержание элементов в материале, %				
	C	Si	Mn	S	P
Лом	0,2	0,2	0,5	0,04	0,04
Чушковый чугун	4,37	0,69	0,8	0,05	0,08

Таблица 3 - Количество элементов, вносимых шихтой, кг

Компоненты шихты	Расход, кг	Вносимые элементы					
		C	Si	Mn	P	S	Fe
Лом	95	0,190	0,190	0,475	0,038	0,038	94,068
Чугун	5	0,218	0,034	0,04	0,004	0,002	4,700
Всего	100	0,408	0,224	0,515	0,042	0,040	98,768

Таблица 4 - Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов

Материал	Ca O	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Ca F ₂	P	S	П.п. п
Плавленый шпат	0,5	3,6	-	-	0,2	1,2	94,0	-	-	0,2
Известь	88,0	1,3	1,0	-	0,8	1,2	-	-	-	7,7
Железная руда (бакальская)		10,0	-	-	-	82,9	-	0,014	0,13	
Магнезит	1,0	3,0	93,0	-	1,0	2,0	-	-	-	-
Магнезито-хромит	2,0	6,5	66,0	10,0	4,0	11,5	-	-	-	-

1.2 Период плавления

Шлак периода плавления образуется из оксидов – продуктов окисления компонентов металлической шихты, извести, железной руды и материала футеровки ванны и стен свода, попадающего в шлак в результате ее разрушения.

Продукты окисления компонентов металлического расплава вносят в шлак:

Кремний. Окисляется полностью $0,224 \cdot 1 = 0,224$ кг.

При этом образуется $0,224 \cdot 60/28 = 0,48$ кг SiO₂.

На это израсходуется кислорода $0,224 \cdot 32/28 = 0,256$ кг.

Марганец. Принимаем, что в период плавления окисляется 35% вносимого шихтой марганца $0,515 \cdot 0,35 = 0,18$ кг.

Образуется $0,18 \cdot 71/55 = 0,23$ кг MnO.

Для этого потребуется кислорода $0,18 \cdot 16/55 = 0,052$ кг.

Железо. Принимаем, что в период плавления окисляется 0,4% железа. $98,768 \cdot 0,004 = 0,395$ кг.

Образуется $0,395 \cdot 72/56 = 0,508$ кг FeO.

Потребуется $0,395 \cdot 16/56 = 0,113$ кг кислорода..

Углерод. Принимаем, что в период плавления углерод не окисляется.

Сера. Принимаем, что в период плавления сера из металла не удаляется.

Фосфор. Принимаем, что в период плавления из металла в шлак переходит 30% фосфора, то есть $0,042 \cdot 0,3 = 0,0126$ кг с образованием $0,0126 \cdot 142/62 = 0,029$ кг P_2O_5 . Потребуется кислорода $0,0126 \cdot 80/62 = 0,016$ кг.

Принимаем, что в конце завалки в ванну вводится известь в количестве 2% от массы металлической шихты. С известью вносится в шлак, кг:

$CaO = 0,88 \cdot 2 = 1,76$;

$SiO_2 = 0,013 \cdot 2 = 0,026$;

$MgO = 0,01 \cdot 2 = 0,02$;

$Al_2O_3 = 0,008 \cdot 2 = 0,016$;

$Fe_2O_3 = 0,012 \cdot 2 = 0,024$ или в пересчете на FeO $(0,024 \cdot 112 \cdot 72 / (160 \cdot 56)) = 0,022$ кг.

По результатам выполненных расчетов определяем состав и количество шлака в конце периода плавления и составляем баланс металла за этот период (таблице 5 и 6).

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу CO_2 $0,077 \cdot 2 = 0,154$ кг.

Полученная основность шлака $(\%CaO)/(\%SiO_2) = 43,7/14,36 = 3,04$, что удовлетворяет требованиям технологии ведения плавки.

Таблица 5 - Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
Известь	0,026	1,76	-	0,022	0,015	0,02	-	1,843
Футеровка ванны	0,015	0,005	-	0,009	0,005	0,465	-	0,499
Футеровка стен и свода	0,010	0,003	-	0,015	0,006	-	-	0,034
Железная руда	0,050	-	-	0,373	-	-	-	0,423
Продукты окисления	0,48	-	0,23	0,508	-	-	0,029	1,247
Всего, кг	0,581	1,768	0,23	0,927	0,026	0,485	0,029	4,046
Всего, %	14,36	43,7	5,68	22,91	0,64	11,99	0,72	100

4,046 - 100

0,581 - x

$$x = 0,581 \times 100 / 4,046 = 14,36$$

Таблица 6 - Баланс составляющих металла за период плавления

Элемент	Поступило с шихтой, кг из т №3	Перешло в шлак, кг	Содержится в металле, кг	Содержится в металле, %
C	0,408	-	0,558*	0,562
Si	0,224	0,224	-	-
Mn	0,515	0,18	0,335	0,337
P	0,042	0,0126	0,029	0,029
S	0,040	-	0,040	0,040
Fe	98,768	0,3950	98,373	99,032
Σ	100	0,828	99,335	100%

* С учетом науглероживания от износа электродов.

Принимаем расход электродов 3 кг/т или 0,3 кг на 100 кг шихты за всю плавку и усвоение углерода 75% в период плавления в металл переходит $0,3 \cdot 0,75 \cdot 2/3 = 0,15$ кг, где 2/3 доля периода от всей плавки при этом выделяется $0,3 \cdot 0,25 \cdot (28/12) \cdot 2/3 = 0,116$ кг СО.

$$0,408 + 0,15 \text{ кг} = 0,558 \cdot$$

3 Окислительный период плавки

После полного расплавления шихты скачивают 2/3 шлака, с которым удаляется значительная часть фосфора. Затем наводят новый шлак присадками извести и плавикового шпата. В этот период необходимо:

- 1) окислением удалить до требуемого содержания углерод;
- 2) окислить до необходимого предела содержание фосфора в металле;
- 3) нагреть металл до необходимой температуры.

Окисление производят продувкой металла технически чистым кислородом со степенью чистоты не менее 95,5%. В случае затруднений с удалением фосфора в ванну присаживают железную руду. Поддержание основности 2,7...3,0 при содержании в шлаке FeO более или равно 12...15% позволяет, получить содержание фосфора $\leq 0,012 \dots 0,020\%$.

3.1 Обезуглероживание, поведение примесей

Углерод. Для получения заданного состава стали необходимо в конце периода иметь содержание углерода 0,55%. Следовательно, должно окислиться углерода

$$0,558 \cdot +0,075 \text{ кг} = 0,633$$

$$0,408 \cdot 0,55 = 0,224 \text{ кг},$$

где 0,633 кг это количество углерода с учетом науглероживания вследствие износа графитированных электродов, равным $0,3 \cdot 0,75 \cdot 1/3 = 0,075$ кг углерода.

При этом образуется $0,3 \cdot 0,25 \cdot 1/3 \cdot 28/12 = 0,058$ кг СО.

$$28/12 = \text{СО/С}$$

За все время пребывания металла в печи будет окислено $0,3 \cdot 0,25 = 0,075$ кг углерода электродов, на что потребуется $0,075 \cdot 16/12 = 0,1$ кг кислорода.

В результате окисления углерода образуется $0,224 \cdot 28/12 = 0,523$ кг СО,

В том числе окислится оксидами железа руды по реакции:



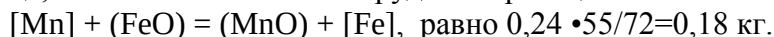
при этом образуется СО $0,087 \cdot 28/12 = 0,203$ кг.

Для окисления остальной части углерода до СО потребуется кислорода $0,203 \cdot 16/12 = 0,31$ кг.

Марганец. Принимаем, что в окислительный период окислится 55% марганца

$$0,335 \cdot 0,55 = 0,185 \text{ кг}.$$

Образуется и переходит в шлак $\text{MnO} = 0,185 \cdot 71/55 = 0,24$ кг, в том числе количество марганца, окисленного железной рудой по реакции



Тогда количество кислорода, затраченного на окисление остального марганца, равно $(0,185 - 0,18) \cdot 16/55 = 0,0015$ кг.

Железо. В окислительный период окисляется примерно 0,5% железа, то есть $98,373 \cdot 0,5/100 = 0,492$ кг.

Образуется оксидов железа в пересчете на FeO

$$0,492 \cdot 72/56 = 0,633 \text{ кг},$$

потребуется кислорода для окисления железа $0,492 \cdot 16/56 = 0,14$ кг.

Сера. В окислительный период из металла в шлак при его основности 2,8...3,0 переходит примерно 40 % серы или $0,04 \cdot 0,4 = 0,016$ кг.

Фосфор. Производство низкоуглеродистого металла в окислительный период характеризуется повышенной активностью кислорода в шлаке. Поддержание основности в районе 2,7...3,0 при содержании в шлаке FeO более или равно 12...15% позволяет получить содержание фосфора $\leq 0,012 \dots 0,020\%$.

Руководствуясь этими соображениями, принимаем, что в окислительный период в шлак переходит 50 % фосфора, то есть $0,029 \cdot 0,50 = 0,014$ кг, при этом образуется в шлаке P_2O_5 в количестве

$$0,014 \cdot 142/62 = 0,032 \text{ кг}$$

$$0,014 : 100 = 0,00014$$

На окисление фосфора, вносимого шихтой и железной рудой, будет затрачено FeO $(0,014 + 0,00014) \cdot 5 \cdot 72 / (2 \cdot 32) = 0,079$ кг.

3.2 Шлакообразование в окислительный период

Шлак окислительного периода образуется из оставшегося шлака периода плавления, извести, плавикового шпата, железной руды, компонентов износа футеровки, оксидов – продуктов окисления примесей металла. После скачивания 2/3-х шлака (2,697 кг) масса скаченного шлака составит 1,349 кг. За время окислительного периода присаживается 2 кг железной руды и 1,5 кг извести.

Вносится известью, кг: из таблицы №4

$$CaO = 88 \cdot 1,5 / 100 = 1,32;$$

$$SiO_2 = 1,3 \cdot 1,5 / 100 = 0,020;$$

$$MgO = 1 \cdot 1,5 / 100 = 0,015;$$

$$Al_2O_3 = 0,8 \cdot 1,5 / 100 = 0,012;$$

$$Fe_2O_3 = 1,2 \cdot 1,5 / 100 = 0,018,$$

что в пересчете на FeO составит $(0,018 \cdot 112 \cdot 72) / (160 \cdot 56) = 0,0162$ кг.

Кроме того, выделится в атмосферу вследствие потерь при прокаливании CO_2 в количестве $7,7 \cdot 1,5 / 100 = 0,115$ кг.

Поступает из футеровки ванны:

Окислительный период, по сравнению с периодом плавления, короткий, но производится при более высокой температуре. Это вызывает заметный износ футеровки ванны. Используя практические данные, принимаем расход магнетитового порошка, поступающего на заправку и переходящего в шлак, 50 кг/т, или 0,5 кг/100кг шихты. Тогда магнетит внесет в шлак, кг:

$$CaO = 0,5 \cdot 1,0 / 100 = 0,005;$$

$$SiO_2 = 0,5 \cdot 3,0 / 100 = 0,015;$$

$$MgO = 0,5 \cdot 93 / 100 = 0,465;$$

$$Al_2O_3 = 0,5 \cdot 1,0 / 100 = 0,005;$$

$$Fe_2O_3 = 0,5 \cdot 2 / 100 = 0,010,$$

что в пересчете на FeO составит $(0,010 \cdot 112 \cdot 72) / (160 \cdot 56) = 0,009$ кг.

Из футеровки стены свода:

В современной ДСП применяют водоохлаждаемые стены и свод. Поэтому расход магнетитохромитовой футеровки за счет износа нижней части стен, центральной части свода и покрытия водоохлаждаемых панелей невелик. Примем суммарный расход магнетитохромитовых огнеупоров 1,5 кг/т или 0,15 кг/100 кг шихты. При этом в шлак будет внесено, кг:

$$CaO = 0,15 \cdot 2,0 / 100 = 0,003;$$

$$SiO_2 = 0,15 \cdot 6,5 / 100 = 0,010;$$

$$MgO = 0,15 \cdot 66 / 100 = 0,099;$$

$$(Cr_2O_3) = 0,15 \cdot 10 / 100 = 0,015;$$

$$Al_2O_3 = 0,15 \cdot 4,0 / 100 = 0,006;$$

$$Fe_2O_3 = 0,15 \cdot 11,5 / 100 = 0,017,$$

что в пересчете на FeO составит $(0,017 \cdot 112 \cdot 72) / (160 \cdot 56) = 0,015$ кг.

Компоненты, вносимые в шлак железной рудой:

Содержание Fe_2O_3 в железной руде в пересчете на FeO составит:

$$0,829 \cdot 2 \cdot 112 \cdot 72 / (160 \cdot 56) = 1,492 \text{ кг.}$$

Учитывая, что весь FeO из руды идет на окисление фосфора и углерода, в составе шлака он не учитывается

Поступлением в шлак золы электродов пренебрегаем в связи с низким ее содержанием в современных качественных электродах и небольшим их расходом ($\leq 3 \text{ кг/т}$ стали).

Содержание серы, вносимой железной рудой, составляет 0,00013 кг.

В окислительный период удаляется 40% серы.

Таким образом, удаляется $0,00013 \cdot 2 \cdot 0,4 = 0,000104 \text{ кг}$, остается 0,000156 кг серы.

Количество фосфора в руде 0,00014 кг, в шлак переходит 50 % этого фосфора, то есть $0,00014 \cdot 2 \cdot 0,5 = 0,00014 \text{ кг}$, при этом в металле останется 0,00014 кг.

SiO₂ переходит в шлак в количестве $10 \cdot 2/100 = 0,2 \text{ кг}$.

Результаты выполненных расчетов сведем в таблицы и рассчитаем количество и состав шлака (таблица 7), а также баланс металла (таблица 8) окислительного периода.

Таблица 7 - Количество и состав шлака в конце окислительного периода

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
Известь	0,02	1,32	-	0,016	-	0,012	0,015	-	1,383
Футеровка ванны	0,015	0,005	-	0,009	-	0,005	0,465	-	0,499
Футеровка стен и свода	0,01	0,003	-	0,015	0,015	0,006	0,099	-	0,148
Оксиды продуктов окисления	-	-	0,24	0,633	-	-	-	0,032	0,905
Железная руда	0,2	-	-	1,492	-	-	-	0	0,2
Остатки шлака периода плавления	0,387	1,179	0,153	0,618	-	0,017	0,323	0,019	2,696
Всего, кг	0,632	2,507	0,393	2,783	0,015	0,04	0,902	0,051	7,323
Всего, %	8,63	36,23	5,37	36,00	0,2	0,55	12,32	0,7	100

$$4,046 : 3 = 1,348 \quad 30\%$$

$$4,046 - 1,348 = 2,696$$

Остатки шлака периода плавления находим из таблицы №5 так же

$$\text{SiO}_2 = 0,581 : 3 = 0,194$$

$$0,581 - 0,194 = 0,387$$

Основность шлака $B=3,96$, что соответствует требованию. Отношение $(\% \text{CaO})/(\% \text{FeO})=1$ и основность шлака $B=3,96$ позволяют утверждать о правильном выборе количества окислившегося фосфора, так как при этих условиях коэффициент распределения фосфора $L_p \sim 200$.

Таблица 8 - Баланс металла за окислительный период

Элемент	Поступило с шихтой, кг из табл №6	Перешло в шлак, кг	Перешло в газовую фазу, кг	В металле, кг	В металле, %
C	0,558*	-	0,0383	0, 52	0,251
Si	-	-	-	-	0,000
Mn	0,335	0,185	-	0,15	0,150
P	0,029	0,014	-	0,015	0,015
S	0,04	0,016	-	0,024	0,024
Fe	98,373	0,492	-	99,041**	99,56

Σ	99,41	0,707	0,0383	99,48	100
---	-------	-------	--------	-------	-----

* С учетом науглероживания от износа электродов. Принимаем расход электродов 3 кг/т или 0,3 кг на 100 кг шихты за всю плавку и усвоение углерода 75% в период плавления в металл переходит $0,3 \cdot 0,75 \cdot 2/3 = 0,15$ кг, где 2/3 доля периода от всей плавки при этом выделяется $0,3 \cdot 0,25 \cdot (28/12) \cdot 2/3 = 0,116$ кг СО.

**С учетом железа, восстановленного из руды $1,492 \cdot 56/72 = 1,16$ кг.

по углероду из табл №6 $0,558 \cdot - 0,52 = 0,038$

0,52= нижний предел из своей марки из таблицы №1

Общий материальный баланс плавки представлен в таблице 9.

Таблица 9 - Материальный баланс плавки

Поступило		Получено	
Материал	количество, кг	Продукт	количество, кг
Лом	95	Сталь	99,48
Чугун	5	Шлак **	10,02
Известь	3,1 3,5	СО	1,534
Железная руда	2,5	СО ₂	0,269
Из футеровки	1,18	-	
Из электродов	0,3	-	
Кислород *	1,158	-	
Невязка	1,62	-	
Итого	109,683	Итого	111,303

* Кислород из атмосферы и технический на продувку суммируется.

**Шлак суммируется за оба периода $7,323 + 2,697 = 10,02$ кг.

Невязка $1,62 \cdot 100/109,683 = 1,45\%$, что вполне удовлетворительно.

известь $1,768$ (табл №5) + $1,32 + 0,005 + 0,003$ (табл №7) = $3,096 = 3,1$ округлил до 3,5

Железная руда $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0,395$ кг. + $1,492 + 0,423$

1.4 Обработка стали в ковше

Следующей, после окислительного периода, стадией производства стали является раскисление и, в случае необходимости, легирование. В зависимости от требований к качеству металла эти операции могут производиться и без дополнительного нагрева и обработки шлаком или с нагревом и обработкой специальным шлаком в агрегате “печь – ковш”.

В нашем случае требуемое качество металла достигается уже в конце плавки (содержание серы и фосфора в стали не превышают марочных значений). Поэтому раскисление начинают перед выпуском в дуговой печи, а затем завершают в ковше. В печь присаживают ферромарганец ФМн75. Угар марганца при этом составит 15%. Расход ферромарганца при содержании марганца в металле перед раскислением 0,15% из таблицы №8 и в готовой стали 0,6% составит

$$M_{\text{ФМн75}} = \frac{99,48 \cdot (0,6 - 0,15) \cdot 100}{75 \cdot (100 - 15)} = 0,702 \text{ кг.}$$

Ферросилиций присаживают в ковш под струю выпускаемого из печи металла. Его угар при таком способе введения в сталь составит 15%.

