

Министерство образования Республики Беларусь

Учреждение образования «Гомельский государственный
технический университет имени П.О. Сухого»

Кафедра «Металлургия и технологии обработки материалов»

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЦЕХОВ
ЛАБОРАТОРНЫЙ ПРАКТИКУМ
для студентов дневной и заочной форм обучения

специальности:

1–42 01 01 МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО
И МАТЕРИАЛООБРАБОТКА (ПО НАПРАВЛЕНИЯМ)

специализации:

1–42 01 01–01 МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО
И МАТЕРИАЛООБРАБОТКА (МЕТАЛЛУРГИЯ)

направления:

1–42 01 01–01 02 ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ
МЕТАЛЛОВ

Гомель 2017

УДК 669.18.146.5

ББК

Автор-составитель: *В.А. Жаранов*

Технологическое оборудование металлургических цехов: лабораторный практикум для студентов дневной и заочной форм обучения специальности 1–42 01 01 металлургическое производство и материалобработка (по направлениям) специализации: 1–42 01 01–01 Металлургическое производство и материалобработка (металлургия), направления: 1–42 01 01–01 02 Электрометаллургия черных и цветных металлов / авт.-сост. В.А. Жаранов. – Гомель: ГГТУ имени П.О. Сухого, 2017. – 134 с.

Лабораторный практикум предназначен для изучения оборудования и технологических процессов происходящих при реализации основных технологий производства на металлургических предприятиях.

Рассмотрена методика проведения лабораторных работ, теоретические основы изучаемых вопросов, приведены требования к оформлению отчётов и вопросы для самопроверки.

Пособие может быть использовано в качестве дополнительного источника информации, при преподавании курса «Проектирование цехов», выполнении курсовых и дипломных проектов по прикладным дисциплинам специальности.

1.ВВЕДЕНИЕ	4
Лабораторная работа 1. «Исследование пропускной способности бункеров для сыпучих материалов»	6
Лабораторная работа 2. «Исследование неравномерности распределения шихтовых материалов в доменной печи при работе двухконусного и бесконусного загрузочных устройств»	9
Лабораторная работа 3. «Определение опрокидывающих моментов конвертера методом моделирования»	16
Лабораторная работа 4.«Определение рационального положения оси вращения конвертера по условиям самовозврата в вертикальное положение».....	20
Лабораторная работа 5. «Исследование положения центра тяжести и места расположения цапф сталевозного ковша»	23
Лабораторная работа 6. «Исследование нагрузок механизма выката корпуса электросталеплавильной печи»	27
Лабораторная работа 7. «Определение давления металла на валки при прокатке на лабораторном прокатном стане»	32
Лабораторная работа 8. Дробление и измельчение материалов.....	39
Лабораторная работа 9.Обогащение железных руд магнитной сепарацией	56
Лабораторная работа 10. Изучение восстановимости железных руд	67
Лабораторная работа 11. Брикетирование руд	86
Лабораторная работа 12.Исследование динамики затвердевания стального слитка	101
Лабораторная работа 13. Изучение усадочных процессов при кристаллизации стали в изложницах	109
Лабораторная работа 14. Исследование условий охлаждения непрерывнолитой заготовки в ЗВО	118
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	133

1. ВВЕДЕНИЕ

Учебное пособие является комплексным сборником по основным практическим разделам учебного курса аглодоменного, сталеплавильного и прокатного оборудования. В лабораторном практикуме представлен комплекс лабораторных исследовательских работ на действующих установках, которые позволят определять, исследовать и анализировать технологические, кинематические, конструктивные, энергосиловые и другие параметры.

В данном учебном издании в кратком обобщённом виде представлен практикум по наиболее распространённым в металлургическом производстве машинам и агрегатам.

При выполнении представленных в практикуме лабораторных работ, предусмотренных учебным планом подготовки студенты приобретают компетенции:

- самостоятельно приобретать новые знания, используя современные образовательные и информационные технологии;
- уметь осуществлять и корректировать технологические процессы в металлургии и материалообработке;
- уметь выбирать методы исследования, планировать и проводить необходимые эксперименты, интерпретировать результаты и делать выводы;
- анализировать, совершенствовать и разрабатывать нормативную и технологическую документацию металлургического производства.

Большинство лабораторных работ являются, по существу, небольшими исследованиями, поэтому для их проведения, обработки полученных данных требуется необходимая теоретическая подготовка и активное творческое участие студентов.

Порядок выполнения, оформления и защиты лабораторных работ

В лабораториях и компьютерных классах кафедры «МиТОМ» ГГТУ имени Сухова находится оборудование, позволяющее изучать строение стальных слитков и моделировать процессы разлива и кристаллизации стали.

Все лабораторные работы выполняются бригадами студентов. В целях экономии времени персоналом лаборатории могут быть выполнены вспомогательные операции. Предпочтительно последовательное выполнение лабораторных работ в соответствии с содержанием практикума.

На первом лабораторном занятии преподаватель должен ознакомить студентов с задачами лабораторного практикума, требованиями, предъявляемыми к отчетам, правилами внутреннего распорядка лаборатории. В ряде случаев преподаватель должен напомнить студентам некоторые теоретические сведения, непосредственно относящиеся к той или иной работе, либо организовать показ тех или иных операций.

После вводной беседы преподаватель знакомит студентов с правилами техники безопасности, что фиксируется в специальном журнале.

Приступая к выполнению работы, студент должен изучить ее описание, ознакомиться с рекомендованной литературой и составить конспект с указанием цели работы, теоретического введения, технологических параметров основных процессов, схем установок и приборов.

В начале каждого лабораторного занятия студенты должны защитить отчет по предыдущей работе и получить допуск к выполнению следующей работы.

После окончания каждой работы студенты предъявляют преподавателю на подпись результаты опытов и наводят порядок на рабочем месте.

По каждой лабораторной работе оформляется отчет, который должен начинаться с названия работы и содержать следующие разделы: цель работы, краткое теоретическое введение, методика проведения работы, схемы и описание лабораторных установок, результаты измерений, расчётов и выводы. Индивидуальные требования по оформлению отчетов изложены в описании представленных в практикуме лабораторных работ.

Защищенные лабораторные работы являются допуском к итоговому виду аттестации по дисциплине «Технологическое оборудование металлургического производства».

Лабораторная работа 1.«Исследование пропускной способности бункеров для сыпучих материалов»

Цель работы:

- изучение характера истечения сыпучих материалов из бункеров на моделях различной конструкции;
- определение угла естественного откоса (коэффициента внутреннего трения) материала;
- определение производительности.

Содержание и порядок выполнения работы

Непрерывная подача шихтовых материалов на агломерационные машины, доменные печи и сталеплавильные агрегаты определяет необходимость создания временного хранения материалов в специальных ёмкостях-бункерах. Количество бункеров для каждого компонента шихты зависит от максимально возможного запаса материалов, поданных в цех-потребитель. Объём каждого бункера зависит от формы и углов наклонов его стенок. Форма сечения бункера может быть квадратной или круглой. Углы наклона стенок бункера должны быть больше угла естественного наклона материала. Чем больше угол наклона стенок бункера, тем меньше возможность налипания на его наклонных стенках. Для увлажнённых материалов углы наклона стенок бункера следует увеличить на $10...15^\circ$ по сравнению с углом естественного откоса материала.

Изучение характера истечения материалов из бункеров проводим на плоской модели бункера, передняя и задняя стенки выполнены из стекла, выпускное отверстие которого оборудовано затвором, заслонками для регулирования площади сечения и формы отверстия (рисунок 1).

Производительность выдачи материала из бункера зависит от площади сечения выпускного отверстия, формы бункера и характера истечения материала из бункера. Истечение сыпучего материала из бункера имеет сложный характер. Общая схема истечения материала из бункеров может быть представлена следующим образом (рисунок 1).

Начиная с момента открытия отверстия и до конца выпуска, истечение материала проходит последовательно три фазы:

Фаза 1. Материал напротив отверстия переходит в разрыхлённое состояние. Форма разрыхлённого объёма напоминает эллипсоид вращения, размеры которого постепенно возрастают.

Фаза 2. Истечение характеризуется постоянством размеров эллипсоида разрыхления. Материал в выпускное отверстие поступает из эллипсоида разрыхления, который в свою очередь подпитывается из вышележащих слоев (1–5).

Фаза 3. На поверхности образуется воронка выпуска с углом наклона конической поверхности, близким к углу естественного откоса α . Материал от стенок ссыпается в зону разрыхления (в воронку), расположенную над выпускным отверстием.

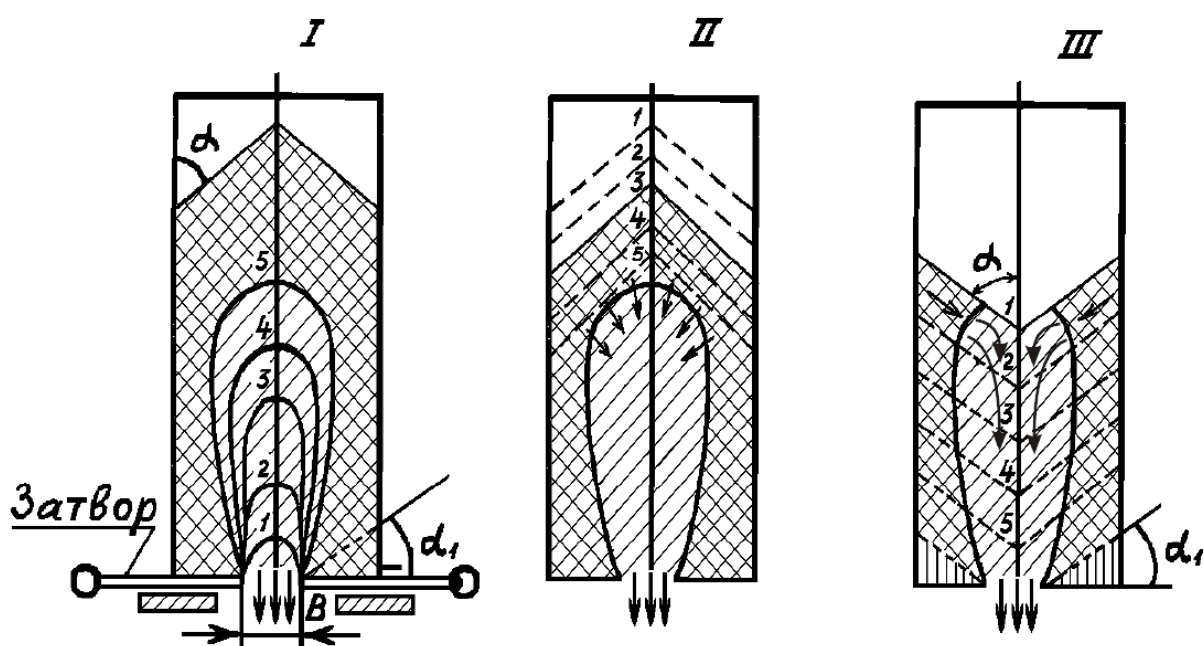


Рисунок 1. Схема движения сыпучих материалов при опорожнении бункера: I, II, III – фазы истечения материала

Угол естественного откоса определяет подвижность частиц сыпучего материала. Для идеальных сыпучих материалов, в которых незначительно действуют силы сцепления между частицами, угол естественного откоса α совпадает с углом внутреннего трения j .

Изучение пропускной способности проводится на модели бункера с использованием угломера, линейки, секундомера, весов и набора пластин с отверстиями различной формы и размеров.

Методика выполнения работы

Выходное отверстие бункера закрывают затвором. Заслонками устанавливают ширину выходного отверстия $B=10$ мм, засыпают исследуемый материал на полную высоту бункера и измеряют угол естественного откоса материала α на вершине засыпи.