Расход ферросилиция при содержании кремния в готовой стали 0,256% составит

$$M_{\text{ФС65}} = \frac{99,48 \cdot (0,256 - 0,0) \cdot 100}{65 \cdot (100 - 15)} = 0,46 \text{ кг.}$$

99,48 из табл №9

0,256% №1

Расход алюминия на раскисление принимаем 1,0 кг/т или 0,10 кг/100кг стали.

В случае необходимости повышения качества стали предусмотрим специальную обработку в агрегате “печь – ковш”.

4 Тепловой баланс плавки стали в дуговых электрических печах

4.1 Приход тепла

Тепло, вносимое электрической энергией, Q_1

На действующей печи реальный расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии. Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи (при проектных расчетах принимается

КПД $\eta_3=88...91\%$). При проектировании печи расход электроэнергии на плавку зависит от наличия или отсутствия предварительного подогрева лома, количества газокислородных горелок и времени их работы. В среднем для современной ДСП с учетом подогрева лома и установки газокислородных горелок можно принять расход электроэнергии 350...400 кВт •ч/т. Для пересчета кВт •ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1Вт=1 Дж/с).

Расчет проведем на 100 кг шихты. Зададимся расходом электрической энергии равным 400 кВт •ч/т стали или 40 кВт •ч на 100 кг. Тогда с учетом электрического

$$\text{КПД } \eta_3=0,88$$

$$Q_1=40 \cdot 3,6 \cdot 0,88=126,7 \text{ МДж.}$$

Тепло, вносимое газокислородными горелками, Q_2

В условиях действующего производства известно время работы горелок и их количество. Кроме того. Известны или легко могут быть измерены расход топлива и его химический состав (а значит, и теплотворная способность)

$$Q_{гор} = N_{гор} \cdot \tau \cdot P_{гор} \cdot 3,6,$$

где $N_{гор}$ – число горелок на печи, шт; (от 4 до 10)

$P_{гор}$ – мощность горелки, кВт; 3,6 – переводной коэффициент(кВтч – МДж).

Для расчета вновь проектируемой печи целесообразно принять, что печь оборудуется 4 газокислородными горелками по 3,6 МВт каждая. Продолжительность работы 10-15 мин за плавку. Принимаем 10 минут.

$$Q_{гор} = 4 \cdot 0,17 \cdot 3,6 \cdot 15^3 \cdot 3,6 = 29743 \text{ МДж (на всю печь).}$$

Данная величина характеризует общее количество тепла, введенного в ДСП с помощью газокислородных горелок. С учетом того, что расчет ведется не на 90т металла, а на 100 кг, количество тепла, вносимого горелками, составит соответственно

$$Q_2=29,7\text{МДж.}$$

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами Q_3

В зависимости от технологии выплавки в печь могут вводить следующие материалы: скрап, железную руду, кокс, ферросплавы, легирующие и шлакообразующие материалы. Для каждого вводимого компонента можно записать следующие выражение для расчета энтальпии:

$$I_k=M_k \cdot c_k \cdot t_k$$

где I_k - энтальпия соответствующего компонента, Дж;

M_k – масса компонента, кг;

c_k – теплоемкость при температуре t_k , Дж/(кг •К);

t_k – температура компонента при подачи в печь, °С.

$$Q_3 = \sum_{k=1} I,$$

Принимаем, что перед подачей в печь лом подогревают до 400 °С. Тогда теплосодержание лома составит:

$$I_{\text{л}} = 95 \cdot 0,536 \cdot 10^{-3} \cdot 400 = 20,4 \text{ МДж.}$$

$I_{\text{ч}}$

Остальные компоненты шихты перед подачей в печь не подогревают, и их теплосодержанием пренебрегают.

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, Q_4

В процессе ведения плавки происходит окисление имеющихся в шихте компонентов (В первую очередь Si, Mn, C и Fe). Точно учесть количество тепла, выделявшегося при их протекании на практике сложно из-за неоднородности химического состава шихты. Кроме того, при введении в печь избытка кислорода происходит избыточное окисление железа, а при введении малого количества кислорода часть углерода может не окислиться,

$$Q_4 = \sum M_k \cdot g_k$$

где M_k – масса соответствующего элемента окислившегося за всю плавку по материальному балансу, g_k – тепловой эффект реакции его окисления.

В расчете условно принимаем, что все элементы окислятся по реакции $x\text{Me} + y\text{O} = \text{Me}_x\text{O}_y$.

Si до SiO_2	$0,224 \cdot 28,4 = 6,674 \text{ МДж}$
Mn до MnO	$(0,18 + 0,185) \cdot 6,99 = 2,55 \text{ МДж}$
Fe до FeO	$(0,395 + 0,492) \cdot 4,76 = 4,22 \text{ МДж};$
P до P_2O_5	$(0,0126 + 0,014) \cdot 33,4 = 0,89 \text{ МДж}$
C до CO	$0,224 \cdot 11,3 = 2,5 \text{ МДж из металла}$
	$0,3 \cdot 0,33 \cdot 11,3 = 1,12 \text{ МДж из электродов}$

Итого $Q_4 = 18 \text{ МДж.}$

В процессе плавки часть графита окисляется до CO часть до CO_2 , часть попадает в металл, а часть выносятся в виде пыли с отходящими газами. При составлении теплового баланса принимаем расход электродов 3 кг/т, 2/3 этого количества попадает в металл и учитывается при окислении углерода из расплава, остальное сразу окисляется до CO .

Итого за плавку приход тепла в печь составит $Q_n = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4$, Дж

$$Q_{\text{п}} = 126,7 + 29,7 + 20,4 + 18 = 194,8 \text{ МДж.}$$

4.2 Расход тепла

Тепло идущее на нагрев металла, шлака и легирующих добавок, Q_5

$$Q_5 = I_{\text{ч}} + I_{\text{шл}} + I_{\text{л}}$$

Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

$$I_{\text{м}} = M_{\text{м}} \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_{\text{о}}) + q_{\text{м}} + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} - t_{\text{пл}})], \text{ Дж,}$$

где $M_{\text{м}}$ – масса скрапа, вносимого в печь за плавку, кг;

c_1, c_2 – средняя теплоемкость металла в интервале температур от загрузки до плавления и от плавления до выпуска соответственно, Дж/(К · кг);

$t_{\text{о}}, t_{\text{пл}}, t_{\text{вып}}$ – температура скрапа при завалке, плавлении металла и на выпуске соответственно, °С;

$q_{\text{м}}$ – теплота плавления металла, Дж/кг.

Аналогично рассчитаем энтальпию чугуна и получившегося шлака.

Для стали рядовых марок $q_{\text{м}} = 284 \text{ кДж/(кг} \cdot \text{т)}$ $q_{\text{шл}} = 58 \text{ кДж/кг}$, $c_{\text{жид}} = 0,79 \text{ кДж/(К} \cdot \text{кг)}$, $c_{\text{шл}} = 1,05 \text{ кДж/(К} \cdot \text{кг)}$.

Температура плавления чугуна и стали примем 1200 °С и 1520 °С соответственно.

Среднее значение теплоемкости с допустимой погрешностью возьмем как разность между значениями при температуре завалки лома и при максимально имеющейся.

$$c_I = \frac{0,670 + 0,536}{2} = 0,603 \text{ кДж/(К} \cdot \text{кг)},$$

Тогда $I_L = 95 \cdot (0,603 \cdot (1520 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1520)) = 99,4 \text{ МДж}$

Для чугуна принимаем $c_{\text{чуг}} = 0,6 \text{ кДж/(К} \cdot \text{кг)}$,

$I_{\text{чуг}} = 5 \cdot (0,6 \cdot 1200 + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1200)) = 6718,5 \text{ кДж или } 6,7 \text{ МДж}$

Для сталеплавильного шлака можно принять сумму энтальпий нагрева (компоненты шлака не подогреваются перед подачей в печь) и плавления $q_{\text{шл}} = 1890 \text{ кДж/кг}$ и записать уравнение

$I_{\text{шл}} = 10,02 \cdot (1890 + 1,05 \cdot (1630 - 1550)) = 19779,5 \text{ кДж } 19,8 \text{ МДж.}$

При работе по данной технологии предусмотрена внепечная обработка стали, введение легирующих добавок в печь не производят.

Итого $Q_5 = 99,4 + 6,7 + 19,8 = 125,9 \text{ МДж.}$

Тепло, идущее на протекание эндотермических реакций, Q_6

Определяется по материальному балансу плавки (потери при прокаливании извести и разложение Fe_2O_3).

Согласно материальному балансу при прокаливании недообожженной извести выделится $0,154 \text{ кг}$ (в период плавления) + $0,115 \text{ кг}$ (в окислительный период) = $0,269 \text{ кг CO}_2$. При нормальных условиях этот газ займет $22,4 \cdot 269/44/1000 = 0,14 \text{ м}^3$. При этом израсходуется $0,14 \cdot 7,21 = 0,99 \text{ МДж}$ тепла.

Всего в печь попадает $0,5 \cdot 0,829 \text{ кг}$ (в завалку) + $(2 \cdot 0,829 + 1,5 \cdot 0,012) \text{ кг}$ (в окислительный период) + $(0,017 + 0,01) \text{ кг}$ (из футеровки) = $2,1 \text{ кг Fe}_2\text{O}_3$. Тепловой эффект реакции $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 2\text{FeO} + 3/2\text{O}_2$ составляет $2,59 \text{ МДж}$ на килограмм Fe или $1,81 \text{ МДж}$ на $1 \text{ кг Fe}_2\text{O}_3$.

Тогда тепловой эффект реакции разложения Fe_2O_3 составит

$2,1 \cdot 1,81 = 3,8 \text{ МДж.}$

Итого $Q_6 = 0,99 + 3,8 = 3,4 \text{ МДж.}$

Потери тепла через футеровку, Q_7

Для удобства расчета всю печь условно делят на 3 основных элемента – подину, стены и свод. В современных печах футерована только падина, а стены и свод, кроме центральной керамической части, представляют собой конструкции из сборных водоохлаждаемых панелей, расчет потерь тепла в которых приведен ниже.

В условиях постоянно действующего предприятия можно считать, что печь работает в стационарных условиях и аккумуляция тепла футеровкой не происходит, т.к. ее температура изменяется незначительно. Можно считать, что все тепло Q_3 , подводимое к футеровке внутри печи, передается теплопроводностью к ее наружной поверхности. Таким образом оказывается достаточным рассчитать количество тепла, передаваемого теплопроводностью через какой-либо слой футеровки или рассчитать теплоотдачу с внешней поверхности (кожуха печи).

Тепло, переданное теплопроводностью через слой футеровки $Q_{\text{сл}}$ можно определить по уравнению

$$Q_{\text{сл}} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta,$$

где λ - коэффициент теплопроводности материала слоя $\text{Дж/(м} \cdot \text{ч} \cdot \text{К)}$

$t_{1,2}$ – температура на внутренней и внешней поверхности слоя, К;

F – площадь поверхности теплообмена, м^2 ;

τ - время, ч;

δ - толщина слоя, м.

$t_{\text{сл}} = 100 \dots 250 \text{ }^\circ\text{C}$.

Тепло, отдаваемое поверхностью кожуха $Q_{\text{кож}}$ можно определить по уравнению

$$Q_{\text{кож}} = \alpha \cdot (t_k - t_e) \cdot F \cdot \tau,$$

где α – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м² •ч •К);

t_k, t_b – температура кожуха и окружающей среды, °С.

Зададимся температурой кожуха $t_{сж}=200$ °С. Определим среднюю температуру футеровки, считая, что в среднем за плавку температура металла составила 1500 ...1650 °С, продолжительность плавки 45 минут, площадь поверхности кожуха 7,2 м². Тогда

$$t_{cp} = \frac{1500 - 200}{2} = 650 \text{ °С}$$

Коэффициент теплопроводности магнезитовой футеровки при 650 °С составит

$$\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 650 = 4,525 \text{ Вт/(м} \cdot \text{°С)}.$$

Определяем $\alpha = 0,0585 = \text{МДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}.$

Тогда (ориентировочно) $Q_{кож} = 0,0585 \cdot (200 - 20) \cdot 7,2 \cdot 0,75 = 61,2 \text{ МДж}.$

Проверяем: при данном $Q_{кож}$ тепловой поток через него $q = 61,2 / 7,2 = 8,5 \text{ МДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}.$ Определенный из рисунка $q_{окр} \sim 8,5 \text{ МДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}.$ Разница не превышает 10%, поэтому расчет считаем законченным. Окончательно принимаем $Q_{кож} = 61,2 \text{ МДж}.$ Данное количество тепла теряется всей печью. С учетом того, что расчет выполняется на 100 кг эта величина не учитывается в виду малости полученного значения ($Q_7 < 0,1$). Принимаем $Q_7 = 0.$

Потери тепла через водоохлаждаемые панели, Q_8

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряется непосредственно. При проектировании, когда эти цифры неизвестны, можно принять температуру воды на входе 20 °С, на выходе температура воды не должна превышать 40...45 °С во избежания образования накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_b \cdot V_b \cdot (t_{вых} - t_{вх}) \cdot \tau,$$

где c_b – теплоемкость воды, 4,2 МДж/(м³ •К); V_b – часовой расход воды через элемент (на всю печь), м³/ч; $t_{вых}, t_{вх}$ – температура воды на выходе и входе в элемент, °С; τ – время, ч.

Анализ работы действующих печей показал, что для современных ДСП расходы воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~420 м³/ч, и 100...230 м³/ч на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят

$$Q_{ст} = 4,2 \cdot 420 \cdot (45 - 20) \cdot 0,75 = 33075 \text{ МДж на плавку или } \sim 33,1 \text{ МДж на 100 кг}.$$

Потери тепла на охлаждение свода составят

$$Q_{свод} = 4,2 \cdot 200 \cdot (45 - 20) \cdot 0,75 = 15750 \text{ МДж на плавку}$$

или ~15,7 МДж на 100 кг.

Итого $Q_8 = 33,1 + 15,7 = 48,8 \text{ МДж}.$

Потери тепла излучаемые через открытые окна и отверстия, Q_9

Во время плавки при отводе в сторону свода для подвалки шихты, при скачивании шлака, замере температуры через рабочее окно, а также через не плотности происходит потеря тепла излучением в окружающее пространство. Суммарные (прямым и отраженным излучением) потери тепла определяются по формуле

$$Q_9 = 3,6 \cdot c_o \cdot (T_n / 1000)^4 \cdot F \cdot \Phi \cdot \tau,$$

где 3,6 – коэффициент пересчета кВт в МДж; c_o – коэффициент излучения абсолютно черного тела, 5,67 кВт/(м² •К); T_n – средняя температура в печи, К; F – площадь открытого окна или отверстия, м²; Φ – коэффициент диафрагмирования отверстия, τ – время открытия отверстия за период плавки, ч.

Примем, что время подвалки 2 минуты (0,03 ч), для универсальности считаем, что печь рассчитана на работу с легкой металлошихтой (высота стен печи $l = 2,8$ м). Определим площадь поверхности излучения, для простоты считая, что тепло излучает только поверхность расплава

$$F = \frac{\pi \cdot 6^2}{4} = 28,26 \text{ м}^2$$

Определим из графика коэффициент диафрагмирования отверстия $\Phi=0,7$. Тогда $Q_{\text{свод}}=3,6 \cdot 5,67 \cdot 10^{-3} \cdot (1873/1000)^4 \cdot 28,26 \cdot 0,7 \cdot 0,03=0,2 \text{ МДж}$.

Ввиду малости значения (дающего максимальный вклад в данную статью расхода) остальными компонентами пренебрегаем. С учетом того, что данная величина (0,2 МДж) получена для всей печи, а расчет ведется на 100кг то $Q_9=0$.

Потери тепла с отходящими газами, Q_{10}

Холодный воздух, попадая в печь через неплотности нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к потерям тепла. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислородом, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

Для вновь проектируемых печей статья расхода рассчитывается достаточно сложно. На действующих печах в системе газоходов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор Δp рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формулам

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_g}}; \quad V_t = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad V_o = 273 \frac{V_t}{T_{yx}}$$

где ω - скорость газового потока, м/с; g – ускорение свободного падения ($9,81 \text{ м/с}^2$); Δp – скоростной напор, Па; ρ_g – плотность уходящих газов, кг/м^3 ; V_t – количество газов, уходящих из печи (фактически), $\text{м}^3/\text{ч}$; F – площадь сечения патрубка, м^2 ; V_o – количество газов, уходящих из печи (приведенных к температуре 0°C), $\text{м}^3/\text{ч}$; T_{yx} – температура уходящих газов, К.

Количество тепла, уносимого из печи с газовым потоком можно определить по формуле

$$Q_{10} = V_o \cdot c_{\text{сyx}} \cdot T_{yx} \cdot \tau,$$

где $c_{\text{сyx}}$ – средняя теплоемкость уходящих газов, $\text{Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$.

Принимаем, что в среднем на современных печах перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов $1,5 \text{ кг/м}^3$ диаметр патрубка газоотсоса из печи 1,2 м, температура отходящих газов в среднем за плавку 1200°C . Тогда

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot 9,81 \cdot 2}{1,5}} = 5,11 \text{ м/с} \quad V_t = 3600 \cdot 5,11 \frac{\pi \cdot 1,2^2}{4} = 20795 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$V_o = 273 \cdot 20795 / 1200 = 4730,86 \text{ м}^3.$$

Количество тепла, уносимое газами из печи за плавку, составит

$$Q_{10} = 4730,86 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 6,09 \text{ ГДж, на всю плавку}$$

или в пересчете на 100 кг – 6,1 МДж.

Итого за плавку расход тепла составит

$$Q_p = 125,3 + 3,4 + 0,0 + 48,8 + 0,0 + 6,1 = 183,6 \text{ МДж}$$

Тепловой баланс плавки стали в ДСП

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж	
Электроэнергия	129,6	Теплосодержание продуктов в том числе металла	125,9
		шлака	106,1
			19,8
Тепло горелок	8,8	Тепло химических реакций	3,4
Теплосодержание шихты	20,4	Потери с охлаждающей водой	48,8

Тепло химических реакций	19,8	Потери с отходящими газами	6,1
невязка	????		
Итого	178,6	Итого	183,6

Невязка составляет $1,4 \cdot 100 / 181,7 = 2,7\%$.

Критерии оценки

Оценка «5» выставляется студенту, если:

- тематика работы соответствует заданной, студент показывает системные и полные знания и умения по данному вопросу;

- работа оформлена в соответствии с рекомендациями преподавателя;

- объем работы соответствует заданному;

Оценка «4» выставляется студенту, если:

- тематика работы соответствует заданной,

- студент допускает небольшие неточности или некоторые ошибки в данном вопросе;

- работа оформлена с неточностями в оформлении;

- объем работы соответствует заданному или чуть меньше;

Оценка «3» выставляется студенту, если:

- тематика работы соответствует заданной, но в работе отсутствуют значительные элементы по содержанию работы или тематика изложена нелогично, не четко представлено основное содержание вопроса;

- работа оформлена с ошибками в оформлении;

- объем работы значительно меньше заданного;

Оценка «2» выставляется студенту, если:

- не раскрыта основная тема работы;

- работа оформлена не в соответствии с требованиями преподавателя;

- объем работы не соответствует заданному;

Тема 3.3 Основное и вспомогательное оборудование для производства стали в электропечах

Практическая работа № 3

Изучение основного оборудования электродуговой печи на тренажере Сталевар ДСП

Формируемая компетенция:

ПК 1.1. Осуществлять технологические операции по производству черных металлов.

ПК 1.3. Эксплуатировать технологическое и подъемно-транспортное оборудование, обеспечивающее процесс производства черных металлов.

Цель работы:

Изучить устройство и принцип действия основного оборудования электродуговой печи при помощи Тренажера сталевара ДСП

Выполнив работу, Вы будете:

уметь:

читать чертежи и схемы электродуговой печи

Материальное обеспечение:

Тренажер. Сталевар ДСП

Задание:

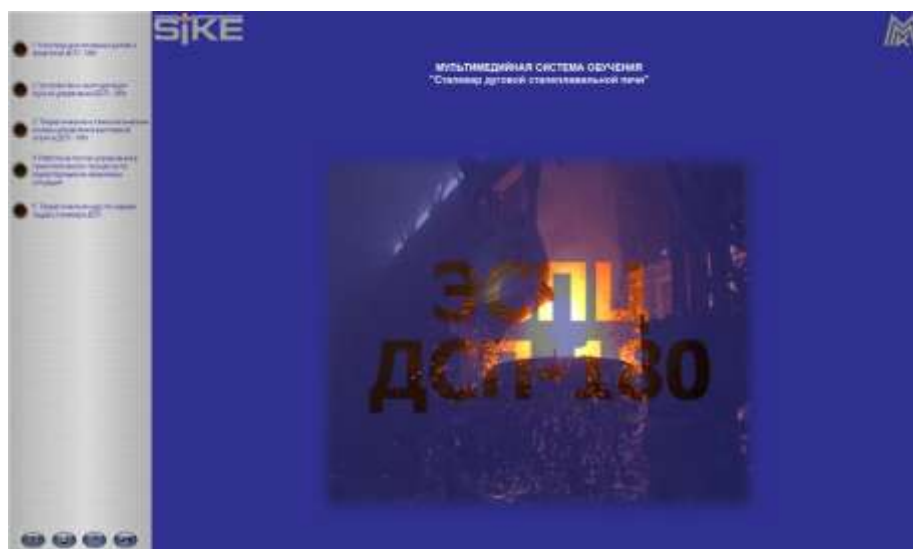
1. Изучить конструкцию дуговой сталеплавильной печи
2. Изучить принцип действия дуговой сталеплавильной печи

Порядок выполнения работы:

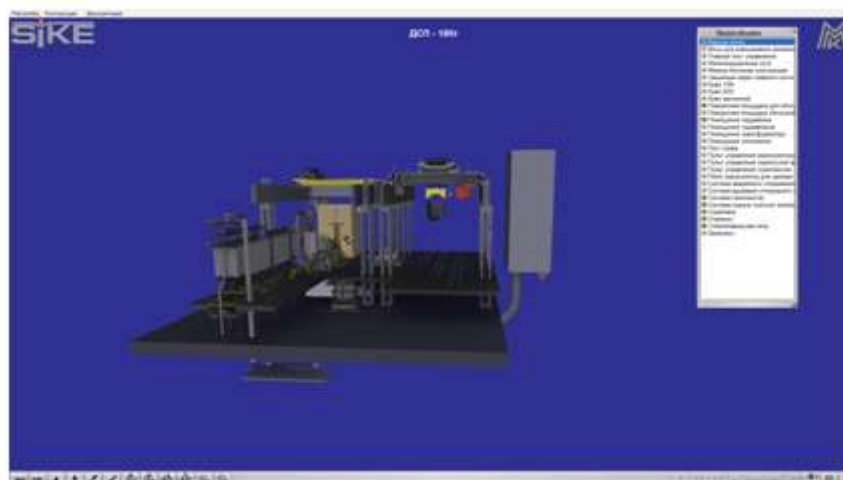
1. Ознакомиться с методическими указаниями по практическому заданию.
2. Выполнить задание.
3. Оформить работу в тетради для практических занятий.

Ход работы:

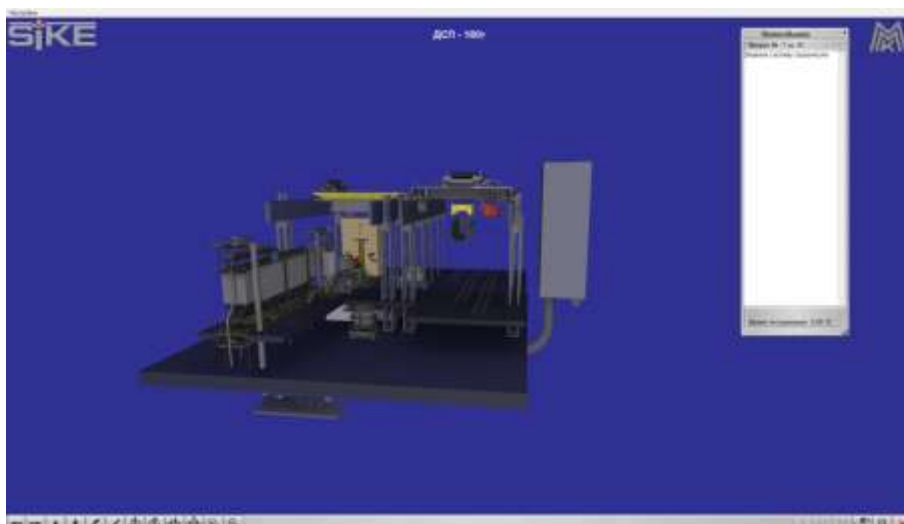
1. Зайти в программу тренажер Сталевар ДСП Sike в раздел 1 Конструкция основных узлов и агрегатов ДСП-180



2. Ознакомиться с конструктивными особенностями всех представленных элементов, используя возможности программы, а также дополнительные справочные материалы



3. Выполните тестирование по элементу ДСП-180



Форма представления результата:

Работа выполняется в тренажере Сталевар ДСП.

Критерии оценки

Оценка за выполненную практическую работу выставляется по оценке, полученной за режим тестирования соответствующего раздела тренажера Сталевар ДСП

Тема 3.3 Основное и вспомогательное оборудование для производства стали в электропечах

Практическая работа № 4

Изучение вспомогательного оборудования электродуговой печи на тренажере Сталевар ДСП

Формируемая компетенция:

ПК 1.1. Осуществлять технологические операции по производству черных металлов.

ПК 1.3. Эксплуатировать технологическое и подъемно-транспортное оборудование, обеспечивающее процесс производства черных металлов.

Цель работы:

Изучить устройство и принцип действия вспомогательного оборудования электродуговой печи при помощи Тренажера сталевара ДСП

Выполнив работу, Вы будете:

уметь:

читать чертежи и схемы вспомогательного оборудования электродуговой печи

Материальное обеспечение:

Тренажер. Сталевар ДСП

Задание:

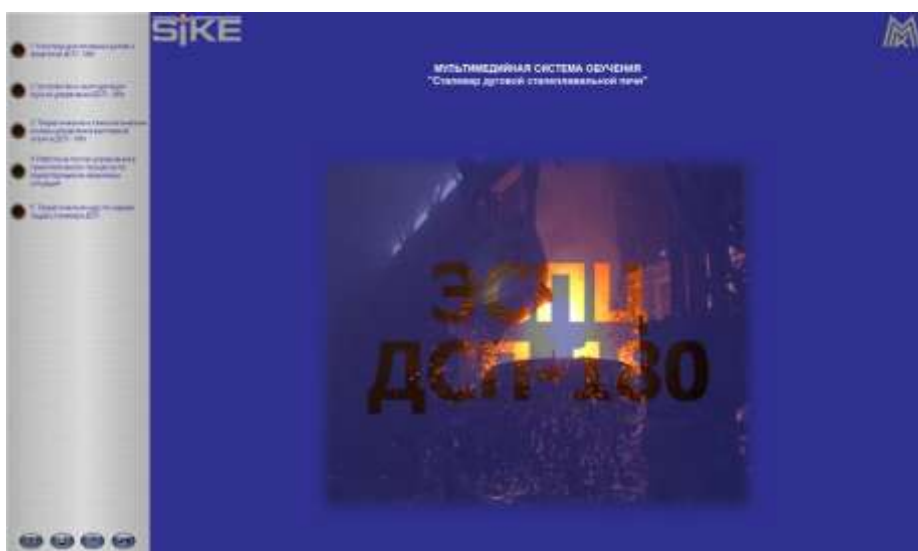
1. Изучить конструкцию дуговой сталеплавильной печи
2. Изучить принцип действия дуговой сталеплавильной печи

Порядок выполнения работы:

1. Ознакомиться с методическими указаниями по практическому заданию.
2. Выполнить задание.
3. Оформить работу в тетради для практических занятий.

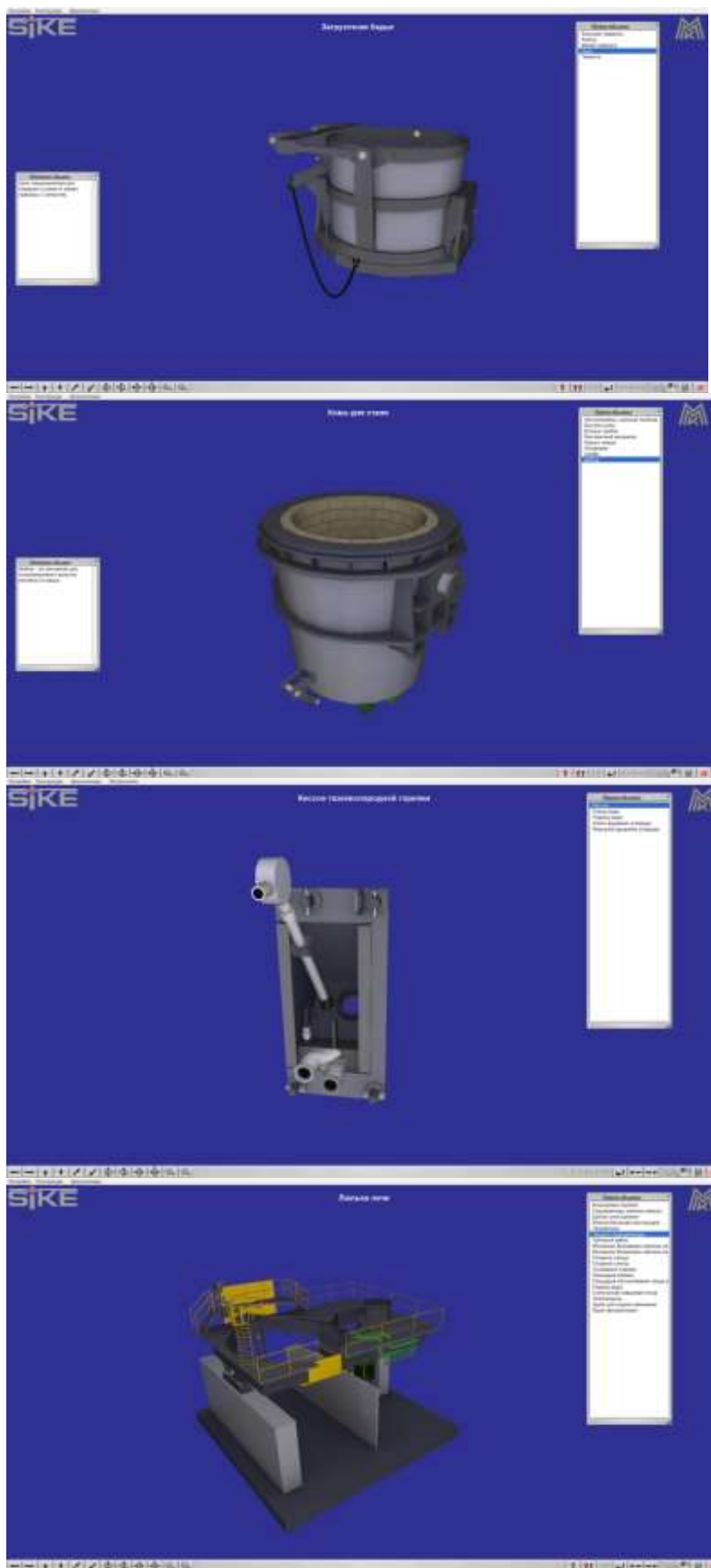
Ход работы:

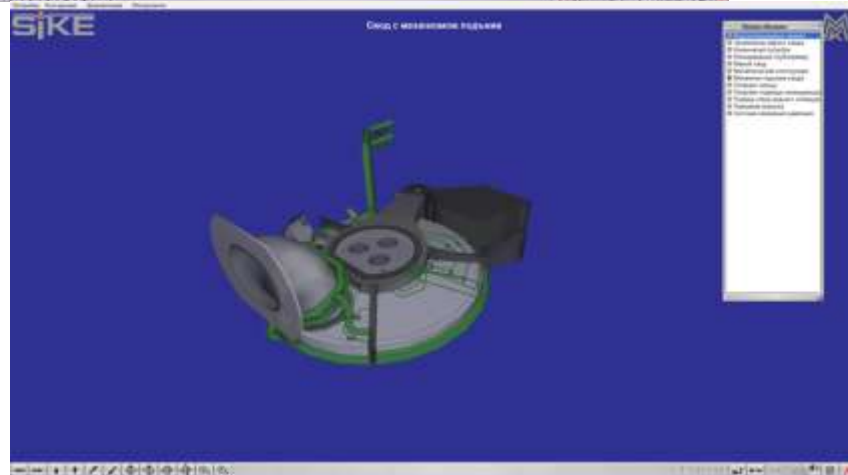
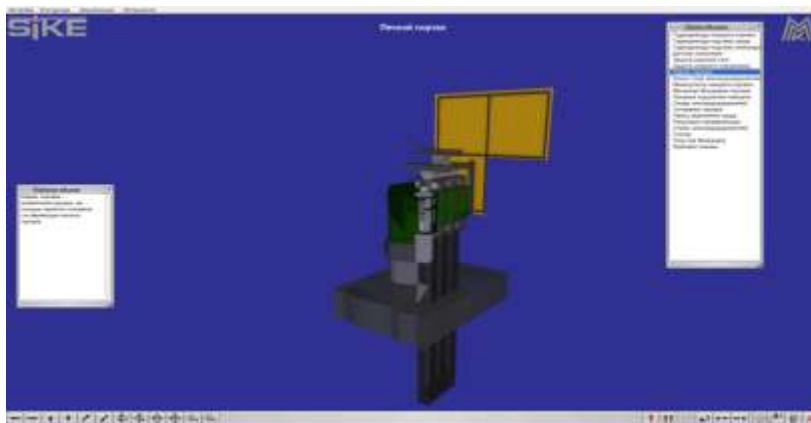
1. Зайти в программу тренажер Сталевар ДСП Sike в раздел 1 Конструкция основных узлов и агрегатов ДСП-180



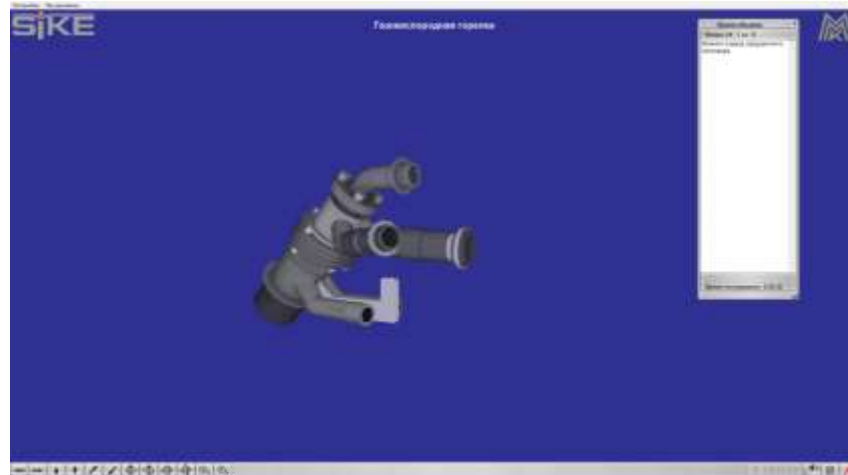
2. Ознакомиться с конструктивными особенностями всех представленных элементов, используя возможности программы, а также дополнительные справочные материалы