Открывают затвор и наблюдают за характером истечения материала, обращая внимание на фазы истечения I, II и III, измеряют время высыпания и угол α_1 сравнивают его с углом α (см. рисунок 1).

Устанавливают ширину выходного отверстия $B=60$ мм. Повторяют операции по пунктам 1 и 2.

Устанавливают ширину проходного отверстия $B=90$ мм. Повторяют операции по пунктам 1 и 2.

Закрывают выпускное отверстие бункера. Поочередно устанавливают пластины с круглыми отверстиями диаметром 30, 40 или 50 мм. Заданное преподавателем количество материала засыпают в бункер, открывают задвижку и измеряют время для каждого случая опорожнения бункера.

По результатам опытов определяют производительность бункера в зависимости от формы и диаметра выпускного отверстия. Анализируют результаты опытов, вычисляют коэффициент использования объёма бункера как отношение максимального объёма материала в бункере к его внутреннему объёму.

Содержание отчёта

В отчёте приводятся цель работы, порядок выполнения, анализ и результаты опытов, выводы.

Контрольные вопросы

Как увеличить коэффициент использования объёма бункера?

Какие углы наклона стенок бункера Вы рекомендуете для исследуемых материалов?

Влияет ли форма отверстия на производительность?

Какие результаты могут быть использованы для проектирования бункеров?

Лабораторная работа 2. «Исследование неравномерности распределения шихтовых материалов в доменной печи при работе двухконусного и бесконусного загрузочных устройств»

Цель работы:

- изучение устройства и принципа работы моделей двухконусного и бесконусного загрузочных устройств;
- для каждого типа загрузочного устройства исследовать неравномерность распределения материалов на рабочем столе модели по виду материала (агломерат и кокс) и фракционному составу.

Общие сведения о работе двухконусного загрузочного устройства Для управления процессами получения чугуна, работы печи на повышенном давлении газа, использования доменного газа в качестве топлива и защиты окружающей среды доменные печи оборудуют двухконусными загрузочными устройствами, позволяющими исключить выбросы пыли и газов во время загрузки в печь шихтовых материалов.

Шихтовые материалы в доменную печь загружают в определённом порядке (подачами): прямая ААКК, обратная ККАА и смешанная АКАК или КААК, где А – агломерат или окатыши, К – кокс. Изменением подач регулируют ход (скорость) доменной плавки.

Загрузочное устройство (рисунок 2) состоит из приёмной воронки 1, вращающегося распределителя шихты 2, малого конуса 3, газового аппарата 4, большого конуса 5, уравнивающего 6 и выпускного 7 клапанов.

Порядок работы оборудования двухконусного загрузочного устройства: доменная печь загружается подачами (ААКК или ККАА). Материал из первого скипа подачи, пройдя приёмную воронку 1, высыпается в воронку на малый конус 3; открывают выпускной клапан 7 для выравнивания давления газа в газовом аппарате 4 с атмосферным; опускают малый конус – материал высыпается на большой конус 5. Малый конус поднимают (закрывают) и на него выгружают вторую порцию подачи (второй скип); опускают его – вторая порция материала высыпается на большой конус, а затем последовательно третья и четвёртая порции подачи. Малый конус поднимают, атмосферный

клапан закрывают, открывают уравнивательный клапан 6, при этом давление газа в доменной печи выравнивается с давлением в газовом аппарате 4, и опускают большой конус 5. Все четыре порции подачи укладываются в печь.

Большой конус и уравнивательный клапан закрывают, а атмосферный клапан открывают и последовательно выгружают скипы второй подачи и так далее. Цикл загрузки продолжается. Порядок выгрузки скипов с коксом и агломератом оказывает влияние на производительность печи.

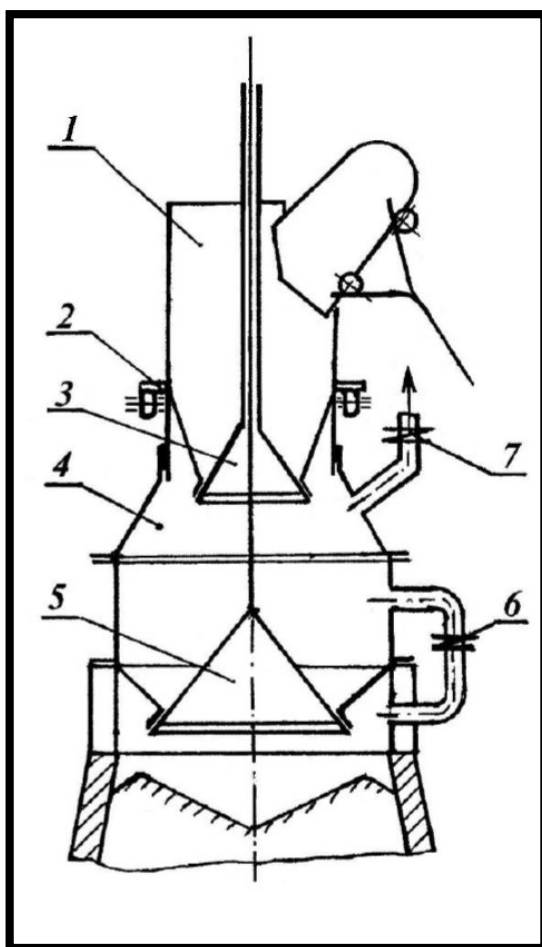


Рисунок 2 – Принципиальная схема двухконусного загрузочного устройства

Из опыта работы с сыпучими материалами известно, что при высыпании сыпучего материала на горизонтальную поверхность наблюдается формирование конуса материала, в вершине которого

сосредотачивается мелочь, а крупные куски по склону скатываются вниз.

Особенностью загрузки доменной печи конусным аппаратом является то, что мелочь в виде кольцевого гребня формируется вблизи стенки шахты печи, то есть там, где газопроницаемость столба шихты минимальная, а давление газа вблизи горна – максимальное. В тоже время, в центральную зону вертикального столба шихты смещаются крупные куски кокса фракцией 40...60 мм и агломерата фракцией

20...25 мм, обеспечивая в этой зоне максимальную газопроницаемость при минимальном давлении газа. Эти условия обеспечивают равномерный ход печи и её максимальную производительность. Однако такое распределение материала по крупности нарушается при ссыпании порций шихты со скипа на малый конус, затем на большой конус и в шахту доменной печи.

Нарушение неравномерности распределения по крупности может быть по окружности и по радиусу печи.

Неравномерность по окружности возникает из-за односторонней загрузки шихты в печь – со стороны правого или левого пути подъёмника. Такая загрузка приводит к тому, что в кольцевом гребне мелочь располагается со стороны загрузки, а крупные куски – с противоположной стороны. Для выравнивания этой неравномерности конусное загрузочное устройство оборудовано вращающимся распределителем шихты (ВРШ). После каждого заполнения материалом воронку поворачивают на угол 0° , $+60^\circ$, $+120^\circ$, $+180^\circ$, -120° , -60° и т. д. Изменение знака соответствует направлению вращения распределителя. Поворот распределителя способствует смещению гребня мелочи на большом конусе и, следовательно, смещению мелочи в кольцевом гребне внутри печи.

Неравномерность по радиусу получается при ссыпании материала с большого конуса. При полном открытии большого конуса формируется наименьший диаметр кольцевого гребня, а при неполном открытии диаметр гребня – максимальный и мелочь прижимается к стенке шахты печи.

Диаметр кольцевого гребня можно изменять схемой подачи. Например, прямую подачу (ААКК) заменить на обратную – (ККАА) или на смешанную – (АКАК, КАКА).

Таким образом, смещая мелочь по окружности или по радиусу, можно в определённых пределах управлять процессом плавки шихтовых материалов в доменной печи.

Порядок выполнения работ по исследованию неравномерности распределения материала при работе двухконусного загрузочного устройства следующий: приготовление шихтовых материалов с заданным фракционным составом. «Агломерат» – это песок фракцией не более 1,5 мм, массой 8...10 кг; масса порции «агломерата» – 1 кг.

«Кокс» – это гранулы силикогеля фракцией 3,0...5,0 мм, массой 5...6 кг; масса порции «кокса» – 0,5 кг.

Для приёма материалов с большого конуса необходимо установить круглый стол 1 с пробоотборником 2, укомплектованным разделительной гребёнкой 3 (рисунок 3).

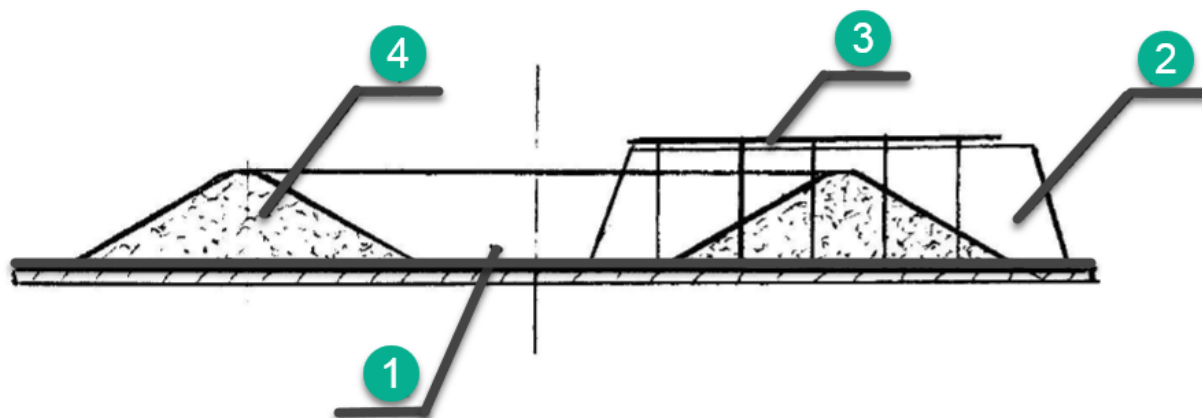


Рисунок 3 – Рабочий стол для отбора проб

опыт № 1.

Произвести загрузку засыпного аппарата прямой подачей ААКК по следующей схеме:

1-я порция – «агломерат» → малый конус → большой конус. 2-я порция – «агломерат» → малый конус → большой конус. 3-я порция – «кокс» → малый конус → большой конус.

4-я порция – «кокс» → малый конус → большой конус. Открытие большого конуса – максимальное.

После выгрузки материалов одной подачи произвести замеры радиуса, максимальную и минимальную высоту кольцевого гребня и отобрать пробы для определения доли мелочи $\leq 0,5$ мм.

опыт № 2.

Произвести загрузку аналогично опыта № 1 с применением ВРШ. Установить углы поворота распределителя для 1-й, 2-й, 3-й, и 4-й порций, соответственно, 0° , $+60^\circ$, $+120^\circ$, $+180^\circ$.

Выполнить измерения радиуса и высоты гребня и определение доли мелочи $\leq 0,5$ мм аналогично опыта № 1. Все данные записать в журнал.

Бесконусное загрузочное устройство с лотковым распределителем. Бесконусное загрузочное устройство (БЗУ) состоит из передвижной воронки 1, в которую подают шихтовые материалы

ленточным конвейером, двух накопительных бункеров 2 с газоплотнительными клапанами 3 и шихтовыми секторными затворами 4, лотковым распределителем 5, атмосферным 6 и уравнивающим 7 клапанами (рисунок 4).