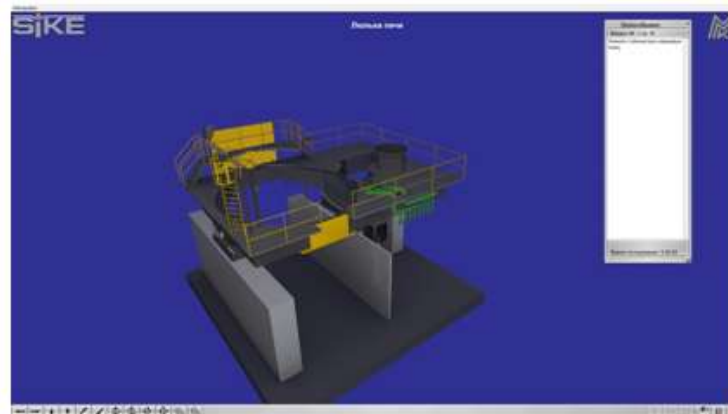
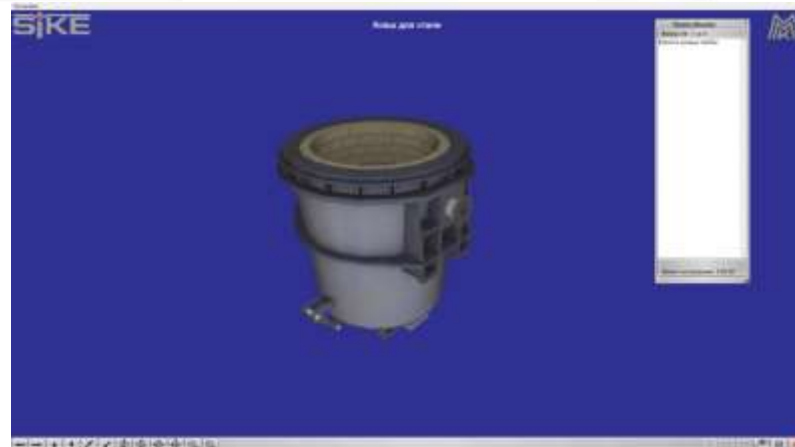
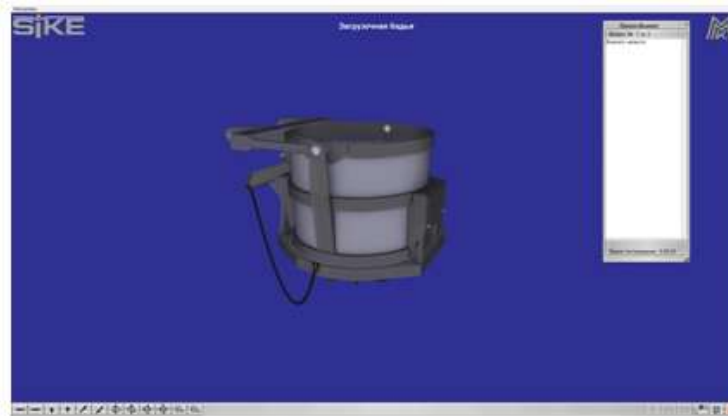


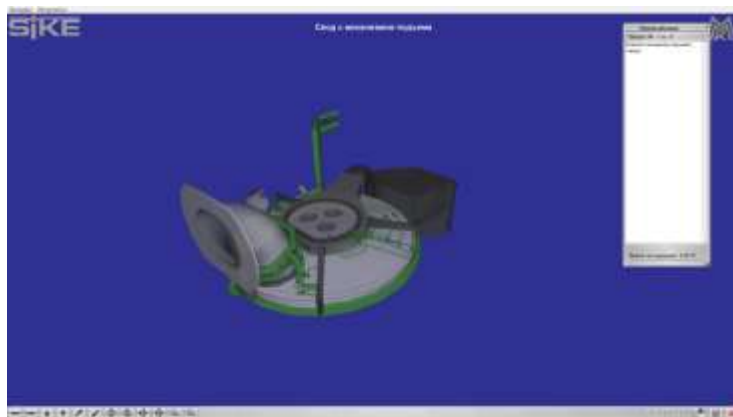




3. Выполните тестирование по следующим элементам







Форма представления результата:

Работа выполняется в тренажере Сталевар ДСП.

Критерии оценки

Оценка за выполненную практическую работу выставляется по оценке, полученной за режим тестирования соответствующего раздела тренажера Сталевар ДСП

Тема 3.4 Технология выплавки ферросплавов и лигатур в электропечах

Практическая работа № 5

Расчет шихты для выплавки ферросилиция

Формируемая компетенция:

ПК 1.1. Осуществлять технологические операции по производству черных металлов.

Цель работы:

Научиться рассчитывать шихту для выплавки ферросилиция определенной марки

Выполнив работу, Вы будете:

уметь:

выполнять расчеты шихты

Материальное обеспечение:

Калькулятор

Задание:

1. Рассчитать шихту для получения ферросилиция

Порядок выполнения работы:

1. Получить вариант для расчета у преподавателя
2. Выполнить расчет
3. Оформить работу в тетради для практических занятий.

Методика расчета ферросилиция

1. РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ ФЕРРОСИЛИЦИЯ МАРКИ ФС 72

1.1. Исходные данные

Состав шихтовых материалов, используемых при выплавке ферросилиция, приведен в табл. 1.1.

Таблица 1.1 - Химический состав шихтовых материалов

Материал	Содержание, %										
	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	Fe	C	Зола	В том числе летучие	Всего
Кварцит мытый	97,0	0,3	0,7	0,3	0,1	-	-	-	-	1,6	100
Коксик сухой								83,21	13,5	3,29	100
Зола коксика	48,0	20,0	25,0	5,0	1,0	1,0	-	-	-	-	100
Электродная масса								85,0	10,0	5,0	100
Зола электродной массы	50,0	14,0	23,0	8,0	3,0	2,0	-	-	-		100
Железная стружка		-	-	-	-		90,0	-	-	10,0	100

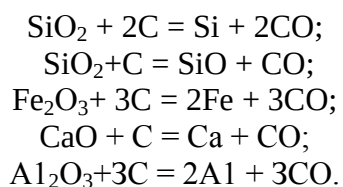
Таблица 1.2 - Распределение оксидов в процессе плавки

Восстанавливаемые оксиды	Количество, %	Невосстанавливаемые оксиды, участвующие в формировании шлака	Количество, %
SiO ₂ →Si	91	SiO ₂	2
SiO ₂ →SiO	7		
Fe ₂ O ₃ →Fe	99	Fe ₂ O ₃ →FeO	1
Al ₂ O ₃ →Al	50	Al ₂ O ₃	50
CaO→Ca	40	CaO	60
MgO →Mg	0	MgO	100
SO ₃ →S	100	SO ₃	0

1.2. Расчет количества восстановителя

1.2.1. Расход углерода для восстановления компонентов кварцита

В качестве восстановителя в процессе плавки расходуется углерод коксика и электродной массы. В расчете принимаем, что восстановление оксидов идет по следующим реакциям:



Расчеты по определению количества восстановленных оксидов и выделившегося при этом кислорода приведены в табл. 1.3.

Таблица 1.3 - Количество восстановленных оксидов и выделившегося кислорода из 100 кг кварцита

Оксид	Восстанавливаемый оксид, кг	Выделившийся кислород, кг
$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{Si}$	$97 \cdot 0,91 = 88,270$	$88,27 \cdot 32/60 = 47,077$
$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{SiO}$	$97 \cdot 0,07 = 6,790$	$6,790 \cdot 16/60 = 1,810$
$\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}$	$0,3 \cdot 0,99 = 0,297$	$0,297 \cdot 48/160 = 0,089$
$\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}$	$0,7 \cdot 0,5 = 0,350$	$0,350 \cdot 48/102 = 0,165$
$\text{CaO} \rightarrow \text{Ca}$	$0,3 \cdot 0,4 = 0,120$	$0,120 \cdot 16/56 = 0,034$
Итого		49,175

Рассчитаем количество углерода, необходимого для связывания указанного выше количества кислорода:

Тогда $C = 49,175 \cdot 12/16 = 36,876$ кг.

1.2.2. Определение восстановительной способности коксика

Принимаем, что в коксике находится 10% золы. Расчет восстановления золы коксика сведен в табл. 1.4.

Таблица 1.4

$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{Si}$	$13,5 \cdot 0,48 \cdot 0,91 = 5,897$	$5,897 \cdot 32/60 = 3,145$
$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{SiO}$	$13,5 \cdot 0,48 \cdot 0,07 = 0,454$	$0,454 \cdot 16/60 = 0,121$
$\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}$	$13,5 \cdot 0,20 \cdot 0,99 = 2,673$	$2,673 \cdot 48/160 = 0,802$
$\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}$	$13,5 \cdot 0,25 \cdot 0,50 = 1,688$	$1,688 \cdot 48/102 = 0,794$
$\text{CaO} \rightarrow \text{Ca}$	$13,5 \cdot 0,05 \cdot 0,40 = 0,270$	$0,270 \cdot 16/56 = 0,077$
$\text{SO}_3 \rightarrow \text{S}$	$13,5 \cdot 0,01 \cdot 1,0 = 0,135$	$0,096 \cdot 48/80 = 0,081$
Итого		5,020

1.2.3. Количество восстановленных оксидов и выделившегося кислорода из 10 кг золы коксика

Для связывания 5,02 кг кислорода требуется углерод в количестве: $5,02 \cdot 12/16 = 3,765$ кг.

Восстановительная способность коксика составляет: $83,21 - 3,765 = 79,445\%$.

1.2.4. Участие углерода электродной массы в восстановительных процессах

Расход электродной массы на 1 т кварцита принимаем равным 17 кг/т. Расчеты по определению количества восстанавливаемых оксидов приведены в табл. 1.5.

Таблица 1.5 - Количество восстановленных оксидов и выделившегося кислорода из золы электродной массы

Оксид	Восстанавливаемый оксид из золы электродной массы, кг	Выделившийся кислород, кг
$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{Si}$	$1,7 \cdot 0,10 \cdot 0,5 \cdot 0,91 = 0,077$	$0,077 \cdot 32/60 = 0,041$
$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{SiO}$	$1,7 \cdot 0,10 \cdot 0,5 \cdot 0,07 = 0,006$	$0,006 \cdot 16/60 = 0,002$
$\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}$	$1,7 \cdot 0,10 \cdot 0,14 \cdot 0,99 = 0,024$	$0,024 \cdot 48/160 = 0,007$
$\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}$	$1,7 \cdot 0,10 \cdot 0,23 \cdot 0,50 = 0,020$	$0,020 \cdot 48/102 = 0,009$
$\text{CaO} \rightarrow \text{Ca}$	$1,7 \cdot 0,10 \cdot 0,08 \cdot 0,4 = 0,005$	$0,005 \cdot 16/56 = 0,002$
$\text{SO}_3 \rightarrow \text{S}$	$1,7 \cdot 0,10 \cdot 0,02 \cdot 1 = 0,003$	$0,003 \cdot 48/80 = 0,02$

Итого		0,063
-------	--	-------

Для связывания 0,063 кг кислорода требуется углерод: $0,063 \cdot 12/16 = 0,047$ кг.

Электродная масса вносит углерод в количестве: $1,7 \cdot 85/100 = 1,415$ кг.

Принимаем, что половина этого углерода сгорает, а другая участвует в восстановлении оксидов.

Тогда $1,415/2 = 0,707$ кг

Учитывая, что 0,047 кг израсходуется на восстановление оксидов золы электродной массы, тогда на восстановление кварцита израсходуется: $0,707 - 0,047 = 0,660$ кг.

1.2.5. Расход коксика

За счет коксика внесется углерод: $36,876 - 0,660 = 36,216$ кг.

Этому количеству углерода соответствует следующее количество коксика:

$36,216 \cdot 100/79,445 = 45,586$ кг.

С учетом угара коксика на колошнике печи в количестве 8% расход коксика на 100 кг кварцита составит: $45,586/92 \cdot 100 = 49,550$ кг.

1.3. Расчет расхода железной стружки

Расчет количества восстановленных элементов приведен в табл. 1.6. Принимаем величину улета для Fe = 5%, Al = 15%, Ca = 15%, S = 100%.

Таблица 1.6 - Расчет количества восстановленных элементов

Элемент	Восстанавливается из кварцита, кг	Восстанавливается из золы коксика, кг	Восстанавливается из золы электродной массы, кг	Всего, кг
Si	$88,27 - 47,07 = 41,2$	$(5,897 - 3,145) \cdot 0,4955 = 1,364$	$0,077 - 0,041 = 0,036$	42,600
Al	$0,35 - 0,165 = 0,185$	$(1,688 - 0,794) \cdot 0,4955 = 0,443$	$0,020 - 0,009 = 0,010$	0,638
Fe	$0,297 - 0,089 = 0,208$	$(2,673 - 0,802) \cdot 0,4955 = 0,927$	$0,024 - 0,007 = 0,016$	1,152
Ca	$0,12 - 0,034 = 0,086$	$(0,27 - 0,077) \cdot 0,4955 = 0,096$	$0,005 - 0,002 = 0,004$	0,185
S		$(0,135 - 0,081) \cdot 0,4955 = 0,027$	$0,003 - 0,002 = 0,001$	0,028

Расчет количества восстановленных элементов с учетом улета приведен в табл. 1.7.

Таблица 1.7 - Расчет количества восстановленных элементов с учетом улета

Элемент	Переходит в сплав, кг	В улет, кг
Si	42,600	$\text{SiO} = 6,79 - 1,81 + (0,454 - 0,121) \cdot 0,4955 + 0,006 - 0,002 = 5,149$
Al	$0,638 - 0,85 = 0,542$	$0,638 - 0,542 = 0,096$
Fe	$1,152 - 0,95 = 1,094$	$1,152 - 1,094 = 0,058$
S	-	0,028
Ca	$0,185 - 0,85 = 0,158$	$0,185 - 0,158 = 0,028$
Всего	44,394	5,358

При содержании в сплаве 72% Si масса его составляет: $42,6/72 \cdot 100 = 64,2$ кг.

Количество железа, поступившего в сплав с кожухами электродов, с прутьями для прокалывания шихты и железной стружкой: $64,2 - 44,394 = 19,806$ кг.

Принимаем что с кожухами электродов поступает в сплав 0,2 кг железа, а с прутьями 1,2 кг. Тогда стружка вносит железа: $19,806 - 1,4 = 18,406$ кг.

Учитывая, что в железной стружке имеются другие примеси, и принимая их в количестве 10%, вес стружки составит: $18,406/90 \cdot 100 = 20,45$ кг.

1.4. Расчет состава сплава и шлака

Состав сплава приведен в табл. 1.8.

Таблица 1.8 - Состав сплава

Элемент	Вес, кг	Состав, %
Si	42,6	66,3
Al	0,542	0,84
Fe	$19,806 + 1,094 = 20,9$	32,66
Ca	0,158	0,2
Всего	64,2	100

Для определения количества и состава шлака необходимо рассчитать количество оксидов, поступивших в шлак из кварцита, золы кокса и золы электродной массы (табл. 1.9).

Таблица 1.9 – Состав шлака

Оксид	Поступило в шлак, кг			Вес, кг	Состав, %
	Из кварцита	Из золы кокса	Из золы электродной массы		
SiO ₂	$100 \cdot 0,97 \cdot 0,02 = 1,94$	$49,55 \cdot 0,1 \cdot 0,48 \cdot 0,02 = 0,048$	$1,7 \cdot 0,1 \cdot 0,5 \cdot 0,02 = 0,002$	1,989	57,14
Al ₂ O ₃	$100 \cdot 0,007 \cdot 0,5 = 0,35$	$49,55 \cdot 0,1 \cdot 0,25 \cdot 0,5 = 0,619$	$1,7 \cdot 0,1 \cdot 0,23 \cdot 0,5 = 0,020$	0,989	28,41
FeO	$100 \cdot 0,003 \cdot 0,01 = 0,003$	$49,55 \cdot 0,1 \cdot 0,20 \cdot 0,01 = 0,009$	$1,7 \cdot 0,1 \cdot 0,14 \cdot 0,02 = 0,000$	0,012	0,34
CaO	$100 \cdot 0,003 \cdot 0,6 = 0,180$	$49,55 \cdot 0,1 \cdot 0,05 \cdot 0,6 = 0,149$	$1,7 \cdot 0,1 \cdot 0,08 \cdot 0,6 = 0,008$	0,337	9,67
MgO	$100 \cdot 0,001 = 0,10$	$49,55 \cdot 0,1 \cdot 0,01 = 0,050$	$1,7 \cdot 0,1 \cdot 0,03 = 0,005$	0,155	4,44
Всего				3,481	100

Кратность образовавшегося шлака составляет: $3,481/64,2 = 0,054$.

1.4.1. Расход воздуха и количество образующихся газов

В коксике и электродной массе содержится 85% углерода, что составляет:

$$49,55 \cdot 85/100 + 1,7 \cdot 85/100 = 42,676 \text{ кг.}$$

При окислении С до СО расходуется кислород в количестве

$$42,676 \cdot 16/12 = 56,901 \text{ кг.}$$

При горении коксика высвобождается кислород

$$49,55 \cdot 5,02/100 = 2,487 \text{ кг.}$$

Общее количество кислорода, высвободившегося при восстановлении оксидов, составляет

$$49,175 + 2,487 + 0,063 = 51,725 \text{ кг.}$$

Поступило кислорода из воздуха

$$56,901 - 51,725 = 5,176 \text{ кг.}$$

Поступившему из воздуха кислороду сопутствует азот в количестве

$$5,176 \cdot 79/21 = 19,47 \text{ кг.}$$

Расход воздуха составляет

$$5,176 + 19,47 = 24,645 \text{ кг.}$$

При окислении углерода образуется СО в количестве

$$42,676 \cdot 28/12 = 99,576 \text{ кг.}$$

Количество влаги и летучих в шихтовых материалах составляет:

$$100 \cdot 1,6/100 + 49,55 \cdot 5/100 + 1,7 \cdot 5/100 + 12,229 \cdot 10/100 = 4,538 \text{ кг.}$$

Всего образуется газов (N_2 , СО, влага и летучие) $19,47 + 99,576 + 4,538 = 123,584 \text{ кг.}$

1.4.2. Материальный баланс плавки и расход материалов на 1 т сплава

Материальный баланс, состоящий из статей прихода и расхода, приведен в табл. 1.10.