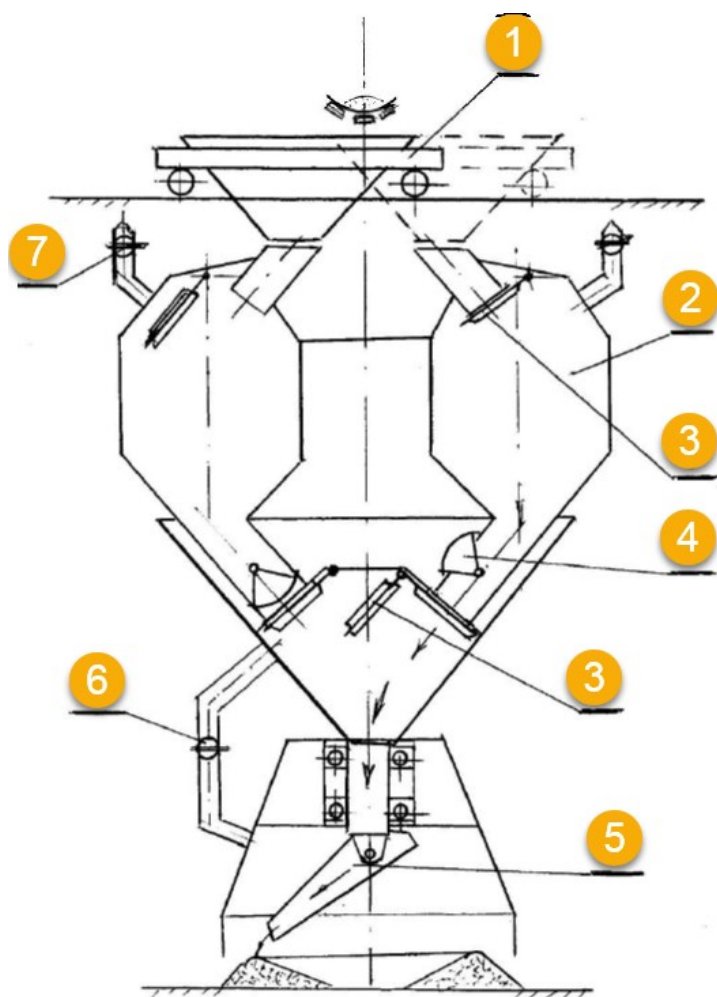


Рисунок 4 – Схема бесконусного загрузочного устройства «Paul Wurt»

Для обеспечения распределения материалов лотковый распределитель

оборудован приводами для вращения лотка с частотой 6..10 об/мин, и его наклона от вертикали в пределах 40...70°.

Загрузочное устройство работает следующим образом. К загружаемому бункеру перемещают передаточную тележку 1, открывают последовательно атмосферный и газоплотнительный клапаны 3 и 7. Материал с ленточного конвейера выгружают в бункер. Закрывают атмосферный и газоплотнительный клапаны. Открывают уравнивающий клапан 6, нижний газоплотнительный клапан 3 и открывают шихтовый затвор 4. Материал, попадая на вращающийся лоток 5, распределяется в печи по круговой траектории – формируется кольцевой гребень. Изменяя угол наклона лотка, можно укладывать кольцевые гребни с другим радиусом по концентрическим

окружностям. Если при вращении лотка изменить угол его наклона, то в печи будет формироваться гребень зигзагообразной формы.

После высыпания материала в печь шихтовый затвор 4, нижний газуплотнительный 3 и уравнивательный клапан 6 закрывают. Передаточную тележку перемещают ко второму бункеру. Операции по загрузке бункера, выгрузке и распределению материала в печи повторяют аналогично операциям в первом бункере. Такая конструкция загрузочного устройства позволяет оперативно управлять процессом загрузки и распределением материала в печи.

Порядок выполнения работы для исследования распределения материала в бесконусном загрузочном устройстве следующий

- подготовить шихтовые материалы.
- «Агломерат» – это песок фракцией 0,5...1,5 мм. Две порции массой по 5 кг.
- «Кокс» – это гранулы силикогеля фракцией 2,5...3,5 мм. Две порции массой по 3 кг.
- шихтовый затвор 4 левого накопительного бункера закрыть. Загрузить его порцией «агломерата» массой 5 кг. Открыть нижний уплотнительный клапан 4. Установить угол наклона лотка равным 70° и включить двигатель вращения лотка. Открыть шихтовый затвор и выгрузить первую порцию «агломерата». Выключить двигатель вращения лотка; уменьшить угол наклона до 60° ; закрыть секторный затвор. Загрузить бункер второй порцией «агломерата»; включить привод вращения и открыть шихтовый затвор – вторая порция «агломерата» выгрузится на стол с пробоотборниками.
- аналогично выполнить операции для загрузки порций «кокса» при углах наклона лотка 50° и 40° .
- произвести замеры радиусов и высоты гребней каждого радиуса.
- определить распределение по фракциям и сделать вывод по работе распределителя.

Контрольные вопросы

1. Какую роль играет неравномерность распределения шихтовых материалов в доменной плавке?

2. Какие факторы нарушают необходимую неравномерность материала в доменной печи?
3. Какие факторы определяют неравномерность по радиусу и по окружности?
4. В чём отличие загрузки печи прямой и обратной подачи?

Лабораторная работа 3.«Определение опрокидывающих моментов конвертера методом моделирования»

Цель работы:

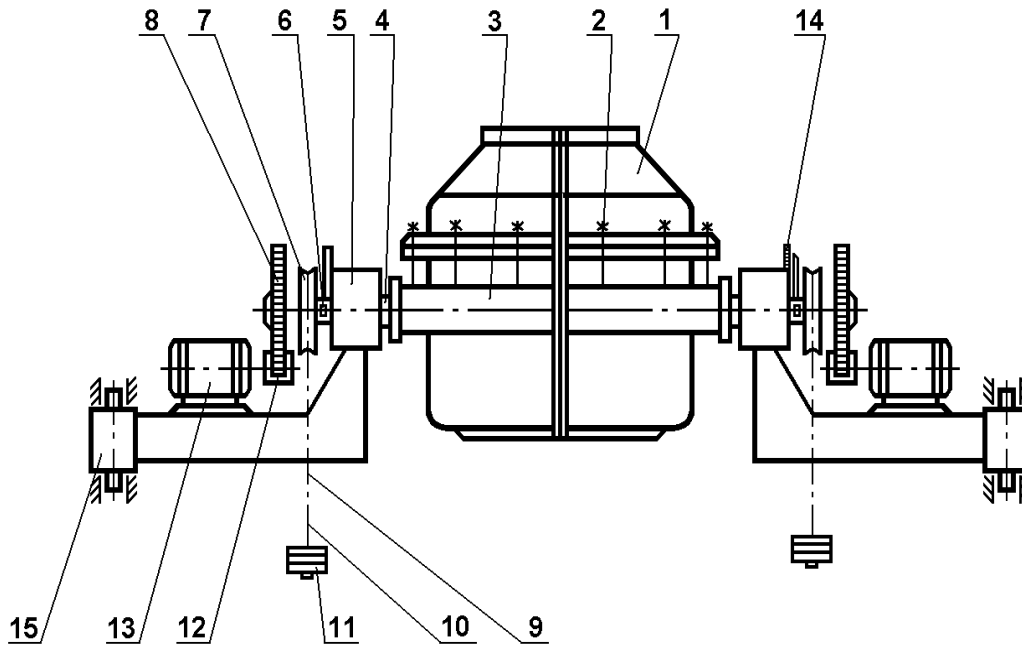
- ознакомиться на модели с устройством конвертера;
- определить опрокидывающие моменты на модели конвертера с помощью уравновешивающих грузов;
- определить методом моделирования опрокидывающие моменты от веса жидкого металла для конвертера ёмкостью 350 т.

Содержание и порядок выполнения работы

Работа проводится на модели, выполненной 1/20 от натуральной величины конвертера ёмкостью 350 т (рисунок 5). Корпус конвертера 1 при помощи винтов 2 закреплён на опорном кольце 3, прикреплённом к цапфам 4, вращающимся на опорах 5. На свободном участке цапфы наклеены тензодатчики сопротивления 6, а на конце вала насажены шкив 7 и зубчатое колесо 8. Шкив охватывается металлическим канатиком 9, на концах которого закреплены подвески 10 с грузами 11. Шкив с канатиком предназначен для определения опрокидывающих моментов уравновешивания грузом 11 для каждого угла поворота модели. Зубчатая шестерня 12 при этом выведена из зацепления. В случае работы привода от электродвигателя 13 шестерню 12 вводят в зацепление с колесом 8, а металлический канатик 9 с подвесками снимают. Угол поворота корпуса модели устанавливают по угломеру 14.

Для удобства наблюдения за характером истечения жидкости модель конвертера выполнена из двух половин, соединённых по вертикальной плоскости. Плоскость разреза корпуса закрыта прозрачной стенкой. Для исследования опрокидывающих моментов каждую половину модели поворачивают вокруг оси 15 на угол 90°. Это позволяет данную работу выполнять одновременно двум группам студентов (4 – 5 человек).

Дополнительно для выполнения работы требуются: две линейки длиной 500 мм, штангенциркуль, два набора разновесов, весы и жидкость, имитирующая металл в конвертере (вода, песок, дробь).



1 – корпус; 2 – винты; 3 – опорное кольцо; 4 – цапфа; 5 – опора;
 6 – тензодатчик; 7 – шкив; 8 – зубчатое колесо; 9 – канатик; 10 –
 подвеска; 11 – съемный груз; 12 – шестерня; 13 – электродвигатель; 14
 – угломер; 15 – ось

Рисунок 5 – Модель конвертера.

Методика выполнения работы

- измерить основные параметры конвертера;
- вручную произвести поворот модели в сторону сливного носка в диапазоне от 0° до 180° с интервалом 15° и для каждой остановки определить величину груза G'_i , навешенного на подвески шкива и уравновешивающего момент опрокидывания модели;
- вычислить для заданных положений опрокидывающие моменты от веса порожнего конвертера и трения в его опоре по формуле, кг·см:

$$M'_i = \frac{G'_i \cdot D_{ш}}{2}, \quad (1)$$

где $D_{ш}$ – диаметр шкива модели.

Значения величин G'_i , M'_i и все дальнейшие вычисления выполнять в виде таблицы;

- вычислить вес жидкости $Q_{ж(м)}$, необходимый для заполнения модели 350-тонного конвертера по формуле

$$Q_{ж(м)} = \frac{Q_{ж(н)}}{2} \cdot \lambda_1^3 \cdot \lambda_\gamma, \quad (2)$$

где $Q_{ж(н)}$ – вес металла природы, $Q_{ж(н)} = 350$ т;
 λ_1 – масштаб линейных размеров, $\lambda_1 = 1/20$;
 λ_γ – масштаб удельного веса.

$$\lambda_\gamma = \frac{\gamma_n}{\gamma_m}, \quad (3)$$

где γ_m – удельные вес жидкости модели;

γ_n – удельный вес жидкости природы, $\gamma_n = 7,0$ т/м³;

- залить воду или засыпать песок в конвертер весом $Q_{ж(м)}$. Для тех же положений конвертера найти вес уравновешивающих грузов G''_i для случая поворота конвертера с жидкостью. После начала слива жидкости через носок конвертера следует определять вес жидкости, остающейся в нем;

- найти полные опрокидывающие моменты от веса конвертера с жидкостью и трения в опоре

$$M''_{i(м)} = G''_i \cdot \frac{D_m}{2}; \quad (4)$$

- определить для заданных положений конвертера опрокидывающие моменты, создаваемые жидкостью, кг·см:

$$M_{i(м)} = M''_i - M'_i. \quad (5)$$

Используя данные таблицы, построить графики изменения моментов M_i , M'_i , M''_i в функции угла поворота конвертера φ : $M_i = f(\varphi)$, $M'_i = f(\varphi)$, $M''_i = f(\varphi)$.

- определить опрокидывающий момент от веса жидкого металла для конвертера (природы) емкостью 350 т, используя данные, полученные на модели.

Опрокидывающий момент от веса жидкости в целой модели:

$$M_{ж(м)} = Q_{ж(н)} \cdot a_{i(н)} \cdot \lambda_1^4 \cdot \lambda_\gamma. \quad (6)$$

Произведение $Q_{ж(н)} \cdot a_{i(н)}$ равно опрокидывающему моменту от веса жидкого металла в конвертере (природы) $M_{ж(н)}$. Тогда

$$M_{ж(н)} = \frac{2M''_{ж(м)}}{\lambda_1^4 \cdot \lambda_\gamma}. \quad (7)$$

Содержание отчёта

- цель работы;
- схема лабораторной установки, описание конструкции;
- основные геометрические параметры конвертера;
- результаты проведения работы и анализ полученных данных;
- график зависимости опрокидывающих моментов от угла поворота конвертера.

□ Контрольные вопросы

1. Каково назначение кислородных конвертеров?
2. Каковы конструктивные особенности приводов поворота конвертера?
3. Как определить опрокидывающий момент конвертера?
4. Как изменяется опрокидывающий момент в зависимости от угла поворота конвертера?
5. Как экспериментальным методом можно определить опрокидывающий момент конвертера?

Лабораторная работа 4. «Определение рационального положения оси вращения конвертера по условиям самовозврата в вертикальное положение»

Цель работы

- определение рационального положения оси вращения конвертера по условиям самовозврата и минимальной мощности привода.

Содержание и порядок выполнения работы

Записать опрокидывающие моменты, необходимые для вращения порожнего конвертера $M_k(\alpha)$ в диапазоне углов поворота от 0 до 180° .

Залить в конвертер жидкость – воду весом $Q_{ж}(\alpha)$ (вес воды определен в предыдущей работе) – и записать полные опрокидывающие моменты M_{Σ} , необходимые для вращения конвертера с жидкостью.

Совместить осциллограммы и построить опрокидывающий момент от действия жидкости методом вычитания:

$$M_{ж}(\alpha) = M_{\Sigma} - M_k(\alpha). \quad (1)$$

По осциллограмме найти максимальную величину отрицательного момента от веса жидкости $M_{ж}(\alpha)$ при угле поворота конвертера α_m и величину момента от собственного веса конвертера $M_k(\alpha)$ для этого угла.

Определить плечо веса жидкости в конвертере a (рисунок 6):

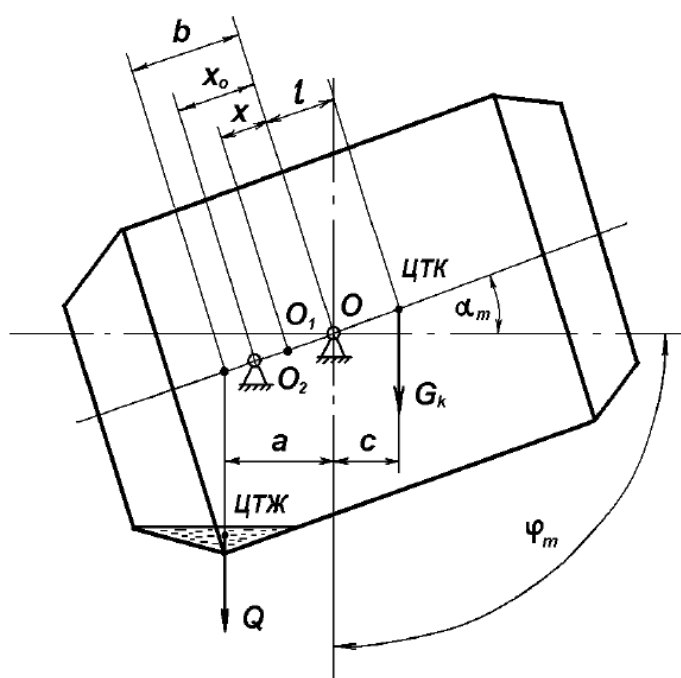


Рисунок 6. Расчётная схема конвертера: ЦТК – центр тяжести конвертера; ЦТЖ – центр тяжести жидкости

$$a = \frac{M_{ж(М)}}{Q_{ж(М)}}. \quad (2)$$

Определить величину b:

$$b = \frac{a}{\cos \alpha_M}, \quad (3)$$

где α_M – угол наклона оси конвертера к горизонтали. При $\varphi_M < 90^\circ$ $\alpha_M = 90^\circ - \varphi_M$; при $\varphi_M > 90^\circ$ $\alpha_M = \varphi_M - 90^\circ$.

Определить плечо веса порожнего конвертера относительно оси 0

$$c = \frac{M_{к(М)}}{G_{к(М)}}, \quad (4)$$

где $G_{к(М)}$ – собственный вес конвертера.

Величина l по оси конвертера

$$l = \frac{c}{\cos \alpha_M}. \quad (5)$$

Определить из уравнения моментов относительно оси 0 расстояние x, при котором общий центр тяжести конвертера и жидкости совпадает с осью вращения конвертера, и опрокидывающий момент будет равен нулю

$$x = \frac{Q_{ж(М)} \cdot b - G_{к(М)} \cdot c}{Q_{ж(М)} + G_{к(М)}}. \quad (6)$$

Для того, чтобы было выполнено условие самовозврата конвертера под действием положительного восстанавливающего момента [1, 8], необходимо ось вращения сместить влево от точки O_1 , то есть принять $x_0 > x$.

Величину смещения оси вращения конвертера определить из условия, что величина положительного восстанавливающего момента должна быть равна $(1,5 - 2,0)M_{тр}$, где

$$M_{тр} = (Q_{ж(М)} + G_{к(М)}) \cdot \mu \frac{D_n}{2}. \quad (7)$$

Тогда

$$x_0 = \frac{Q_{ж(М)}b - G_{к(М)}c + (1,5 - 2,0)M_{тр}}{Q_{ж(М)} + G_{к(М)}}. \quad (8)$$

Регулировочными винтами на опорном кольце поднять (опустить) конвертер относительно оси вращения на величину x_0 . Произвести запись опрокидывающих моментов при повторном повороте и убедиться, что ось вращения находится в рациональном месте крепления.

Содержание отчёта

- цель работы;
- схема определения положения оси вращения конвертера;
- основное содержание работы;
- результаты проведения работы и анализ полученных данных.

Контрольные вопросы

1. Каким образом можно аналитическим способом определить опрокидывающий момент конвертера?
2. Как определить плечо действия веса жидкости в конвертере?
3. При каком положении оси вращения конвертера опрокидывающий момент будет минимальным и при этом будет соблюдаться условие самовозврата конвертера?
4. Как изменяется опрокидывающий момент в зависимости от угла поворота конвертера?
5. Как экспериментальным методом можно определить опрокидывающий момент конвертера?

Лабораторная работа 5. «Исследование положения центра тяжести и места расположения цапф сталевого ковша»

Цель работы:

- ознакомление на модели с устройством чугуновозного ковша, траверсы с пластинчатыми крюками и механизмами разливочного крана.
- определение положения центра тяжести порожнего ковша экспериментальным методом.
- нахождение места расположения цапф ковша с жидкостью по условиям устойчивости.

Содержание и порядок выполнения работы

Положение центра тяжести порожнего ковша определим по методике, предложенной профессором Кёнигом. Ковш 1 (см. рисунок 7) захватываем пластинчатыми крюками 2 и траверсами 3 разливочного ковша и, подняв его вверх на высоту 300–400 мм, удерживаем лебёдкой в поднятом положении. К носку ковша 1 осторожно, не допуская раскачивания, подвешиваем груз 9 весом Q . Замеряем угломером 7 угол поворота ковша φ_1 , а линейкой 4 с отвесом 5 – расстояние от оси цапф 6 до подвески 8.

Для того, чтобы исключить трение между цапфами ковша и пластинчатыми крюками, поступаем следующим образом. Навешиваем добавочный груз ΔQ , под действием которого ковш повернётся на дополнительный угол $\Delta\varphi$. После этого осторожно снимаем груз ΔQ . Ковш, возвращаясь назад, не дойдёт до того положения, которое он занимал перед навешиванием добавочного груза. Вновь измеряем угол поворота ковша и плечо a_2 . Взвешиванием находим массу порожнего ковша G . В первом случае уравнение равновесия будет иметь вид:

$$G_y \cdot \sin\varphi_2 + M_{\text{тр}} = Q \cdot a_1, \quad (1)$$

где y – расстояние от оси поворота ковша до центра его тяжести;

$M_{\text{тр}}$ – момент трения на цапфах ковша.

Для второго случая уравнение равновесия будет иметь вид

$$Gy \cdot \sin\varphi_2 + M_{\text{тр}} = Q \cdot a_2. \quad (2)$$

Суммируя левые и правые части уравнений (1) и (2), определяем величину

$$Y = \frac{Q \cdot (a_1 + a_2)}{G \cdot (\sin(\varphi_1 + \varphi_2))}. \quad (3)$$

Положение цапф на ковше должно удовлетворять условиям устойчивости при наполнении его жидкостью, что необходимо для создания безопасных условий эксплуатации.

Положение цапф по условию устойчивости найдём по формуле Кёнинга [1, 19], устанавливающей расстояние от оси цапф до внутренней поверхности днища ковша

$$h_y = \frac{G \cdot h_c + \gamma \cdot \frac{\pi \cdot R^2 \cdot h_{\text{ж}}^2}{2}}{G + \gamma \cdot \pi \cdot R^2 \cdot h_{\text{ж}}}, \quad (4)$$

где G – вес порожнего ковша, кг,

γ – удельный вес жидкости (воды), $\gamma = 1,0$ кг/дм³;

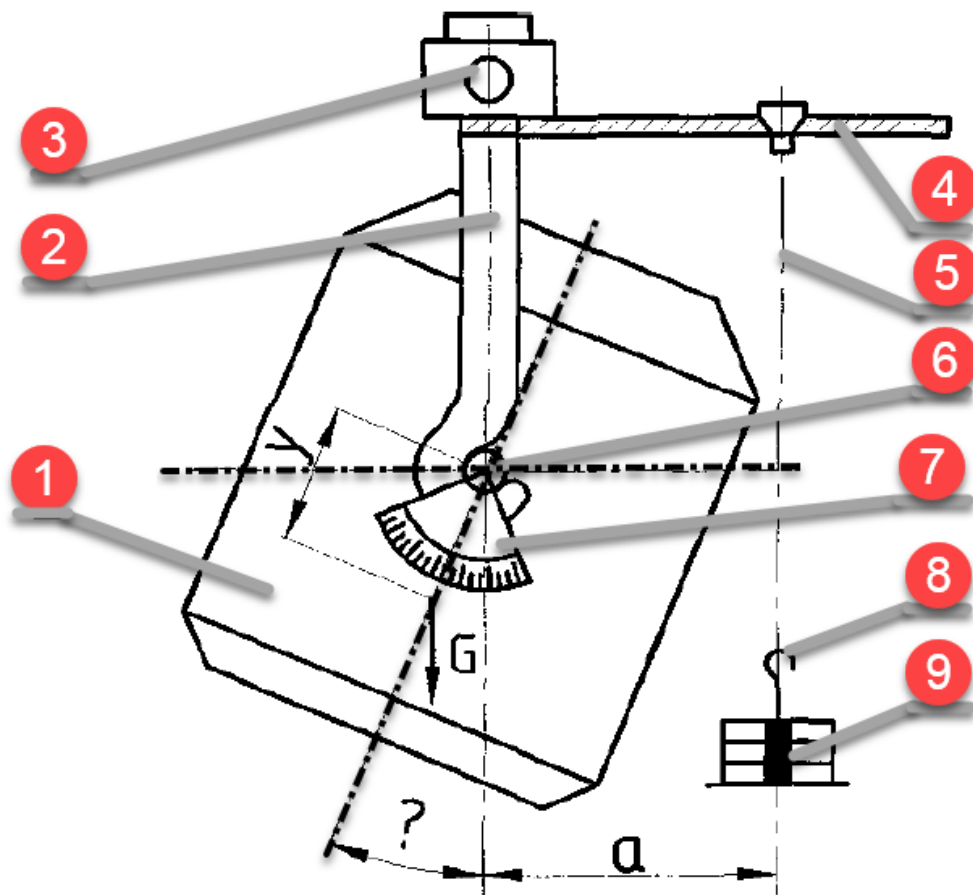
h_c – расстояние от внутренней поверхности днища ковша до центра тяжести порожнего ковша (ц. т. к.), дм;

R – радиус внутренней полости ковша, дм; $h_{\text{ж}}$ – высота столба жидкости, дм.