Таблица 1.10 - Материальный баланс

Статьи прихода	кг	%	Статьи расхода	кг	%
Кварцит	100,0	50,57	Сплав ферросилиция	64,200	32,6
Коксик	49,55	25,06	Шлак	3,481	1,8
Стружка	20,45	10,34	Газы	123,584	62,8
Электродная масса	1,700	0,86	Улет	5,358	2,7
Воздух	24,645	12,46	Невязка	0,301	0,2
Железо кожухов и прутьев	1,400	0,71			
Всего	197,745	100	Всего	196,924	100

Расход материалов на 1 т сплава составляет:

- кварцит $1000 \cdot 100/64,2 = 1557,6 \text{ кг};$

- коксик $1000 \cdot 49,55/64,2 = 771,8 \text{ кг};$

- стружка $1000 \cdot 12,229/64,2 = 318,5 \text{ кг};$

- электродная масса $1000 \cdot 1,7/64,2 = 26,5 \text{ кг.}$

Образуется шлака на 1 т сплава:

$$1000 \cdot 3,481/64,2 = 54,2 \text{ кг.}$$

2. РАСЧЕТ РАСХОДА ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ

2.1. Приход тепла

Тепло окисления углерода коксика и электродной массы

$$Q_1 = 42,676 \cdot 9303,07 = 397013,38 \text{ кДж.}$$

2.1.1. Тепло экзотермических реакций

Тепло образования силицида железа

$$Q_{Fe-Si} = 20,9 \cdot 1427,7 = 29838,93 \text{ кДж.}$$

Тепло образования силицида алюминия

$$Q_{Al-Si} = 0,989 \cdot 1884,06 = 1863,193 \text{ кДж.}$$

Тепло образования силицида кальция

$$Q_{Ca-Si} = 0,337 \cdot 1624,48 = 547,141 \text{ кДж.}$$

Суммарный приход тепла от реакций образования силицидов составляет

$$Q_2 = 29838,93 + 1863,193 + 547,141 = 32249,26 \text{ кДж.}$$

2.1.2. Физическое тепло шихтовых материалов

Принимаем $t_{ш.м.} = 25^\circ\text{C}$. Тогда: - физическое тепло кварцита $Q_{Ka} = 1000,7033 \cdot 25 = 1758,25 \text{ кДж};$

- физическое тепло коксика $Q_K = 49,55 \cdot 0,8374 \cdot 25 = 1037,328$ кДж;
 - физическое тепло железной стружки $Q_{ЖС} = 20,45 \cdot 0,813 \cdot 25 = 415,65$ кДж.

Суммарное физическое тепло, вносимое шихтовыми материалами:

$$Q_3 = Q_{Ka} + Q_K + Q_{ЖС} = 1758,25 + 1037,328 + 415,65 = 3211,23 \text{ кДж.}$$

Общий приход тепла:

$$\Sigma Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 = 432473,9 \text{ кДж.}$$

2.2. Расход тепла

2.2.1. Тепло на эндотермические реакции диссоциации оксидов

2.2.2. Тепло диссоциации оксида кремния

Количество диссоциированного кремния составляет:

$$m_{SiO_2} = 88,27 + 6,79 + (5,897 + 0,454) - 49,55/100 + (0,077 + 0,006) = 98,29 \text{ кг;}$$

$$Q_{SiO_2} = 98,27 \cdot 14373,28 = 1412748,6 \text{ кДж.}$$

2.2.3. Тепло диссоциации оксида алюминия

Количество диссоциированного кремния составляет:

$$m_{Al_2O_3} = 0,35 + 1,688 - 49,55/100 + 0,02 = 1,206 \text{ кг; } Q_{Al_2O_3} = 1,206 \cdot 16143,81 = 19464,7$$

кДж.

2.2.4. Тепло диссоциации оксида кальция

Количество диссоциированного кальция составляет:

$$m_{CaO} = 0,12 + 0,27 - 49,55/100 + 0,005 = 0,259 \text{ кг; } Q_{CaO} = 0,259 \cdot 11347,74 = 2941,62$$

кДж.

2.2.5. Тепло диссоциации оксида железа

Количество диссоциированного железа составляет:

$$m_{Fe_2O_3} = 0,297 + 2,673 - 49,55/100 + 0,024 = 1,645 \text{ кг; } Q_{Fe_2O_3} = 1,645 \cdot 5107,9 = 8402,66 \text{ кДж.}$$

Всего на диссоциацию оксидов требуется тепла:

$$Q_4 = Q_{SiO_2} + Q_{Al_2O_3} + Q_{CaO} + Q_{Fe_2O_3} = 1412748,6 + 19464,7 + 2941,62 + 8402,66 = 1443557,51 \text{ кДж.}$$

2.2.6. Тепло на нагрев сплава

Тепло на нагрев сплава подсчитываем по формуле

$$q_{FeSi} = 2269,6 \text{ кДж/кг, а } q_{Fe} = 1556,6 \text{ кДж/кг, тогда:}$$

$$q_{FeSi} = (2269,6 \cdot 72 + 1556,6 \cdot 24,36) / (72 + 24,36) = 2089,35 \text{ кДж/кг;}$$

$$Q_5 = 64,2 \cdot 2089,35 = 134136,27 \text{ кДж.}$$

2.2.7. Тепло на нагрев шлака

$$q_{шл} = 1,122 \cdot 1800 = 2019,6 \text{ кДж/кг.}$$

$$\text{Тогда } Q_6 = 3,481 \cdot 2019,6 = 7031,21 \text{ кДж.}$$

2.2.8. Тепло на нагрев газов

Тепло, уносимое газами

$$V_{газ} = 123,584 - 22,4/28 = 98,87 \text{ м}^3;$$

$$Q_7 = 98,87 \cdot 814,33 = 80510,66 \text{ кДж.}$$

2.2.9. Потери тепла через стены печи

Потери тепла через стены печи относят к 100 кг кварцита и определяют по формуле

Принимаем $q_{nc} = 7000 \text{ кДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}$. Мощность печного трансформатора принимаем равной 33000 кВа, тогда

$$S = \pi \cdot D \cdot H = 3,14 \cdot 10,5 \cdot 3,0 = 98,91 \text{ м}^2.$$

Часовой расход кварцита рассчитаем по формуле

$$G = 1557,6 \cdot 3,18 = 4953 \text{ кг/ч.}$$

Потери тепла через стены на 100 кг кварцита составят:

$$Q_8 = 100 \cdot 7000 \cdot 98,91 / 4953 = 13978,8 \text{ кДж.}$$

2.2.10. Потери тепла через колошник составляют около 10% от суммарного расхода тепла.

Суммарный расход тепла можно рассчитать следующим образом:

$$\sum Q_p = (Q_4 + Q_5 + Q_6 + Q_7 + Q_8) \cdot 100/90 = (1443557,51 + 134136,27 + 7031,21 + 80510,66 + 13978,8) \cdot 100/90 = 1865793,72 \text{ кДж}$$

Тогда потери тепла через колошник составят:

$$Q_g = 1865793,72 - 1662632,76 = 203160,96 \text{ кДж.}$$

2.3. Расход электроэнергии

Разность между расходом и приходом тепла компенсируется затратами электроэнергии. Эта разность составляет

$$\Delta Q = \sum Q_p - Q_{пр} = 1865793,72 - 432473,9 = 1433319,82 \text{ кДж.}$$

Зная, что 1 кВт·ч эквивалентен 3600,648 кДж в пересчете на электроэнергию эта разность составляет

$$\Delta Q' = 1433319,82 / 3600,648 = 398,1 \text{ кВт·ч.}$$

Учитывая, что к.п.д. современных 3-х фазных ферросплавных печей равен 0,87, расход электроэнергии составит:

$$\Delta Q'' = 398,1 / 0,87 = 457,6 \text{ кВт·ч или } Q_{10} = 457,6 \cdot 3600,648 = 1647494,05 \text{ кДж.}$$

Расход электроэнергии на 1 т сплава

$$n = \Delta Q'' \cdot G_1 / 100 = 457,6 \cdot 1760,579 / 100 = 8056,4 \text{ кВт·ч.}$$

Электрические потери Q_{11} составляют

$$Q_{11} = Q_{10} - \Delta Q = 1647494,05 - 1433319,82 = 214174,23 \text{ кВт.}$$

3. ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

Тепловой баланс плавки составлен на основании статей прихода и расхода тепла и представлен в табл. 3.1.

Таблица 3.1 - Тепловой баланс плавки

Приход тепла	кДж	%	Расход тепла	кДж	%
Электроэнергия	1647494,05	79,2	Диссоциация оксидов	1443557,5	68,85
Окисление углерода	397013,38	19,08	Нагрев сплава	134136,27	6,39
Тепло экзотермических реакций	32249,26	1,6	Нагрев шлака	7031,21	0,34
Физическое тепло шихтовых материалов	3211,23	0,15	Нагрев газов	80510,66	3,84
			Потери через стены	13978,8	0,67
			Потери на колошнике	203160,96	9,69
			Электрические потери	214174,23	10,22
Всего	2079967,92	100	Всего	2096549,64	100

Форма представления результата:

Работа выполняется в письменном виде в тетради для практических работ и защищается вместе с теорией по соответствующему разделу дисциплины в установленные сроки.

Критерии оценки:

- «Отлично» - работа выполнена точно в срок и в соответствии с требованиями, ошибок нет.
- «Хорошо» - допускаются небольшие неточности или некоторые ошибки в работе.
- «Удовлетворительно» - в работе отсутствуют значительные элементы по содержанию работы, допущено ошибок более 50% от работы.

– «Неудовлетворительно» - работа полностью не соответствует требованиям, все задания выполнены не верно.

Тема 3.4 Технология выплавки ферросплавов и лигатур в электропечах

Практическая работа № 6 Расчет шихты для выплавки ферромарганца

Формируемая компетенция:

ПК 1.1. Осуществлять технологические операции по производству черных металлов.

Цель работы:

Научиться рассчитывать шихту для выплавки ферромарганца определенной марки

Выполнив работу, Вы будете:

уметь:

выполнять расчеты шихты

Материальное обеспечение:

Калькулятор

Задание:

1. Рассчитать шихту для получения ферромарганца

Порядок выполнения работы:

1. Получить вариант для расчета у преподавателя
2. Выполнить расчет
3. Оформить работу в тетради для практических занятий.

Методика расчета ферромарганца

1. Расчёт шихты для выплавки ферромарганца марки ФМн 78 1Б

1.1. Исходные данные

Состав шихтовых материалов, используемых при выплавке ферромарганца, приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав шихтовых материалов

Материал	Содержание, %										
	MnO ₂	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	Fe	C	Зола	Влага
Марганцевый концентрат I	87,0	2,0	0,5	1,5	2,0	1,0	-	-	-	-	6,0
Коксик	-	-	-	-	-	-	-	-	83,0	13,5	3,4
Зола коксика	-	48,0	20,0	25,0	5,0	1,0	1,0	-	-	-	-
Электродная масса	-	-	-	-	-	-	-	-	85,0	10,0	5,0
Зола электродной массы	-	50,0	14,0	23,0	8,0	3,0	2,0	-	-	-	-
Железная стружка	-	-	-	-	-	-	-	90	-	-	10,0

Расчёт будем вести на 100 кг марганцевого концентрата I. Распределение оксидов в процессе плавки между сплавом представлено в таблице 2.

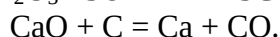
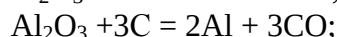
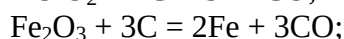
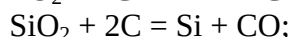
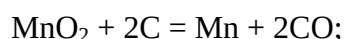
Таблица 2 – Распределение оксидов в процессе плавки

Восстанавливаемые оксиды	Количество, %	Невосстанавливаемые оксиды, участвующие в формировании шлака	Количество, %
$\text{MnO}_2 \rightarrow \text{Mn}$	80	$\text{MnO}_2 \rightarrow \text{MnO}$	20
$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{Si}$	10	SiO_2	90
$\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}$	95	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{FeO}$	5
$\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}$	50	Al_2O_3	50
		Ca	60
$\text{CaO} \rightarrow \text{Ca}$	40	MgO	100
$\text{SO}_3 \rightarrow \text{S}$	100		

1.2 Расчёт количества восстановителя

1.2.1 Расход углерода для восстановления компонентов агломерата

В качестве восстановителя в процессе плавки расходуется углерод кокса и электродной массы. В расчёте принимаем, что восстановление оксидов идёт по следующим реакциям



Расчёты по определению количества восстанавливаемых оксидов и выделившегося при этом кислорода приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Количество восстанавливаемых оксидов и выделившегося кислорода из 100 кг марганцевого концентрата I

Оксид	Восстанавливаемые оксиды, кг	Выделившийся кислород, кг
$\text{MnO}_2 \rightarrow \text{Mn}$	$87,0 * 0,80 = 69,600$	$69,600 * 32/87 = 25,600$
$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{Si}$	$2,0 * 0,10 = 0,200$	$0,200 * 32/60 = 0,107$
$\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}$	$0,5 * 0,95 = 0,475$	$0,475 * 48/160 = 0,143$
$\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}$	$1,5 * 0,5 = 0,750$	$0,750 * 48/102 = 0,353$
$\text{CaO} \rightarrow \text{Ca}$	$2,0 * 0,4 = 0,800$	$0,800 * 16/56 = 0,229$
Итого		26,431

Рассчитаем количество углерода, необходимого для связывания указанного количества кислорода по следующие реакции



Тогда $\text{C} = 26,431 * 12/16 = 19,83$ кг.

1.2.2 Определение восстановительной способности кокса

Принимаем, что в коксе находится 10 % золы. Расчёт восстановления золы кокса сведён в таблицу 4.

Таблица 4 – Количество восстановленных оксидов и выделившегося кислорода

Оксид	Восстанавливаемый оксид, кг	Выделившийся кислород, кг
$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{Si}$	$13,5 * 0,48 * 0,10 = 0,648$	$0,648 * 32/60 = 0,346$
$\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}$	$13,5 * 0,20 * 0,95 = 2,565$	$2,565 * 48/160 = 0,770$
$\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}$	$13,5 * 0,25 * 0,50 = 1,687$	$1,687 * 48/102 = 0,794$

$\text{CaO} \rightarrow \text{Ca}$	$13,5 * 0,05 * 0,40 = 0,270$	$0,270 * 16/56 = 0,077$
$\text{SO}_3 \rightarrow \text{S}$	$13,5 * 0,01 * 1,00 = 0,135$	$0,135 * 48/80 = 0,081$
Итого		2,068

1.2.3 Количество восстановленных оксидов и выделившегося кислорода из 10 кг золы коксика

Для связывания 2,068 кг кислорода требуется углерода в количестве

$$2,068 * 12/16 = 1,55 \text{ кг.}$$

Восстановительная способность кокса составляет

$$83,0 - 1,55 = 81,45 \text{ \%}.$$

1.2.4 Участие углерода электродной массы в восстановительных процессах

Расход электродной массы на 1 т марганцевого концентрата I принимаем равным 23 кг/т. Расчёты по определению количества восстанавливаемых оксидов приведены в таблице 5.

Таблица 5 – Количество восстановленных оксидов и выделившегося кислорода из золы электродной массы

Оксид	Восстанавливаемые оксид из золы электродной массы, кг	Выделившийся кислород, кг
$\text{SiO}_2 \rightarrow \text{Si}$	$2 * 0,10 * 0,50 * 0,05 = 0,005$	$0,005 * 32/60 = 0,003$
$\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}$	$2 * 0,10 * 0,14 * 0,95 = 0,027$	$0,027 * 48/160 = 0,008$
$\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}$	$2 * 0,10 * 0,23 * 0,50 = 0,023$	$0,023 * 48/102 = 0,011$
$\text{CaO} \rightarrow \text{Ca}$	$2 * 0,10 * 0,08 * 0,40 = 0,0064$	$0,0064 * 16/56 = 0,002$
$\text{SO}_3 \rightarrow \text{S}$	$2 * 0,10 * 0,02 * 1,00 = 0,004$	$0,004 * 48/80 = 0,0024$
Итого		0,026

Для связывания 0,026 кг кислорода требуется углерода

$$0,026 * 12/16 = 0,02 \text{ кг.}$$

Электродная масса вносит углерод в количестве

$$2 * 85/100 = 1,7 \text{ кг.}$$

Принимаем, что половина этого углерода сгорает, а другая участвует в восстановлении оксидов. Тогда

$$1,7 * 0,5 = 0,85 \text{ кг.}$$

Учитывая, что 0,02 кг израсходуется на восстановление оксидов золы электродной массы, тогда на восстановление марганцевого концентрата I израсходуется

$$0,85 - 0,02 = 0,65 \text{ кг.}$$

1.2.5 Расход коксика

За счёт кокса внесётся углерод

$$19,83 - 0,65 = 19,18 \text{ кг.}$$

Этому количеству углерода соответствует следующие количества кокса

$$19,18 * 100/81,45 = 23,6 \text{ кг.}$$

С учётом угара коксика вблизи электродов в количестве 10 % расхода коксика на 100 кг марганцевого концентрата I

$$23,6 * 100/90 = 25,8 \text{ кг.}$$

1.3 Расчёт расхода железной стружки

Расчёт количества восстановленных элементов приведены в таблице 6. Принимаем величину улёта для Fe = 5%; Al = 15 %; Ca = 15 %; S = 100 %.

Таблица 6 – Расчёт количества восстановленных элементов

Элемент	Восстанавливается из марганцевого концентрата I, кг	Восстанавливается из золы коксика, кг	Восстанавливается из золы электродной массы, кг	Всего, кг

Mn	44,000	-	-	44,000
Si	0,093	0,078	0,003	0,174
Fe	0,332	0,463	0,022	0,817
Al	0,397	0,230	0,014	0,641
Ca	0,571	0,050	0,005	0,626
S	-	0,014	0,002	0,016

Расчёт количества восстановленных элементов с учётом улёта приведены в таблице 7.

Таблица 7 – Расчёт количества восстановленных элементов с учётом улёта

Элемент	Переходит в сплав, кг	В улёт, кг
Mn	44,000	-
Si	0,174	-
Fe	$0,817 * 0,95 = 0,776$	$0,817 - 0,776 = 0,041$
Al	$0,641 * 0,85 = 0,545$	$0,641 - 0,545 = 0,096$
Ca	$0,626 * 0,85 = 0,532$	$0,626 - 0,532 = 0,094$
S	-	0,016
Всего	46,027	0,247

При содержании в сплаве 78 % Mn масса его составляет

$$44,000 * 100/78 = 56,41 \text{ кг}$$

Количество железа, поступившего в сплав с железной стружкой

$$56,41 - 46,027 = 10,383 \text{ кг.}$$

Учитывая, что в железой стружке имеются другие примеси, и принимая их в количестве 10 %, вес стружки составит

$$10,383 * 100/90 = 11,54 \text{ кг.}$$

1.4 Расчёт состава сплава и шлака

Состав сплава приведен в таблице 8.

Таблица 8 – Состав сплава

Элемент	Вес, кг	Состав, %
Mn	44,000	78,0
Si	0,174	0,6
Fe	$11,540 + 0,776 = 12,316$	19,4
Al	0,545	1,0
Ca	0,532	1,0
Всего	57,567	100

Для определения количества и состава шлака необходимо рассчитать количество оксидов, поступивших в шлак из марганцевого концентрата I, золы коксика и золы электродной массы. Все эти расчёты приведены в таблице 9.