Порядок выполнения работы

1. Производится определение расстояния от оси поворота ковша до центра тяжести по вышеперечисленной методике.
2. В ковш заливается жидкость (вода) до верхнего уровня цилиндрической части ковша.
3. Измеряются высота столба жидкости $h_{\text{ж}}$ и расстояние от оси поворота ковша до внутренней поверхности днища ковша h_c , и по формуле $h_c = h_0 - y$ определяется расстояние от внутренней поверхности до центра тяжести порожнего ковша.
4. Сливаются жидкость (вода) и измеряется радиус внутренней полости ковша.

5. Полученные значения подставляются в формулу (4) и определяют величину – расстояние от внутренней поверхности днища ковша до расчётного положения цапф, отвечающее условиям устойчивости.
6. Сравнивают полученный результат с реальным положением цапф в экспериментальном ковше и делают выводы.



1 – ковш; 2 – пластинчатые крюки; 3 – траверса; 4 – линейка;
 5 – расстояние, от оси цапф до подвески; 6 – ось цапф; 7 – угол поворота ковша; 8 – подвеска; 9 – груз

Рисунок 7 – Определение положения центра тяжести порожнего

Содержание отчёта

- цель работы;
- описание методики выполнения работы;
- результаты нахождения экспериментальным путём центра тяжести порожнего сталеразливочного ковша и определение положения его цапф по условиям устойчивости.

Контрольные вопросы

1. Какую роль играет в конструкции ковша положение центра тяжести жидкости и порожнего ковша?

2. Как изменится положение цапф ковша в зависимости от уровня жидкости (металла) в ковше?
3. Как определить положение цапф, обеспечивающее устойчивость системы металл-ковш?
4. В каком случае невыгодна установка цапф выше уровня металла?

Лабораторная работа 6. «Исследование нагрузок механизма выката корпуса электросталеплавильной печи»

Цель работы:

- определение усилий, необходимых для выката корпуса электросталеплавильной печи (рисунок 8), на модели двумя способами: экспериментальным и расчетным;
- сопоставление опытных и расчетных данных, анализ полученных результатов.

Содержание и порядок выполнения работы

1. Нахождение усилий, необходимых для выката корпуса электропечи, экспериментальным методом. Откат корпуса электропечи на модели производится механизмом с выкатной платформой. Вес корпуса электропечи и люльки 1 (рисунок 8) передается через сегменты 2 балкам 3 выкатной платформы 6. Последняя опирается на катки 4, заключенные в раме. При движении рамы катков выкатная платформа также получает поступательное движение, но уже с удвоенным перемещением. Катки 4 опираются на две параллельные балки 5.

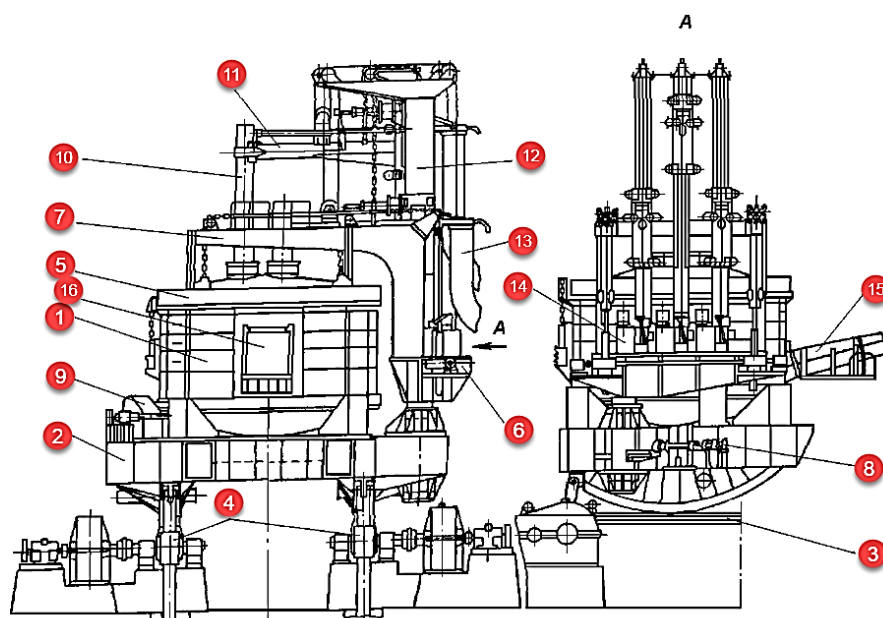


Рисунок 8 –
Схема
электросталепла-
вильной печи:

1 – корпус; 2 – люлька; 3 – фундаментные балки; 4 – реечный механизм наклона корпуса с электроприводами; 5 – свод; 6 – механизм подъема свода; 7 – полупортал; 8 – механизм поворота свода; 9 – механизм поворота корпуса; 10 – электрод; 11 – электрододержатель; 12 – колонны для перемещения кареток электрододержателей; 13 – гибкие шины для подвода тока; 14 – механизм перемещения электрода; 15 – сливной носок; 16 – рабочее окно

Привод механизма выката корпуса печи состоит из электродвигателя 10, червячного редуктора 9 и винтовой пары 8 с поступательно движущейся гайкой 7. Тяга 6 с овальными отверстиями обеспечивает ее работу на растяжение при изменении направления движения рамы.

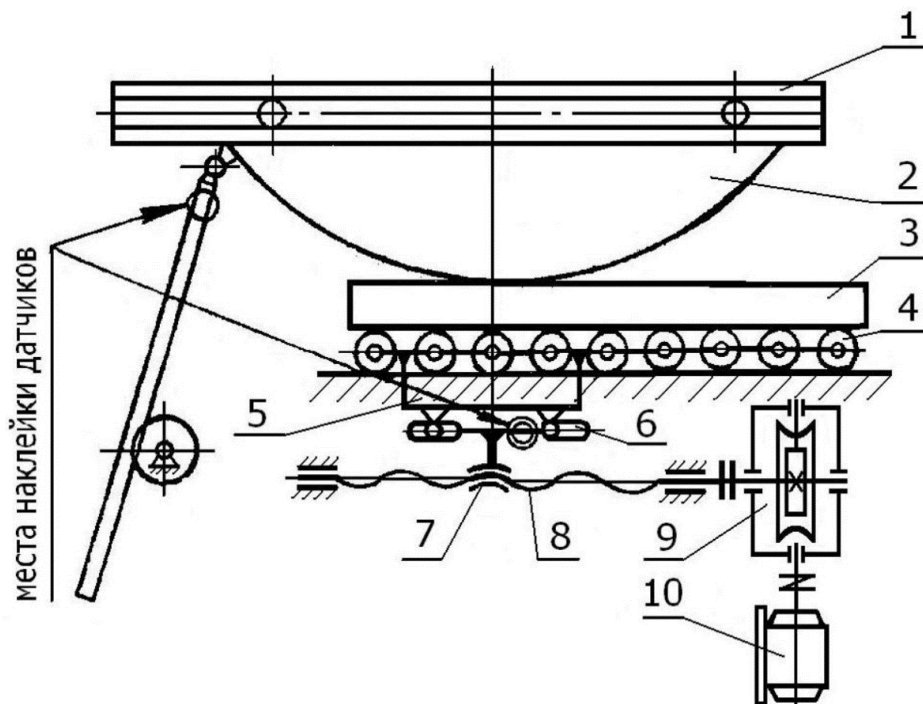


Рисунок 9 – Кинематическая схема механизма выката корпуса электросталеплавильной печи

Порядок проведения экспериментов следующий.

1. Проверить и собрать измерительную схему из проволочных датчиков. Последние наклеены на серьгу тяги 6 механизма выката корпуса печи (рисунок 9).

2. Соединить измерительный мост с усилителем и подключить самопишущий прибор. Выбрать необходимую ступень усиления и произвести балансировку моста из проволочных датчиков.

3. Произвести запись усилий при выкате корпуса электропечи в обе стороны.

4. Определить масштаб усилий на записанной диаграмме косвенным методом тарирования с использованием тарировочной балки.

5. Произвести обработку диаграммы усилий механизма выката корпуса печи.

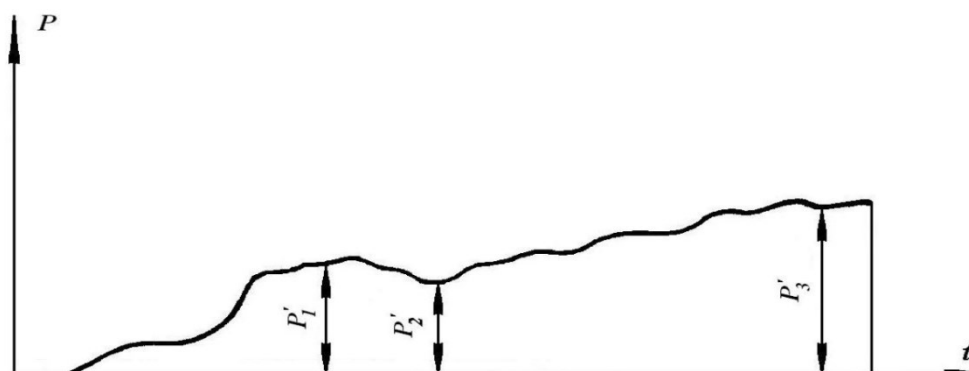


Рисунок 10 – Примерная диаграмма усилий механизма выката электропечи

6. Определить по диаграмме 3 – 4 значения усилий и вычислить их среднюю величину, кг:

$$P_{\text{ср(э)}} = \frac{P_1 + P_2 + P_3}{3}. \quad (1)$$

Определение расчетных усилий, для выката корпуса печи

Усилие, возникающее в результате качения балок выкатной платформы по каткам и катков по опорной раме, определяется по формуле, кг:

$$P_1 = \frac{2Q \cdot (k_1 + k_2)}{D}, \quad (2)$$

где Q – вес люльки с опорными сегментами и корпусом печи, кг;

D – диаметр опорных катков, см;

k_1 и k_2 – коэффициенты трения качения, см.

Так как рама и балки выкатной платформы выполнены из стали, то

$$k_1 = k_2 = k.$$

Тогда

$$P_1 = \frac{4Q \cdot k}{D}. \quad (3)$$

Усилие, возникающее при качении катков от действия их собственного веса, составит, кг:

Усилие, возникающее при качении катков от действия их собственного веса, составит, кг:

$$P_2 = \frac{2G_p \cdot k}{D}, \quad (4)$$

где G_p – суммарный вес катков в двух обоймах, кг.

Усилие, необходимое для преодоления трения в осях опорных катков, кг:

$$P_3 = \frac{G_{об} \cdot f \cdot d}{D}, \quad (5)$$

где $G_{об}$ – суммарный вес двух обойм катков, кг.

Полное усилие, необходимое для выката печи с учетом трения в ребордах опорных катков, кг:

$$P_o = (P_1 + P_2 + P_3) \cdot c, \quad (6)$$

где c – коэффициент, учитывающий трение реборд опорных катков о раму.