Таблица 9 – Состав шлака

Оксид	Поступило в шлак, кг			Вес, кг	Состав, %
	Из марганцевого концентрата I	Из золы кокса	Из золы электродной массы		
MnO	$100 * 0,870 * 71/87 * 0,20 = 14,200$	-	-	14,2000	74,20
SiO ₂	$100 * 0,020 * 0,90 = 1,800$	$0,258 * 0,1 * 0,48 * 0,9 = 0,011$	$2,3 * 0,1 * 0,5 * 0,9 = 0,1035$	1,9145	10,01
FeO	$100 * 0,005 * 0,05 *$	$0,258 * 0,1 * 0,2 *$	$2,3 * 0,1 * 0,14$	0,0247	0,13

	$144/160 = 0,023$	$0,05 * 144/160 = 0,0002$	$* 0,05 * 144/160 = 0,0015$		
Al ₂ O ₃	$100 * 0,015 * 0,50 = 0,750$	$0,258 * 0,1 * 0,25 * 0,5 = 0,003$	$2,3 * 0,1 * 0,23 * 0,5 = 0,0265$	0,7795	4,07
CaO	$100 * 0,020 * 0,60 = 1,200$	$0,258 * 0,1 * 0,05 * 0,6 = 0,0008$	$2,3 * 0,1 * 0,08 * 0,6 = 0,0110$	1,2118	6,33
MgO	$100 * 0,010 = 1,000$	$0,258 * 0,1 * 0,01 = 0,0003$	$2,3 * 0,1 * 0,03 = 0,007$	1,0073	5,26
Всего				19,138	100

Кратность образовавшегося шлака составляет

$$19,138/57,567 = 0,33$$

1.4.1 Расход воздуха и количество образующихся газов

В коксике и электродной массе содержится 85 % углерода, что составляет

$$25,8 * 85/100 + 2,3 * 85/100 = 23,88 \text{ кг.}$$

При окислении С до СО расходуется кислорода в количестве

$$23,88 * 16/12 = 31,84 \text{ кг.}$$

При горении коксика высвобождается кислород

$$25,8 * 2,068/100 = 0,53 \text{ кг.}$$

Общее количество кислорода, высвободившегося при восстановлении оксидов, составляет

$$26,431 + 0,530 + 0,029 = 26,99 \text{ кг.}$$

Поступило кислорода из воздуха

$$31,84 - 26,99 = 4,85 \text{ кг.}$$

Поступившему из воздуха кислорода сопутствует азот в количестве

$$4,85 * 79/21 = 18,25 \text{ кг.}$$

Расход воздуха составит

$$4,85 + 18,25 = 23,10 \text{ кг.}$$

При окислении углерода образуется СО в количестве

$$23,88 * 28/12 = 55,75 \text{ кг}$$

Количество влаги и летучих в шихтовых материалах составляет

$$100 * 6,0/100 + 25,8 * 3,4/100 + 2,3 * 5/100 + 11,54 * 10/100 = 8,15 \text{ кг.}$$

Всего образуется газов (N₂, СО, влага и летучие)

$$18,25 + 55,75 + 8,15 = 82,15 \text{ кг.}$$

1.4.2 Материальный баланс плавки и расход материалов на 1 т сплава

Материальный баланс, состоящий из статей прихода и расхода, приведен в таблице

10.

Таблица 10 – Материальный баланс

Статьи прихода	кг	%	Статьи расхода	кг	%
Марганцевый концентрат I	100,0	61,45	Сплав ферромарганца	57,567	35,37
Коксик	25,8	15,85	Шлак	19,138	11,76
Электродная масса	2,3	1,40	Газы	85,15	52,32
Стружка	11,54	7,10	Улёт	0,247	0,15
Воздух	23,1	14,20	Невязка	0,638	0,40
Всего	162,74	100	Всего	162,74	100

Расход материалов и количество образующегося шлака на 1 т сплава составляет:

- Марганцевый концентрат $1000 * 100/57,567 = 1737,1 \text{ кг};$
- Коксик $1000 * 25,8/57,567 = 448,17 \text{ кг};$
- Электродная масса $1000 * 2,3/57,567 = 39,95 \text{ кг};$

- Стружка $1000 * 11,54/57,567 = 200,46$ кг;
- Шлак $1000 * 19,138/57,567 = 332,45$ кг.

2 Расчёт расхода электроэнергии

2.1 Приход тепла

2.1.1 Тепло окисления углерода

Тепло окисления коксика и электродной массы

$$Q_1 = m_c * H,$$

где m_c – общее количество углерода коксика и электродной массы, кг;

H – тепловой эффект реакции окисления углерода, кДж/кг.

Известно, что $H = 9303,07$ кДж/кг, тогда

$$Q_1 = 28,1 * 9303,07 = 261416,27 \text{ кДж.}$$

2.1.2 Тепло экзотермических реакций

Тепло образования всех экзотермических реакций составит 1 % от общего количества тепла

2.1.3 Физическое тепло шихтовых материалов

Физическое тепло, вносимое каждым шихтовым материалом, определяется по формуле

$$Q_i = m_i * c_i * t_{ш.м.},$$

где m_i – масса соответствующего шихтового материала, кг;

c_i – удельная теплоёмкость материала, кДж/(кг*град);

$t_{ш.м.}$ – температура поступающих в печь шихтовых материалов, °C.

Принимаем $t_{ш.м.} = 25$ °C, получим

- Физическое тепло марганцевого концентрата I

$$Q_{мк} = 100 * 0,162 * 25 = 405 \text{ кДж};$$

- Физическое тепло коксика

$$Q_k = 25,8 * 0,8374 * 25 = 540,12 \text{ кДж};$$

- Физическое тепло железной стружки

$$Q_{ж.с.} = 11,54 * 0,8130 * 25 = 234,55 \text{ кДж.}$$

Суммарное физическое тепло, вносимое шихтовыми материалами

$$Q_3 = Q_{мк} + Q_k + Q_{ж.с.} = 405 + 540,12 + 234,55 = 1179,67 \text{ кДж.}$$

Общий приход тепла

$$\sum Q_{1-3} = Q_1 + Q_3 = 261416,27 + 1179,67 = 262595,94 \text{ кДж,}$$

$$\sum Q_{п} = 262595,94 + 1\% = 265221,90 \text{ кДж,}$$

2.2 Расход тепла

2.2.1 Тепло на эндотермические реакции диссоциации оксидов

Расход тепла на диссоциацию оксидов марганца, кремния, алюминия, кальция и железа рассчитаем по формуле

$$Q_i = m_i * H_i,$$

где m_i – количество диссоциированного оксида, кг;

H_i – тепловой эффект диссоциации 1 кг соответствующего оксида, кДж/кг.

Найдем эту теплоту

- Тепло диссоциации оксида марганца

$$Q_{MnO} = 69,6 * 8893,23 = 618969,21 \text{ кДж};$$

- Тепло диссоциации оксида кремния

$$Q_{SiO_2} = (0,200 + 0,006 + (0,648 * 25,8/100)) * 14373,28 = 5363,88 \text{ кДж};$$

- Тепло диссоциации оксида алюминия

$$Q_{Al_2O_3} = (0,750 + 0,026 + (1,687 * 25,8/100)) * 16143,81 = 19554,13 \text{ кДж};$$

- Тепло диссоциации оксида кальция

$$Q_{CaO} = (0,800 + 0,007 + (0,270 * 25,8/100)) * 11347,74 = 9948,11 \text{ кДж};$$

- Тепло диссоциации оксида железа

$$Q_{Fe_2O_3} = (0,475 + 0,031 + (2,565 * 25,8/100)) * 5107,9 = 5964,85 \text{ кДж}.$$

Всего на диссоциацию оксидов требуется тепла

$$Q_4 = 618969,21 + 5363,88 + 19554,13 + 9948,11 + 5964,85 = 654436,30 \text{ кДж}.$$

2.2.2 Тепло на нагрев сплава

Тепло на нагрев сплава подсчитаем по формуле

$$Q_5 = m_{сп} * q_{FeMn},$$

где $m_{сп}$ – вес сплава, кг;

q_{FeMn} – теплосодержание 1 кг сплава, кДж/кг.

Чтобы определить q_{FeMn} , необходимо знать, что при температуре 1800 °C $q_{Fe} = 1556,6 \text{ кДж/кг}$, а $q_{Mn} = 1549,8 \text{ кДж/кг}$; тогда

$$q_{FeMn} = (1549,8 * 78,0 + 1556,6 * 19,4)/(78,0 + 19,4) = 1551,15 \text{ кДж/кг};$$

$$Q_5 = 57,567 * 1551,15 = 89295,30 \text{ кДж}.$$

2.2.3 Тепло на нагрев шлака

Тепло на нагрев шлака определяется по формуле

$$Q_6 = m_{шл} * q_{шл}.$$

Зная теплосодержание 1 кг шлака, которое составляет 2019,6 кДж/кг, найдем Q_6

$$Q_6 = 19,138 * 2019,6 = 38651,10 \text{ кДж}.$$

2.2.4 Тепло на нагрев газов

Тепло, уносимое газам

$$Q_7 = V_r * q_r,$$

$$V_r = 85,15 * 22,4/28 = 68,12 \text{ м}^3,$$

$$Q_7 = 68,12 * 814,33 = 55472,16 \text{ кДж}.$$

2.2.5 Потери тепла

Потери тепла в короткой сети, через футеровку и на водоохлаждение составляют около 15 % от суммарного расхода тепла.

Суммарный расход тепла можно рассчитать следующим образом

$$\sum Q_p = (Q_4 + Q_5 + Q_6 + Q_7) * 100/70 = (654436,3 + 89295,30 + 38651,10 + 55472,16) * 100/85 = 985711,60 \text{ кДж}.$$

2.3 Расход электроэнергии

Разность между расходом и приходом тепла компенсируется затратами электроэнергии. Эта разность составляет

$$\Delta Q = \sum Q_p - \sum Q_{пр} = 306523,80 - 305793,60 = 720489,70 \text{ кДж}.$$

Зная, что 1 кВт*ч эквивалентен 3600,648 кДж в пересчёте на электроэнергию эта разность составляет

$$\Delta Q' = 720489,70/3600,648 = 200,10 \text{ кВт*ч}.$$

Учитывая, что КПД современных 3-х фазных ферросплавных печей равен 87 %, расход электроэнергии составит

$$\Delta Q'' = 200,10/0,87 = 230 \text{ кВт*ч}$$

или

$$Q_8 = 230 * 3600,648 = 828149,04 \text{ кДж}.$$

Расход электроэнергии на 1 т сплава

$$n = \Delta Q'' * G_1/100 = 230 * 1737,10/100 = 3995,33 \text{ кВт*ч}.$$

Электрические потери составят

$$Q_9 = Q_8 - \Delta Q = 828149,04 - 720489,70 = 107659,34 \text{ кДж}.$$

3 Тепловой баланс плавки

Тепловой баланс плавки составлен на основании статей прихода и расхода тепла и представлен в таблице 11.

Таблица 11 – тепловой баланс плавки

Приход тепла	кДж	%	Расход тепла	кДж	%
Электроэнергия	828149,04	75,75	Диссоциация оксидов	654436,30	59,86
Окисление углерода	261416,27	23,90	Нагрев сплава	89295,30	8,17
Тепло экзотермических реакций	2625,96	0,24	Нагрев шлака	38651,10	3,53
Физическое тепло шихтовых материалов	1179,67	0,11	Нагрев газов	55472,16	5,07
			Потери в печи	147856,74	13,52
			Электрические потери	107659,34	9,85
Всего	1093370,94	100	Всего	1093370,94	100

Форма представления результата:

Работа выполняется в письменном виде в тетради для практических работ и защищается вместе с теорией по соответствующему разделу дисциплины в установленные сроки.

Критерии оценки:

- «Отлично» - работа выполнена точно в срок и в соответствии с требованиями, ошибок нет.
- «Хорошо» - допускаются небольшие неточности или некоторые ошибки в работе.
- «Удовлетворительно» - в работе отсутствуют значительные элементы по содержанию работы, допущено ошибок более 50% от работы.
- «Неудовлетворительно» - работа полностью не соответствует требованиям, все задания выполнены не верно.

Тема 3.5 Оборудование для производства ферросплавов и лигатур в электропечах

Практическая работа № 7

Изучение конструкции и принципа действия ферросплавной печи

Формируемая компетенция:

ПК 1.1. Осуществлять технологические операции по производству черных металлов.

ПК 1.3. Эксплуатировать технологическое и подъемно-транспортное оборудование, обеспечивающее процесс производства черных металлов.

Цель работы:

Изучить устройство и принцип действия ферросплавной печи на основании представленного теоретического материала и схемы печи.

Выполнив работу, Вы будете:

уметь:

читать чертежи ферросплавных печей

Материальное обеспечение:

Схема устройства ферросплавной печи и принцип действия агрегата

Задание:

1. Изучить конструкцию ферросплавной печи
2. Изучить принцип действия ферросплавной печи

Порядок выполнения работы:

1. Ознакомится с методическими указаниями по практическому заданию.
2. Выполнить задание.
3. Оформить работу в тетради для практических занятий.

Ход работы:

1. Получить материалы для работы.
2. Ознакомится с конструктивными особенностями ферросплавной печи.
3. Ознакомиться с основными этапами технологического процесса по выплавке ферросплавов

Конструкция и устройство ферросплавной печи

Ферросплавные печи – это вид электрических агрегатов, предназначенный для выплавки ферросплавов. Нагревание шихты в таких устройствах происходит под действием электрической дуги. Ферросплавы – это общее название соединений железа с различными химическими элементами (кремнием, марганцем, хромом и др.). Они применяются в металлургическом производстве для легирования железа, что улучшает его характеристики.

Ферросплавные устройства также называют рудно-термическими печами для производства ферросплавов. Это агрегаты, в которых руда подвергается тепловой обработке с целью получения различных материалов.

Устройство ферросплавных печей зависит от тех технологических процессов, которые происходят в агрегате: электро- и металлотермических. Их маркировка дает представление о конструкции оборудования и указывает на мощность трансформатора, которая измеряется в МВА.

Буквы в маркировке расшифровываются следующим образом:

Р – рудно-термическая.

К – круглая ванна.

П – прямоугольная ванна.

О – открытая печь.

З – закрытая герметичным сводом.

Так, марка устройства РКЗ-16,5 говорит о том, что данная рудно-термическая печь оснащена круглой ванной, закрытым сводом, а мощность используемого трансформатора составляет 16,5 МВА.

Ферросплавное оборудование подразделяется на устройства непрерывного и периодического действия. Первые – восстановительные, а вторые – рафинировочные. На следующих рисунках показана печь РКЗ в разрезе и в плане. Как видно, агрегат имеет форму невысокого цилиндра (шахты) с 3 электродами.

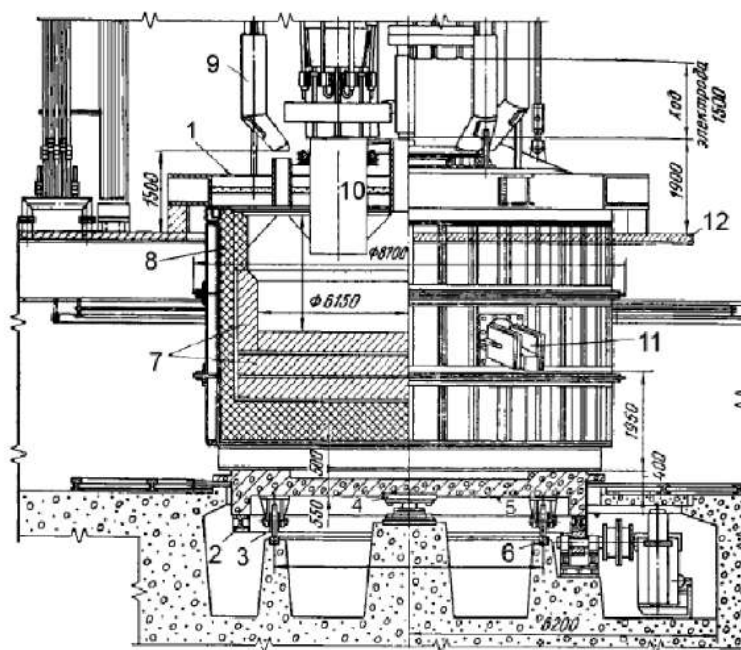
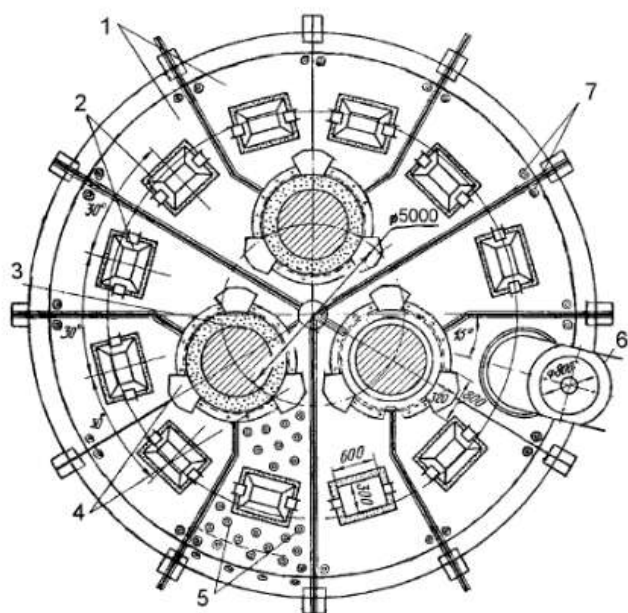


Схема ферросплавной печи типа РКЗ с водоохлаждаемым сводом и вращающейся ванной

1 – свод и расположенная под ним зона колошника; 2 – зубчатый венец; 3 – ходовые колеса; 4 – центрирующая тяга; 5 – железобетонная плита; 6 – кольцевой рельс; 7 – угольные блоки; 8 – шамот; 9 – загрузочный лоток; 10 – электрод; 11 – сливной желоб; 12 – рабочая площадка

Электрические проводники в ферросплавных печах бывают трех видов: графитированные, угольные и самоспекающиеся. Для получения первого типа чистые углеродистые материалы прессуют, после чего обжигают при температуре 2600 °С. Чтобы получить угольные электроды, сначала дробят антрацит и каменноугольный кокс, затем добавляют к ним связующие материалы, прессуют и обжигают при температуре 1300 °С. Получение самоспекающихся электрических проводников осуществляется путем заполнения специальных форм электродной массой, которая постепенно спекается в процессе погружения емкостей в рабочее пространство печи.

Из всех видов графитированные со специальной пропиткой считаются наиболее качественными. Плотность тока в них составляет 20 А/см². В то же время самоспекающиеся являются наименее дорогостоящими. Однако плотность тока в них заметно ниже – 5-7 А/см². Потому их приходится делать значительно большего диаметра.



Вид сверху на металлический водоохлаждаемый свод
ферросплавной печи:

1 - секция свода (одна из шести); 2 - противозрывные люки; 3 - электроды; 4 - загрузочные воронки; 5 - распорные трубки (условно показаны на одной секции); 6 - газоотводная труба; 7 - штуцеры для подвода и отвода охлаждающей воды

Принцип работы ферросплавной печи

Чтобы шихта в устройстве плавилась равномерно и не образовывались спеки, некоторые агрегаты оборудуются механизмом вращения, для чего в конструкции предусматриваются ходовые колеса и кольцевые рельсы. Этот процесс осуществляется в пределах определенного сектора (обычно не более 130 градусов) и является реверсивным. Свод печи разделен на шесть секций с циркулирующей в них жидкостью. Внизу он покрыт слоем жаростойкого бетона. В отличие от самой печи, этот элемент конструкции установлен неподвижно. В нем имеется ряд отверстий для противовзрывных люков, загрузочных воронок и газоотводных трубок.



Плавильный процесс в печи осуществляется постоянно. Чтобы электроды все время находились погруженными в шихту, через загрузочные воронки материал (агломерат, флюсы, окатыши, топливо) подается порциями (колошами). На колошниках (верхней части агрегата) постоянно должна лежать шихта в виде конуса вокруг каждого электрода. Электрическая дуга, проходя между проводниками, создает под слоем шихты зону реакции, имеющую форму стакана. Его стенки оплавлены при температуре около 2000 °С. Внутри этой зоны отмечается реакция восстановления при показателе 2100-2200 °С. Здесь содержимое находится в жидкой и газообразной формах.

Тепловая энергия поступает благодаря электрической дуге. При этом она идет не только на плавление продуктов реакции, но и на прогревание шихты выше реакционной зоны. Часть тепла выводится вместе с газообразными продуктами, в том числе с парами оксидов и металлов. Благодаря тому, что над зоной реакции находится примерно метровый слой шихты, теплоту газов удастся эффективно использовать на ее нагревание. Смесь углеводородов, которая отводится из рабочего пространства печи, после очистки от пыли называют ферросплавной, неочищенные газы – колошниковыми. Когда шихта поступает непосредственно в зону реакции, она уже довольно хорошо прогрета газообразными продуктами и очищена от летучих компонентов. Когда готового металла и шлака набирается определенное количество, они выгружаются из печи с помощью сливного желоба.

Конструкция ферросплавных устройств такова, что подсчитать, сколько металла выплавлено, невозможно. Потому приблизительные расчеты ведутся исходя из мощности агрегата и количества энергии, требуемой для получения тонны ферросплава. Например, мощность печи составляет 1,5 МВт. На изготовление 1000 кг продукта необходимо 3 МВт•час электроэнергии. Нужно определить, сколько металла будет получено за восемь часов работы. Для этого выполняются простые расчеты: на производство одной тонны

металла нужно $3/1,5=2$ часа, а за 8 часов будет выплавлено $8/2=4$ т ферросплава.

Температура плавления разных ферросплавных материалов отличается. Например, для ферромарганца она составляет 1220-1260 °С. Разливается вещество на ленточных машинах при показателе 1340-1380 °С. Печной выпуск имеет температуру 1500-1600 °С. Когда в ферросплавной печи восстанавливаются окислы, происходит выделение значительного количества окиси углерода: $MnO+C=Mn+CO-288,288$ кДж/моль. На сегодняшний день актуальным остается вопрос эффективного использования колошникового газа. Иногда он идет на обжиг известняка или же применяется в качестве топлива для котельных. Но часто это вещество просто сжигается в свечах над цехом. Ферромарганцевый колошниковый газ имеет примерно следующий состав (в объемных долях): CO — 80...90%; CO₂ — 2...10%; H₂ — 2...6%; CH₄ — 0...5%; N₂ — 0...3%; O₂ — 0,04...0,08%. Такая смесь обладает довольно высокой теплотой сгорания (9-10 МДж/м³).

Для разных сплавов удельный расход энергии отличается: для ферросилиция (75% кремния): 570 кг у. т./т кварцита или 8,5-8,8 МВт·час/т ферросилиция; это соответствует 1040-1080 кг у. т./т ферросилиция; для ферромарганца (76% марганца): 120-130 кг у. т./т концентрата или 3,8-4,1 МВт·час/т ферромарганца; это соответствует 460-510 кг у. т./т ферромарганца; для высокоуглеродистого феррохрома (60% хрома): 230-240 кг у. т./т концентрата или 3,7-4 МВт·час/т концентрата; это соответствует 450-490 кг у. т./т феррохрома.

Форма представления результата:

Задание 1 Заполните таблицы 1 и 2

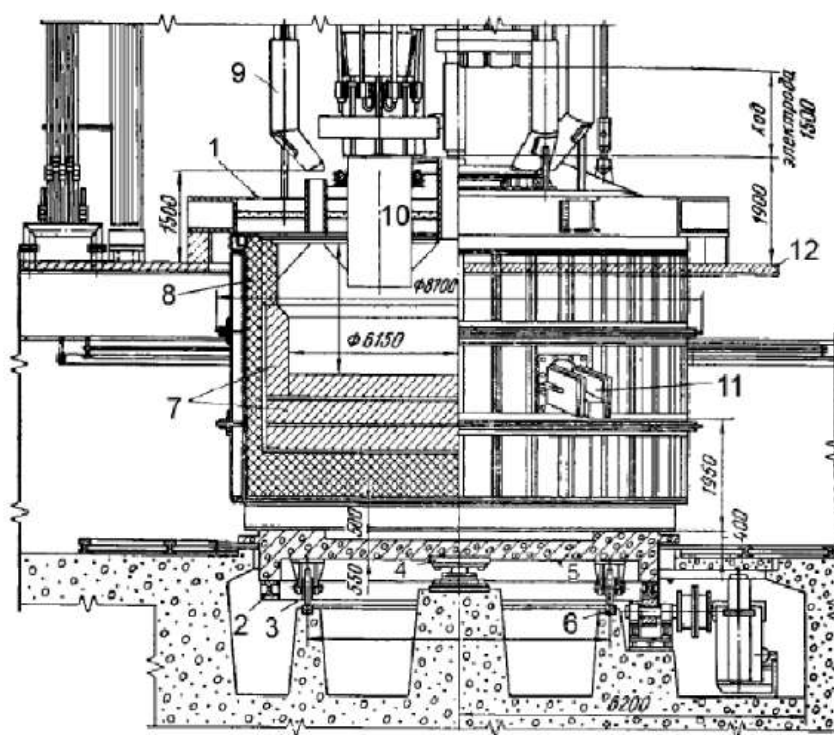


Таблица 1 – Конструктивные особенности ферросплавной печи

Позиция	наименование	назначение
1		
2		
3		
4		
5		

6		
7		
8		
9		
10		
11		
12		

Таблица 2 – Конструктивные особенности свода ферросплавной печи

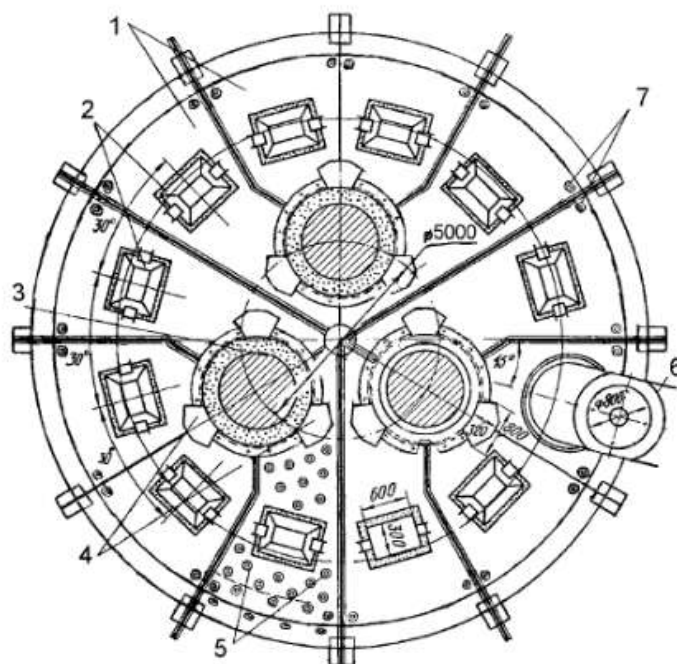


Таблица 2 – Конструктивные особенности свода ферросплавной печи

Позиция	наименование	назначение
1		
2		
3		
4		
5		
6		
7		

Задание 2 Заполните таблицу 3

Таблица 3 – Принцип работы ферросплавной печи

Этап технологического процесса	Время операции	Часть печи и применяемое оборудование	Расход шихты	Расход электроэнергии	Отвод газов	Особенности протекания процесса

Критерии оценивания практического задания:

Оценка «отлично» - Таблица 1 и таблица 2,3 заполнены полностью, верно. Даны все необходимые комментарии. Все графы, столбики и строки заполнены.

Оценка «хорошо» - Таблица 1 и таблица 2,3 заполнены полностью, но имеются замечания. Например не полностью прописаны элементы конструкций, допускаются некоторые отклонения.

Оценка «удовлетворительно» - Верно заполнена только одна из таблиц. Или таблицы заполнены на 50%, при условии верного заполнения.

Оценка «неудовлетворительно» - Объем работы выполнен менее 50%. Либо допущены грубые ошибки при заполнении граф.

Тема 3.5 Оборудование для производства ферросплавов и лигатур в электропечах

Практическая работа № 8

Изучение конструкции и принципа действия индукционной печи

Формируемая компетенция:

ПК 1.1. Осуществлять технологические операции по производству черных металлов.

ПК 1.3. Эксплуатировать технологическое и подъемно-транспортное оборудование, обеспечивающее процесс производства черных металлов.

Цель работы:

Изучить устройство и конструктивные особенности индукционной печи на основании представленного материала и схем основных частей печи.

Выполнив работу, Вы будете:

уметь:

определять назначение основных элементов индукционной печи

Материальное обеспечение:

Схема устройства индукционной печи и ее оборудования

Задание:

1. Изучить конструкцию ферросплавной печи
2. Изучить принцип действия основных составляющих элементов

Порядок выполнения работы:

1. Ознакомится с методическими указаниями по практическому заданию.
2. Выполнить задание.
3. Оформить работу в тетради для практических занятий.

Ход работы:

1. Получить материалы для работы.
2. Ознакомится с конструктивными особенностями индукционной печи.
3. Ознакомиться с назначением и принципом работы основных элементов конструкции индукционной печи.
4. Выполнить задание

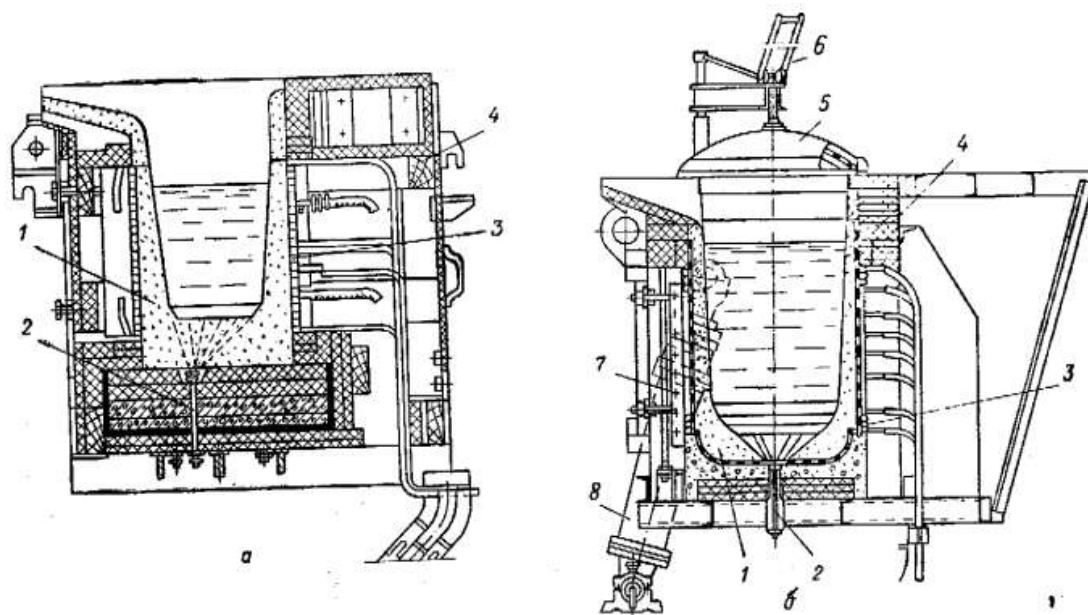
КОНСТРУКЦИЯ ИНДУКЦИОННОЙ ТИГЕЛЬНОЙ ПЕЧИ

Современная индукционная тигельная печь (рис.3) состоит из следующих основных конструктивных элементов:

- корпуса с ферромагнитным или электромагнитным экраном;
- индуктора с водяным охлаждением, изготовляемого из полый медной трубки;
- огнеупорной футеровки;
- вспомогательных устройств (механизма наклона печи, механизма поворота свода, контактного устройства).

2.1. КОРПУС

Основой индукционной печи, объединяющей отдельные ее элементы в единое целое, является **корпус**. Его металлические части, находящиеся во внешнем магнитном поле индуктора, поглощают часть его активной мощности и нагреваются. Для снижения электрических потерь корпус печи изготовляют из немагнитных материалов. В печах малой мощности (до 1 тонны) используют дерево или асбоцемент, соединяемые при помощи немагнитных крепежных изделий (латунные шпильки, накладки и т.д.). Корпуса печей большей емкости изготовляют полностью из немагнитной стали, меди, бронзы или алюминия в виде конструкций, не образующих замкнутых контуров.



а) - средней емкости (до 1 т); б) - большой емкости (свыше 1 т);
1 — футеровка; 2 — сигнализатор контроля состояния тигля; 3 - индуктор;
4 — корпус; 5 — свод; 6 — механизм подъема и поворота свода;
7 — внешний магнитопровод; 8 — механизм наклона печи
Рис.3. Индукционная тигельная печь серии ИСТ (индукционная сталеплавильная тигельная):

Дальнейшее уменьшение электрических потерь внутри корпуса может быть достигнуто либо увеличением размеров корпуса печи, либо путем установки между корпусом печи и индуктором дополнительного магнитопровода (электрический экран), выполненного в виде металлической вставки из материалов с малым удельным электрическим сопротивлением.

2.2. ИНДУКТОР

Индуктор предназначен для создания переменного магнитного поля заданной напряженности, который индуцирует ток в нагреваемых материалах. В процессе плавки индуктор испытывает радиальные электродинамические усилия, вызванные вибрациями, расширением футеровки, усилиями, возникающими при наклоне печи для слива металла. Кроме того, при расплавлении металла через индуктор проходит существенный тепловой поток от расплавляемого материала. Для предотвращения перегрева индуктора и преждевременного выхода его из строя применяется водяное охлаждение. Это позволяет уменьшить электрические потери и обеспечить надежную электроизоляцию и безаварийность работы агрегата.

Индуктор изготавливают в виде однослойной цилиндрической катушки из медной полый трубки специального профиля (рис.6) (соленоида), витки которого укладываются или в виде спирали (спиральный индуктор) с постоянным углом наклона витков и заданным шагом навивки (рис.7,а) или в виде катушки, все витки которой располагаются в горизонтальных плоскостях, а переходы между соседними витками осуществляют наклонным участком (индуктор с транспозицией витков) (рис.7,б).

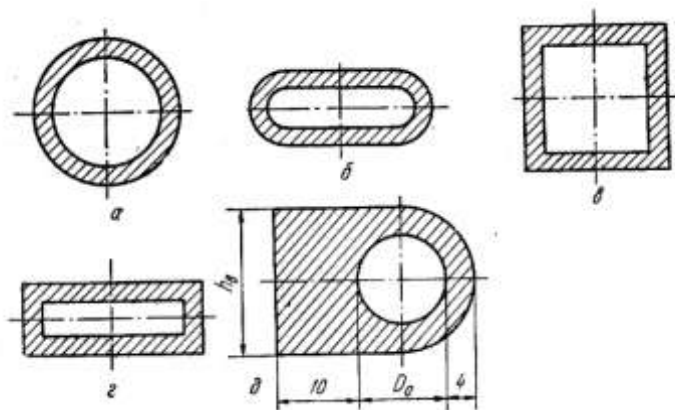


Рис.6. Профили трубки индуктора: а) - круглый (ГОСТ 617-72); б) -овальный; в) -квадратный (ГОСТ 16774-71); г) - прямоугольный (ГОСТ 16774-71); д) — неравноценный (D -образный)

Жесткость конструкции индуктора может быть обеспечена двумя способами:

1. При наличии электроизоляционного промежутка между витками креплением каждого витка к независимым изоляционным стойкам с помощью приваренных к нему латунных шпилек.
2. Сжатием всех витков между двух плит из изоляционного материала с фиксацией вертикальными стойками. В этом случае витки между собой изолируют прокладками из пиканита, стеклоленты или обмазки.

Водяное охлаждение обеспечивает надежность отвода теплового потока от расплавленного металла через футеровку тигля при обеспечении следующих условий:

а) температура воды не должна превышать температуры выпадения солей жесткости ($35...45^{\circ}\text{C}$) для предотвращения образования накипи внутри трубок и ухудшения теплоотвода от них;

б) температура индуктора не должна быть ниже температуры окружающей среды. В противном случае будет происходить конденсация паров воды и запотевание индуктора, что может привести к пробое изоляции между витками;

в) напор потребляемой воды не должен превышать 2 атм. с целью обеспечения возможности использования обычной водопроводной воды. Для этого система водяного охлаждения может быть секционирована при параллельном соединении секций охлаждения.