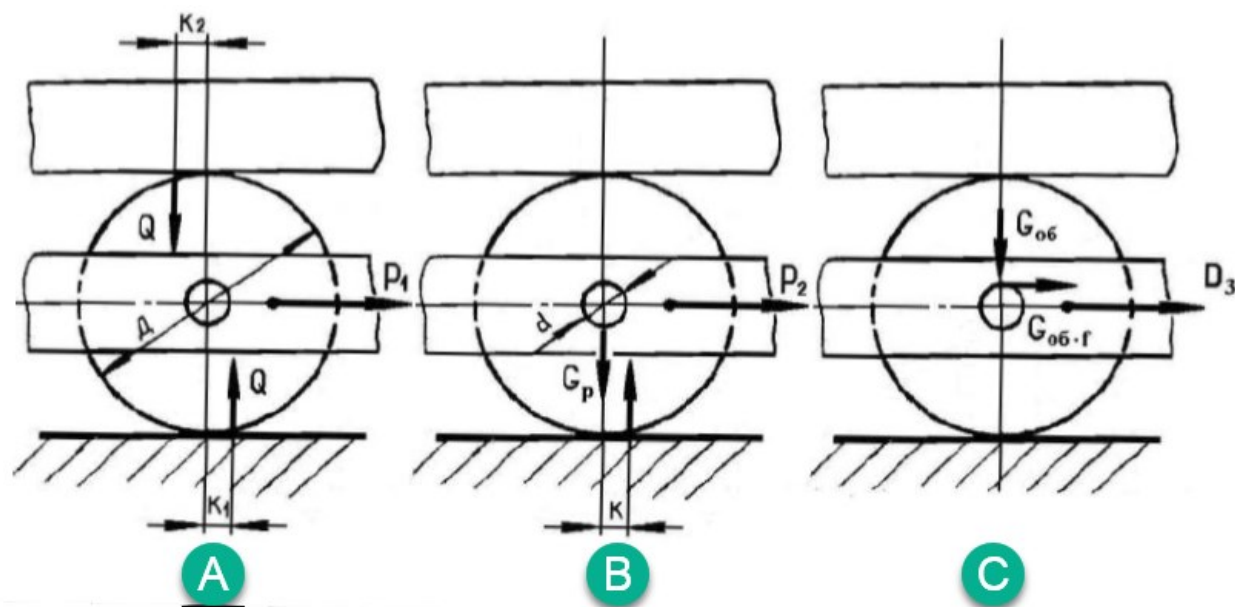


Рисунок 11 – Схемы для определения усилий при выкате корпуса печи

Анализ экспериментальных и расчетных данных

1. Определить относительную разность между экспериментальными и расчетными усилиями и дать ей объяснение:

$$\delta = \frac{P_{\text{ср}(\text{э})} - P_o}{P_{\text{ср}(\text{э})}} \cdot 100\% . \quad (7)$$

2. Используя экспериментальные данные, определить коэффициент c , учитывающий трение в ребордах опорных катков

$$c = \frac{P_{\text{ср}(\text{э})}}{P_1 + P_2 + P_3} . \quad (8)$$

3. Найти относительные величины сил P_2 и P_3 по отношению к полному тяговому усилию

$$P_2 \% = \frac{P_2}{P_1 + P_2 + P_3} \cdot 100 \% , \quad P_3 \% = \frac{P_3}{P_1 + P_2 + P_3} \cdot 100 \% . \quad (9)$$

Содержание отчёта

- цель работы;
- описание и результаты определения усилий механизма выката корпуса электросталеплавильной печи двумя способами: экспериментальным и расчётным;
- необходимые схемы и рисунки;
- анализ опытных и расчётных данных.

Контрольные вопросы

1. Каково назначение электросталеплавильных печей?
2. Какие механизмы входят в состав оборудования печи?
3. Какие типы электросталеплавильных печей существуют?
4. Какова последовательность работы механизмов печи при выплавке стали?
5. Почему возникает разность между экспериментальными и расчётными усилиями, необходимыми для выката корпуса печи?
6. Как снизить суммарное время цикла при выплавке стали?

Лабораторная работа 7.«Определение давления металла на валки при прокатке на лабораторном прокатном стане»

Общие указания

Давление металла на валки адекватно усилию прокатки, оно даёт количественное представление о силовом нагружении несущих элементов рабочей клетки и главного привода и служит основным параметром при расчётах этих элементов на прочность и деформацию. При проектировании или реконструкции рабочих клеток прокатных станов давление металла на валки, как и средние удельные, определяют расчётным путём по известным методикам, выбираемым по соответствующим условиям прокатки. На действующих станах предоставляется возможность определить давление металла на валки экспериментально по усилию прокатки, измеряемому при помощи месдоз (датчиков измерения давления) в силовой цепи "подушка прокатного валка – нажимной винт рабочей клетки".

Цель работы

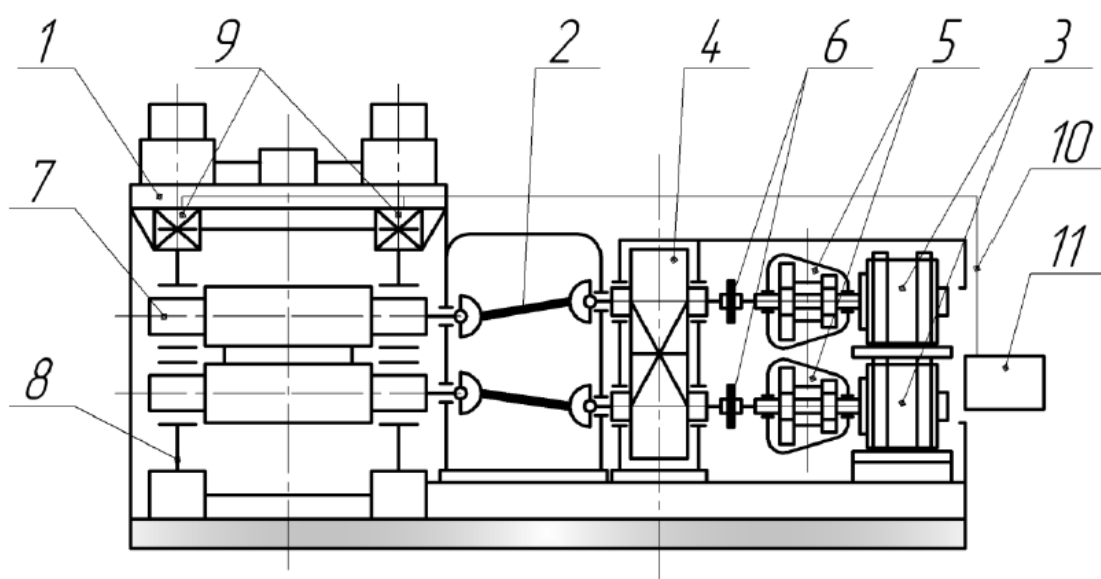
Научить студентов способам определения давления металла P на валки (усилия прокатки) экспериментальным путём (с помощью месдоз) и расчётным с использованием известных методик.

Методика проведения работы при экспериментальном определении давления

Мерой давления металла на валки служит упругая деформация элементов, включённых в силовую цепь рабочей клетки (станин, подушек прокатных валков, нажимных винтов и т. п.). Измерить давление металла на валки можно преобразованием упругой деформации датчиков измерительных приборов (месдоз) в электрический импульс. С помощью различных датчиков: ёмкостных, угольных, индуктивных, магнитострикционных, сопротивления и других усилие, действующее на нажимные винты, преобразуется в электрический сигнал, который визуально считывается с показывающих приборов или записывается на бумагу и расшифровывается при наличии определённой тарировки и градуировки.

Лабораторный прокатный стан предназначен для исследования процессов обработки металлов давлением (холодной прокатки цветных металлов). Устройство стана включает двухвалковую рабочую клетку, два универсальных шпинделя, шестерённую клетку, валы которой соединены посредством предохранительных муфт с редукторами и два электродвигателя привода (рисунок 12). Лабораторный прокатный стан оснащён тензометрическим весоизмерительным электронным устройством типа ТВЭУ, позволяющим определять усилие прокатки. Для этого в нажимные винты нажимного механизма рабочей клетки смонтированы тензорезисторные датчики (месдозы), подключенные по определённой схеме (рисунок 13).

Устройство состоит из силовоспринимающего узла (СВУ), соединительной коробки и вторичного преобразователя (далее по тексту – прибора).



1 – двухвалковая рабочая клетка, 2 – универсальные шпиндели, 3 – электродвигатели, 4 – шестеренная клетка, 5 – редукторы, 6 – предохранительные муфты, 7 – рабочие валки двухвалковой клетки, 8 – станина, 9 – месдозы, 10 – провода соединительные, 11 – вторичный преобразователь

Рисунок 12 – Принципиальная схема лабораторного прокатного стана.

В состав СВУ входит весоизмерительный тензорезисторный датчик (далее «датчик») и установочная оснастка, конструкция

которой зависит от модификации датчика, устанавливаемого оборудования, а также от условий эксплуатации. Соединительная коробка представляет собой контейнер из ударопрочного пластика и предназначена для параллельного соединения проводов кабеля датчика. Коробка соединена с прибором общим кабелем.

Принцип работы устройства основан на преобразовании усилия прокатки в аналоговый сигнал на выходе датчика и последующей цифровой обработке сигнала в микропроцессорном приборе с выдачей результата на табло индикации и выходные разъёмы для связи с внешними регистрирующими устройствами по стандартным интерфейсам.

Прибор принимает аналоговый сигнал датчиков по 4-х или 6-ти проводному кабелю, усиливает его, преобразует в цифровой код, производит необходимые вычисления и выдаёт показания на табло индикатора и выходной разъем.

Преобразователь ТВ-014 предназначен для следующих операций:

- измерение усилия прокатки в составе измерительных систем;
- суммирование результатов измерений;
- отображение результатов измерения;
- обмен информацией с другими устройствами по последовательным каналам связи в соответствии со стандартами RS-232 или RS-485.

Определение давления металла на валки выполняется с помощью месдозы (с фольговыми датчиками сопротивления), которая устанавливается под нажимные винты. Месдоза работает нормально, если в материале, из которого она изготовлена, напряжение не превышает предела упругости или в отдельных случаях – предела текучести.

Для месдозы кольцевого сечения расчетные напряжения

$$\sigma = \frac{4 \cdot P_B}{\pi \cdot (D_H^2 - d_{вн}^2)} \leq \sigma_s,$$

где P_B - максимальная нагрузка на нажимной винт;

D_H - наружный диаметр месдозы;

$d_{вн}$ - внутренний диаметр месдозы;

σ_s - предел текучести материала месдозы.

Месдоза состоит из наружного и внутреннего стальных колец, между которыми пропущена фольговая лента в качестве проводника измерительного моста, в его плечи включены сопротивления $R_1 R_2$ (питающая обмотка) и $R_3 R_4$ (сигнальная обмотка) (см. рисунок 13).

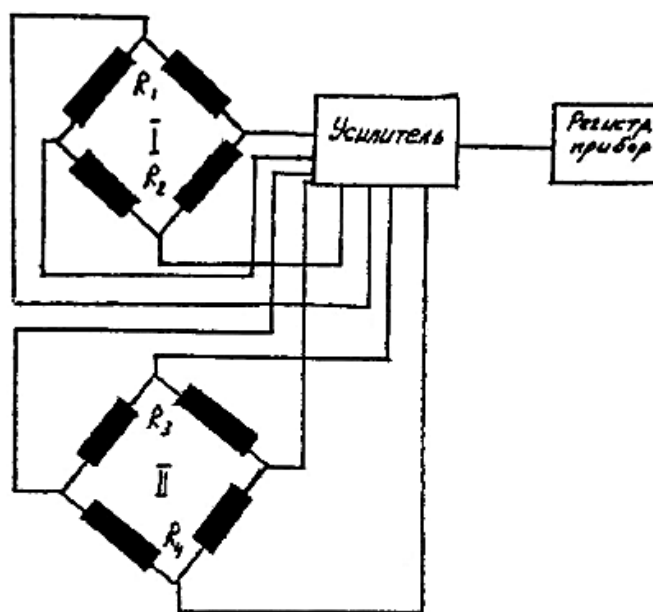


Рисунок 13 - Схема включения месдоз.

Порядок проведения работы

Работа выполняется подгруппой студентов:

- ознакомиться со станом и измерительной аппаратурой;
- произвести последовательно прокатку образцов (алюминий, медь) с обжатием $\varepsilon \square 5, 10, 20, 30, 40 \%$, показания месдоз и результаты прокатки занести в таблицу 1.

Результаты прокатки

Таблица 1

№ п/п	Толщина Ме, мм		Δh , мм	h_{cp} , мм	$\varepsilon = \frac{\Delta h}{H} \cdot 100\%$	В, мм	P_{Σ} , кН	l, мм	Р, МПа
	до прохода Н	после прохо- да h							
1									
.									
.									
.									
5									

Определить: длину очага деформации $l = \sqrt{\Delta h \cdot R}$; среднее удельное давление $p = \frac{P_{\Sigma} \cdot 1000}{B \cdot l}$, МПа;

- построить графики зависимости P_{Σ} от абсолютного обжатия Δh , удельного давления p от относительного обжатия $\frac{\Delta h}{H} \cdot 100\%$.

Методика проведения работы при расчетном определении давления

При определении давления металла на валки расчетным путем используются результаты прокатки при экспериментальном методе (см. п. 4), упругое сплющивание валков не учитывается, коэффициент трения $\mu \approx 0,12+0,15$ (малое обжатие без смазки).

В целях более точного определения Р расчет производится по формуле А.А. Королева и с использованием экспериментальных кривых зависимости P_{cp}/k от отношения l/h_{cp} [2].

По методике А.А. Королева определяется относительное среднее удельное давление как отношение P_{cp} к константе пластичности материала k:

$$\left(\frac{P_{cp}}{k}\right)_1 = \frac{2}{\varepsilon \cdot \delta} \left[\left(\frac{1}{(1-\varepsilon)}\right)^{\frac{\delta-1}{2}} \cdot \left(1 - \frac{\varepsilon}{2}\right) \right]; \quad \delta = \mu \cdot \frac{2-\varepsilon}{\varepsilon} \cdot \frac{1}{h_{cp}}$$

По экспериментальным кривым (рисунок 14) определяется $\left(\frac{P_{\text{сп}}}{k}\right)_{\text{сп}}$ при соответствующем значении коэффициента трения μ .

Определяется усредненное значение

$$\left(\frac{P_{\text{сп}}}{k}\right)_{\text{сп}} = \left[\left(\frac{P_{\text{сп}}}{k}\right)_1 + \left(\frac{P_{\text{сп}}}{k}\right)_2 \right] / 2.$$

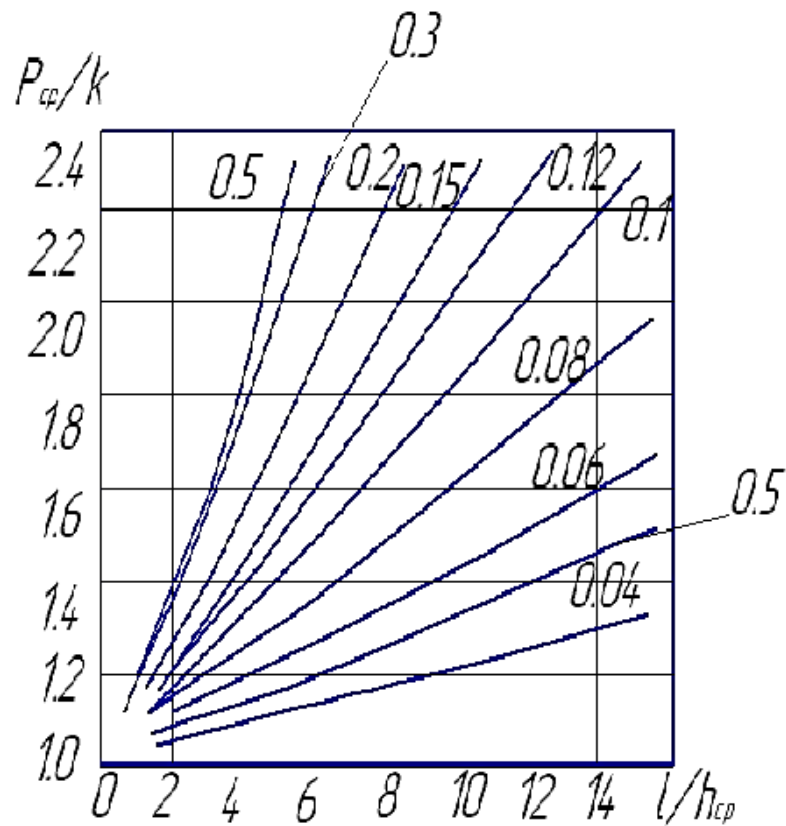


Рисунок 14 - Зависимость $P_{\text{сп}}/k$ от $l/h_{\text{сп}}$ при различных значениях коэффициента трения μ : цифры у линий - значения μ

В зависимости от предела текучести прокатываемого материала от по графику (рисунок 15) определяется значение $k_{\text{сп}}=1,15\sigma_t$ при

соответствующем значении относительного обжатия ε .

С учетом полученных значений $\left(\frac{P_{\text{ср}}}{k}\right)_{\text{ср}}$ и $k_{\text{ср}}$ рассчитываются значения

удельного давления $P_{\text{ср}} = \left(\frac{P_{\text{ср}}}{k}\right)_{\text{ср}} \cdot k_{\text{ср}}$ и давления металла на валки

$$P = P_{\text{ср}} \cdot l \cdot B.$$

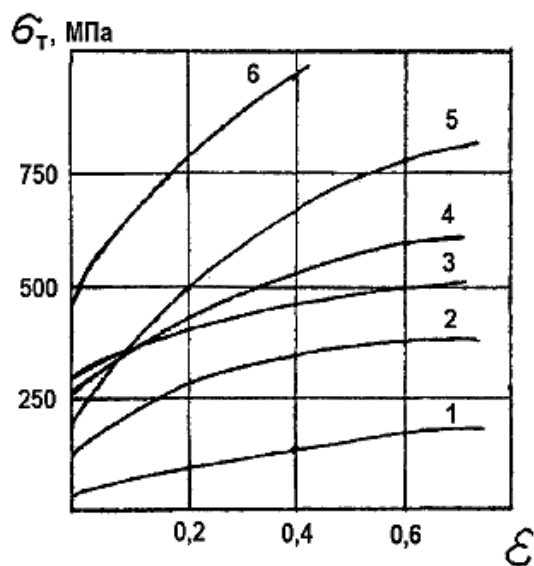


Рисунок 15 – Зависимость предела текучести σ_T от относительного обжатия при холодной прокатке: 1 – алюминий; 2 – медь; 3 – сталь 10; 4 – латунь Л62; 5 – никель; 6-сталь 1X18H9T.

Содержание отчёта

Представляется конспект основных положений и результатов, производится сравнение результатов расчётов и эксперимента и выводы по проделанной работе.

Контрольные вопросы

1. Каковы зависимости между силовыми и технологическими параметрами при прокатке?
2. Что в наибольшей степени влияет на точность результатов расчётов давления металла на валки?
3. Как влияет относительное обжатие на величину удельного давления и усилия прокатки?

Лабораторная работа 8. Дробление и измельчение материалов

Цель работы

Изучить технологию, схемы дробления и измельчения, основные типы дробилок и мельниц, методы отсева материалов и показатели, определяющие эффективность процессов дробления и измельчения.

Теоретическое введение

Размеры кусков руды при открытой добыче могут быть до 1500 мм, при подземной – до 300 мм, поэтому для последующего обогащения и окускования рудные материалы необходимо подвергать дроблению и измельчению.

В зависимости от размеров получаемых кусков различают четыре стадии дробления: крупное – 100–300, среднее – 40–60, мелкое – 8–25 и тонкое – менее 1 мм.

Мелкое и тонкое дробление называют измельчением и применяют только для руд, идущих на обогащение.

Технологическими показателями процесса дробления (измельчения) являются степень и эффективность дробления (измельчения).

Степень дробления (измельчения) – отношение размеров кусков материала до и после дробления (измельчения), определяется выражением

$i = D/d$, где D и d – максимальные размеры куска материала соответственно до и после дробления (измельчения).

Эффективность дробления определяется массой раздробленного материала, получаемого при расходе единицы электроэнергии. Она, в основном, зависит от прочности дробимого материала.

В зависимости от величины сопротивления при раздавливании, руды классифицируют по твёрдости: мягкие (менее 10 МПа); средней твёрдости (10–50 МПа); твёрдые (более 50 МПа); весьма твёрдые (более 100 МПа).

При дроблении руды проявляются упругая и пластическая деформации дробимого тела, образуются новые поверхности, преодолеваются силы внутреннего и внешнего трения.

В связи со сложностью процесса дробления пока нет единой универсальной теории дробления, однако, существуют две гипотезы – поверхностная и объёмная.

Согласно поверхностной гипотезе работа, затраченная при дроблении пропорциональна величине вновь полученной поверхности:

$$E_n = K_n S,$$

где E_n – расход энергии на дробление материала;

S – площадь вновь образованной поверхности;

K_n – коэффициент пропорциональности.

Согласно объёмной гипотезе, работа, затраченная при дроблении, пропорциональна объёму тела

$$E_o = K_o V.$$

где E_o – расход энергии на дробление материала;

V – объём тела; K_o – коэффициент пропорциональности.

Сравнивал обе гипотезы, можно заметить, что поверхностная более соответствует процессам, где дробление осуществляется истиранием и отчасти раскалыванием: объёмная же гипотеза – процессам при дроблении тел раздавливанием и ударом.

Дробление и измельчение энергоёмкие процессы. По данным ЮНЕСКО человечество до 10 % всей вырабатываемой электроэнергии расходует на дробление и измельчение. Стоимость дробления и измельчения в себестоимости рудного концентрата составляет до 40 %.

Дробление

Существуют следующие способы дробления (рисунок 16): раздавливание (а), истирание (б), раскалывание (в), удар (г), раздавливание совместно с раскалыванием (д), раздавливание совместно с изгибом (е).