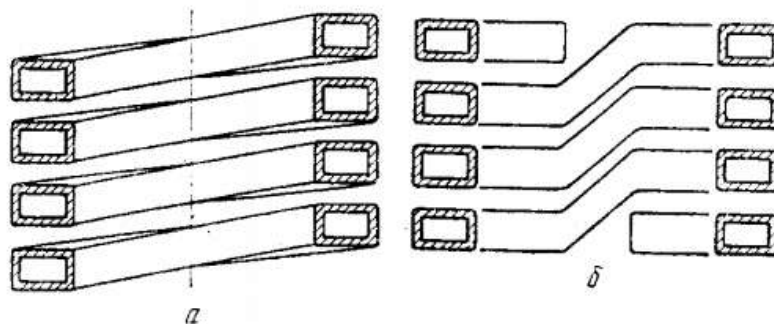


Рис.7. Индукторы со спиральной навивкой (а) и с транспозицией (б)

2.3. ОГНЕУПОРНАЯ ФУТЕРОВКА

Огнеупорная футеровка тигельной индукционной печи состоит из тигля, образующего плавильное пространство и определяющего емкость печи; подины, служащей основанием, на которое устанавливаются тигель и индуктор; леточной керамики (носки), предназначенной для формирования струи жидкого металла при сливе его из тигля; воротника, соединяющего тигель и леточную керамику; крышки, футерованной шамотными огнеупорами.

Тигль должен обеспечивать удобство ведения металлургического процесса при минимуме тепловых потерь, максимальном электрическом КПД и достаточную механическую прочность. (рис.8).

Для обеспечения механической прочности тигля, заполненного металлом, толщину его стенки по высоте делают переменной, а внутреннюю поверхность выполняют в виде конуса с углом наклона образующей $\alpha = 2 \dots 4^\circ$. Сопряжение вертикальных стенок с дном выполняется под углом $45 \dots 50^\circ$ либо с плавным переходом.

Стойкость тигля определяет длительность работы печи между ремонтами. Во время плавки тигель испытывает тепловое, коррозионное и эрозионное воздействие жидкого металла, химической коррозии шлака, статическое давление столба жидкого металла, механические усилия при загрузке шихты и ведении плавки. Поэтому к огнеупорным свойствам и качеству футеровки предъявляют особые требования:

- материал тигля должен обладать высокой огнеупорностью и термостойкостью, химической стойкостью по отношению к расплавленному металлу и шлаку при рабочих температурах;

- сохранять теплоизоляционные свойства и минимальную электропроводность во всем диапазоне рабочих температур; обладать механической прочностью в условиях воздействия высоких температур, большого металлостатического давления, значительных механических усилий при загрузке исходной шихты, обслуживании и чистке; иметь минимальную толщину стенок для обеспечения высокого электрического КПД;

- материал тигля должен иметь минимальный коэффициент линейного (объемного) расширения для исключения возникновения трещин в его стенке при разогреве;

- технология изготовления и уход за тиглем должны обеспечивать высокую стойкость и минимальное количество экзо- и эндотермических включений в металл, обеспечивая стабильность ведения металлургического процесса.

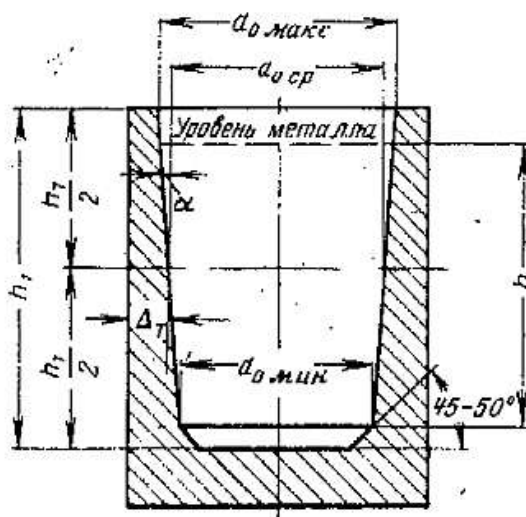


Рис. 8. Продольное сечение тигля

Для индукционных тигельных печей можно применять кислую, основную и нейтральную огнеупорную футеровку. В зависимости от марки выплавляемого металла, уровня температур и особенностей технологии выбирают соответствующий состав футеровочных материалов.

Кислую футеровку изготавливают из кремнеземистых материалов (кварцита, кварцевого песка, молотого динасового кирпича) с содержанием SiC_б не менее 93...98%. В качестве связующей (упрочняющей) добавки используют сульфидно-целлюлозный экстракт с добавлением 1,0... 1,5% борной кислоты в качестве минерализатора. Огнеупорная масса может иметь следующий зерновой состав: 5% зерен 3...2 мм; 50% зерен 2...0,5 мм и 45% зерен менее 0,5 мм.

Стойкость кислых тиглей составляет 80... 100 плавов.

Основную футеровку выполняют преимущественно из магнезита в предварительно спеченном или плавленном состоянии и обладающим высоким постоянством объема. Для уменьшения усадки при высоких температурах (1500...1600°C) и обеспечения некоторого ее роста при умеренных температурах (1150...1400°C), что предотвращает образование усадочных трещин, применяют добавки минерализатора (хромовая руда, кварцевый песок, кварциты). В качестве связующего материала при изготовлении основной футеровки используют глину (3% от массы магнезита) с увлажнением ее водным раствором жидкого стекла или патоки (до 12%). Огнеупорная масса должна иметь гранулометрический состав: 50% зерен 6...0,5 мм; 15% зерен 0,5...0,18 мм; 35% зерен менее 0,18 мм. Стойкость такой футеровки колеблется в пределах от 18...20 плавов до 40...50 плавов.

Нейтральная футеровка состоит в основном из аморфных оксидов (Al₂O₃, ZrO₂, SiO₂). Она характеризуется более высокими эксплуатационными показателями по сравнению с кислой и основной футеровкой. Однако стоимость ее изготовления существенно выше, что сдерживает более широкое применение таких материалов.

Футеровка индукционных печей может быть изготовлена одним из следующих методов:

1. Набивкой футеровочных материалов по стальному шаблону с формой внутренней поверхности печи непосредственно в ней. Шаблон устанавливается на подине строго по оси печи, а порошкообразные огнеупорные материалы засыпают в зазор между индуктором и шаблоном послойно с последовательным уплотнением пневматической или электрической трамбовкой.

2. Изготовлением футеровки внепечным методом в виде спрессованного изделия на специальных прессах в прессформах. Тигли, изготовленные таким методом, помещают в

индуктор печи и засыпают с боковой стороны порошкообразными огнеупорными материалами для придания определенной жесткости конструкции и предотвращения возможности прорыва жидкого металла к индуктору при нарушении целостности тигля. Такой метод позволяет сократить объем ремонтных работ и сроки их выполнения при смене тигля.

3. Изготовление футеровки из фасонных изделий. В этом случае необходимо предусмотреть возможность изготовления буферного слоя из огнеупорной засыпки толщиной 25...30 мм между индуктором и тиглем, способным компенсировать тепловые расширения основной массы футеровки при ее разогреве.

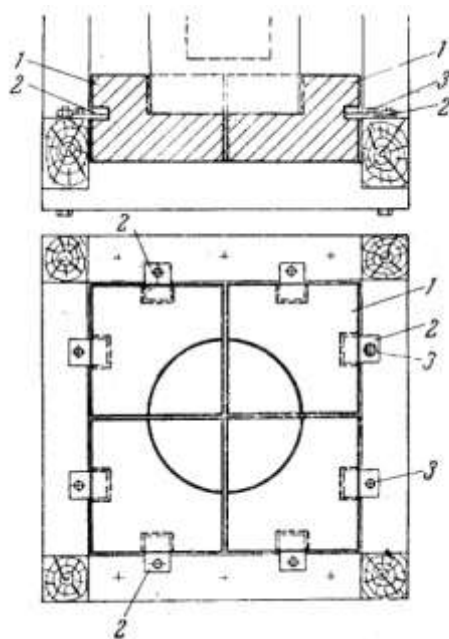
4. Послойная наварка футеровки путем торкретирования или плазменного напыления контактных рабочих слоев на изготовленную любым методом футеровку. Такой метод позволяет получать химически чистую и компактную высокоогнеупорную поверхность футеровки со стороны металла.

Подина является основанием для размещения тигля и индуктора. С этой целью на нижнюю часть каркаса печи устанавливают рамку, закрепляя ее латунными шпильками, и на ней же располагают подовую плиту (подину), которую для небольших печей емкостью 50...100 кг изготавливают из шамотных блоков (1) (рис.9), укрепленных при помощи накладок (2) и шпилек (3) из немагнитных материалов.

Между блоками оставляют зазоры шириной 15 мм для компенсации тепловых расширений. Недостатком такого типа подин является трудность замены шамотных блоков и их относительная дороговизна, поскольку они являются нестандартными изделиями для огнеупорных заводов.

Подину можно изготавливать из огнеупорного бетона, который заливают непосредственно на основание печи, покрытого асбоцементными листами или в опалубку.

В качестве материала **подины** могут быть использованы текстолитовые или асбоцементные плиты, а также фасонные шамотные кирпичи.



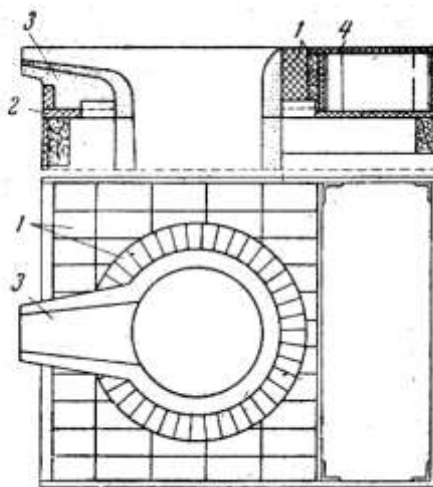
1- шамотные блоки; 2- накладки; 3-шпильки

Рис.9. Устройство подины

Леточная керамика предназначена для формирования струи металла при наклоне печи. Основной ее частью является **носок**, по которому течет металл.

Леточную керамику (рис. 10) изготавливают из стандартных шамотных кирпичей (1), уложенных на огнеупорном растворе из молотого шамота и увлажненной глины на асбоцементную плиту (2), укрепленную на верхней раме каркаса. Носок (3) изготавливают в основном в виде сплошного шамотного блока соответствующей формы, а для печей малой

емкости выдалбливают в кирпиче. Часть футеровки, обрамляющая проем над тиглем, называется **воротником**.



1 шамотные кирпичи; 2 - асбоцементная плит; 3 - носок; 4 - воротник

Рис.10. Леточная керамика индукционной печи.

Его часто накрывают асбоцементной плитой. Щели между блоками и тиглем заполняют обмазкой.

Свод предназначен для снижения тепловых потерь с поверхности расплавленного металла. Для открытых печей свод выполняют откидывающимся из конструкционной стали, футерованной изнутри. Открывание крышки осуществляют либо вручную с помощью рычагов (печи малой емкости), либо с помощью специального привода (гидро-или электромеханического).

2.4. МЕХАНИЗМ НАКЛОНА ТИГЛЯ И ПОВОРОТА СВОДА

Для слива металла из тигля после окончания плавки печь наклоняют на угол 95... 100°. Для того чтобы уменьшить длину струи металла и не перемещать разливочный ковш вслед за изменением положения носка тигля, ось наклона печи располагают вблизи носка или непосредственно под ним.

Наклон печи производят одним из способов:

- с помощью ручного привода или рычагов (только для лабораторных установок);
- тельфера или другого подъемного механизма, установленного в цехе (рис.11,а). При этом крюк подъемного устройства закрепляют за специальную скобу, предусмотренную на каркасе печи; электромеханического привода, состоящего обычно из электродвигателя, редуктора и цепной передачи, установленных на опорной раме печи; гидропривода, включающего маслониорную установку для создания давления жидкости в системе, плунжеры и гидроцилиндры, шарнирно связанные с корпусом печи (рис. 11,б). Для наклона печи на две стороны гидравлический механизм снабжается двумя парами цилиндров (рис.11,в).

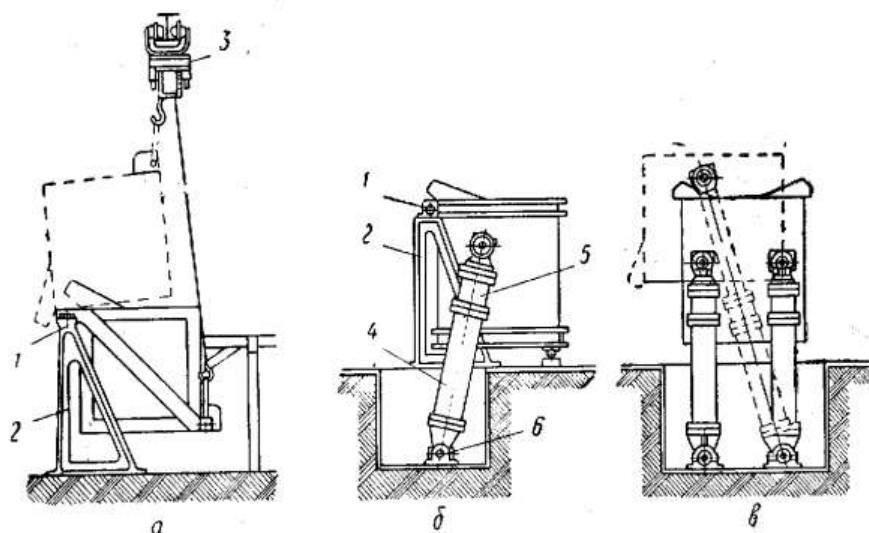


Рис.11. Схемы механизмов наклона индукционных тигельных печей. 1 - ось наклона печи; 2 - опорная стойка; 3 - тельфер; 4 - цилиндр; 5 - плунжер; 6 - опора цилиндра; -----положение печи при наклоне

Последний вид механизма наклона получил наибольшее распространение благодаря простоте конструкции и обеспечению плавности хода. Маслонапорную установку располагают обычно рядом с печью, вне рабочей площадки. Пульт управления размещают на рабочей площадке в месте удобном для наблюдения за процессом слива металла. Основным недостатком этого типа механизма следует считать необходимость иметь под печью значительное пространство для установки гидроцилиндров.

Для удобства снятия и закрытия герметичной крышки используют **механизм поворота свода**, который представляет собой простые рычажные или кулачковые приспособления, позволяющие легко приподнимать крышку на 1...2см, после чего отводить ее в сторону.

Для поворота свода печей большой емкости используют гидравлические цилиндры. Для уменьшения излучения из тигля над ним устанавливают футерованную крышку (рис.12).

2.5. КОНТАКТНОЕ УСТРОЙСТВО

Контактное устройство соединяет индуктор с токоподводом и предусматривает возможность наклона печи во время разливки металла. Возможны два типа их конструкции: 1 - разъемное соединение; 2 - гибкое неразъемное соединение.

При использовании разъемного соединения подвижные контакты, установленные на корпусе печи, соприкасаются с неподвижными при нормальном вертикальном положении агрегата и выходят из соприкосновения при его наклоне. При наклоне подвижные контакты отходят в направлении, указанном стрелкой.

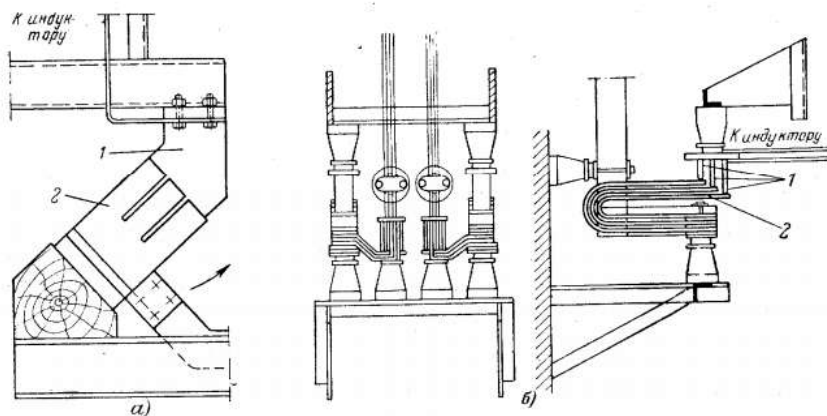


Рис. 12. Конструкция разъемного соединения индуктора с токопроводом:

1 - подвижный контакт; 2 - неподвижный контакт

Соединение печи при помощи врубных ножей (рис.12,а), при недостаточной точности изготовления подшипников оси вращения печи приводят к тому, что подвижный контакт 1 (нож) может не попасть в зазор между неподвижными контактами (2), что приведет к выходу его из строя.

Этого дефекта лишена конструкция, изображенная на рис. 12,б. Ее подвижные контакты (1) соприкасаются при нормальном вертикальном положении печи с неподвижными пружинными контактами (2) и осуществляют соединение свободным нажатием.

Для недопущения перегрева контактов их охлаждают водой. Соединение индуктора с токоподводом при помощи гибкого кабеля значительно снижают энергетические потери, устраняют трудности подгонки подвижных и неподвижных контактов, не требуют заботы об их чистоте. В тоже время, этой форме соединения присущ ряд дефектов:

- а) возникновение добавочных электрических потерь (до 10...20% активной мощности печи) за счет увеличения длины проводников;
- б) увеличение затрат меди;
- в) увеличение индуктивного сопротивления токопровода, что вызывает возрастание падения напряжения в токоподводящей сети.

ЗАДАНИЕ 1

1. После изучения теоретического материала, заполните таблицу 1:

Таблица 1 – Конструктивные особенности основных элементов индукционной печи

Позиция	наименование	назначение
<i>наименование элемента</i>		
1		
2		
3		
4		
<i>наименование элемента</i>		
1		
2		
3		
4		

5		

ЗАДАНИЕ 2

1. После изучения теоретического материала, заполните таблицу 2:

Таблица 2 – Футеровка индукционной печи

Вид футеровки	Химический состав	Гранулометрический состав	Назначение
1			
2			
3			
Способ выполнения футеровки			

Критерии оценивания практического задания:

Оценка «отлично» - Таблица 1 и таблица 2 заполнены полностью, верно. Даны все необходимые комментарии. Все графы, столбики и строки заполнены.

Оценка «хорошо» - Таблица 1 и таблица 2 заполнены полностью, но имеются замечания. Например не полностью прописаны элементы конструкций, допускаются некоторые отклонения.

Оценка «удовлетворительно» - Верно заполнена только одна из таблиц. Или обе таблицы заполнены на 50%, при условии верного заполнения.

Оценка «неудовлетворительно» - Объем работы выполнен менее 50%. Либо допущены грубые ошибки при заполнении граф.