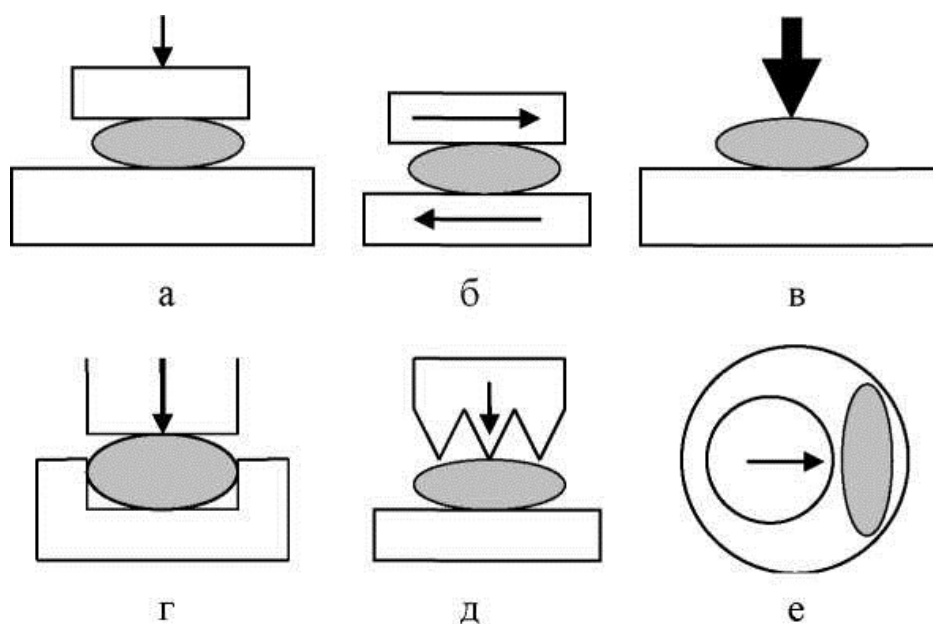


Рисунок 16 – Способы дробления

Наиболее дешёвым методом дробления является раздавливание, а наиболее дорогим – истирание, связанное с наибольшим расходом энергии. По принцип) истирания производится тонкое измельчение. На выбор метода дробления большое влияние оказывают свойства материалов.

Дробление и измельчение могут быть сухими и мокрыми. Обычно крупное, среднее и мелкое дробление осуществляют сухим способом.

При дроблении глинистых руд в рабочую зону дробилок иногда подают воду) для обеспечения лучшей проходимости руды в процессе дробления, но такой метод нельзя отнести к мокрому дроблению.

Мелкое дробление и измельчение осуществляют сухим или мокрым способом в зависимости от характера последующих процессов обогащения и свойств полезных ископаемых.

Процесс дробления очень сложный и зависит от следующих факторов: размеров, формы и взаимного расположения отдельных кусков материалов в рабочей зоне дробилки, физических свойств руды (прочность, твёрдость, вязкость, плотность, однородность, трещиноватость, влажность), а также конфигурации рабочих органов оборудования, траектории их движения, массы, скорости и угла встречи с обрабатываемыми рудами.

Существуют следующие схемы дробления: открытая (а); открытая с предварительным грохочением (б); замкнутая с предварительным и поверочным грохочением (в) (рисунок 17).

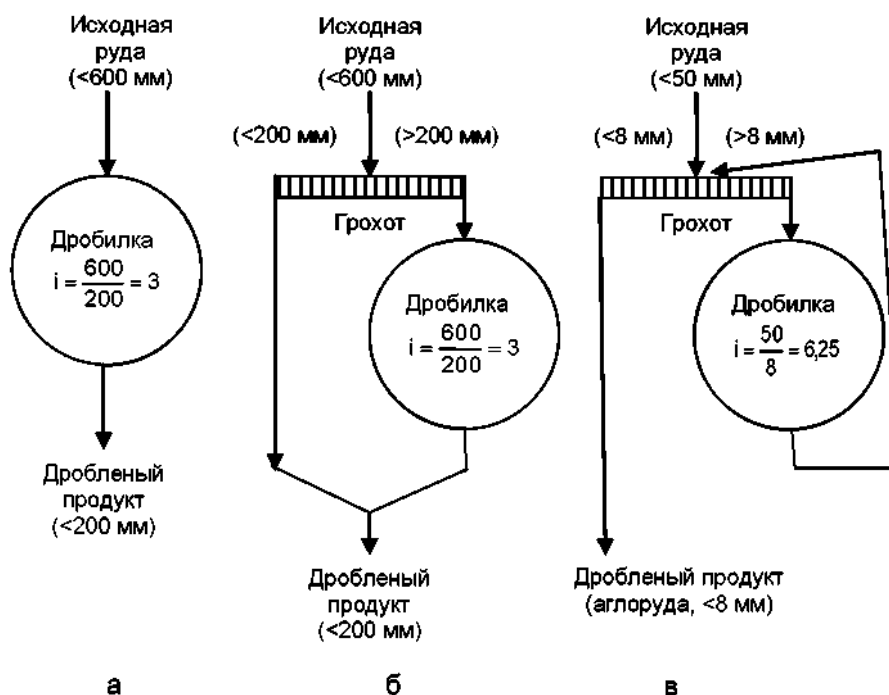


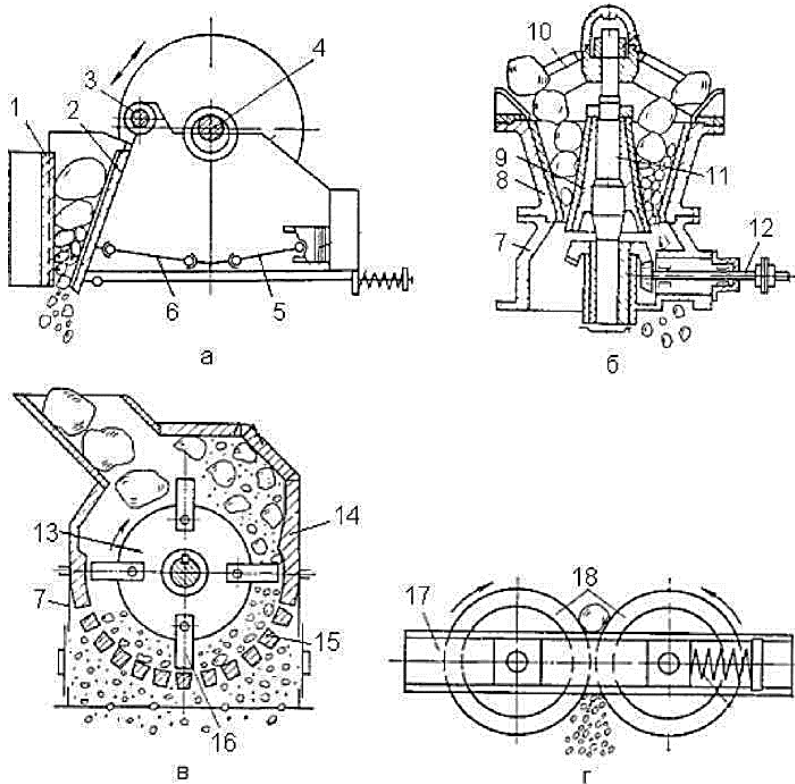
Рисунок 17 – Схемы дробления

По схемам, а и б обеспечивается дробления руды от 600 до 200 мм при степени дробления $600/200 = 3$. Однако в исходной руде содержится некоторое количество фракции <200 мм, не нуждающейся в дроблении и занимающей часть рабочего пространства дробилки, снижая ее производительность. Эта фракция в результате частичного дробления переизмельчается, увеличивая выход мелочи и расход электроэнергии. По схеме б фракция <200 мм отделяется от руды перед дробилкой. Схемы а и б характеризуются тем, что крупность дроблёного продукта не проверяется, т. е. схемы «открытые».

В дроблёном продукте всегда имеется небольшое количество кусков, размер которых превышает заданный. В «закрытых» схемах (в) дроблёный продукт вновь направляется на грохот для отделения неизмельчённых кусков с последующим их возвратом в дробилку, при этом обеспечивается верхний предел крупности.

Выбор способа дробления и типа дробилок зависит от физических свойств материала, начальной и конечной крупности его кусков. Твёрдые и вязкие материалы рациональнее дробить раздавливанием, ударом и истиранием; хрупкие – раскалыванием.

Дробилки бывают щековые (рисунок 18 а), конусные (б), грибовидные, молотковые (в), валковые (г).



1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – вал подвижной щеки; 4 – эксцентриковый вал; 5,6 – механизм регулировки ширины разгрузочной щели; 7 – станина; 8 – неподвижный конус; 9 – подвижный конус; 10 – траверса; 11 – вал конуса; 12 – приводной вал; 13 – ротор; 14 – отбойные плиты; 15 – колосниковая решетка; 16 – молоток; 17 – основная рама; 18 – дробящие валки.

Рисунок 18 –

Конструктивные схемы дробилок.

В щековой дробилке материал раздавливается качающейся 2 и неподвижной 1 щеками. При этом только один ход подвижной щеки является рабочим, во время её обратного хода часть дроблёного материала успевает выйти из рабочего пространства через нижнюю выпускную щель. Изменением размера щели можно регулировать степень дробления.

Щековые дробилки применяют для дробления крупных кусков руды ($i = 3 - 8$). Удельный расход электроэнергии составляет от 0,3 до 1,3 кВт ч/т, производительность наиболее крупных щековых дробилок составляет 450–500 т/ч. Преимущества – простота, надёжность, низкие эксплуатационные затраты. Их недостатками являются сильная вибрация, залипание щёк при дроблении влажных и глинистых материалов, необходимость установки специального верхнего питателя для обеспечения равномерной подачи исходного материала.

Дробление материала в конусной дробилке происходит между неподвижным 8 и вращающимся внутренним 9 конусами. Эти дробилки предназначены для среднего и мелкого дробления. Основные части дробилок: цилиндрический корпус, установленный на фундаменте, неподвижный конус (чаша), подвижный дробящий конус, укрепленный на валу и опирающийся на сферический подпятник, приводной механизм. Приводной вал через коническую зубчатую передачу вращает вал – эксцентрик.

В конусной дробилке ось вращения внутреннего конуса не совпадает с геометрической осью неподвижного конуса, т. е. в любой момент дробление происходит в зоне приближения поверхностей внутреннего и наружного конусов. При этом в остальных зонах происходит выдача дроблёного продукта через кольцевую щель между конусами. Производительность составляет 350–400 т/ч, степень дробления $i = 3 - 8$, удельный расход электроэнергии 0,1–1,3 кВт-ч/т.

Конусные дробилки применяют для материалов любого типа, в том числе со слоистым, плитчатым строением куска, а также для глинистых руд. Они не нуждаются в питателях и могут работать «под завалом», т. е. с рабочим пространством, полностью заполняемым рудой, поступающей из расположенного выше бункера.

Дробление в молотковых дробилках осуществляется в основном под действием ударов по кускам материала стальными молотками, закрепленными на вращающемся валу. Диаметр роторов 370–1700 мм, скорость вращения 580–2800 об/мин, степень дробления $i = 8 - 12$, производительность до 300 т/ч.

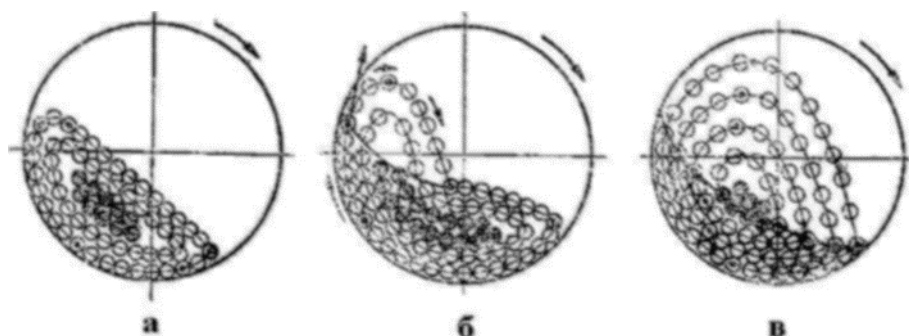
Валковые дробилки применяют для хрупких, нетвёрдых материалов (глина, кокс). Материал увлекается вращающимися валками и раздавливается. Степень дробления невысокая: $i = 3 - 4$. Иногда устанавливают две пары валков одна над другой, это увеличивает степень дробления до 10–16.

Измельчение

Измельчение производят в барабанных мельницах, в которые загружают дроблёную руду крупностью от 8 до 50 мм после второй, третьей и даже четвертой стадий дробления. Измельчение происходит за счёт свободно падающих дробящих тел в шаровых или стержневых мельницах. Измельчение может производиться как в присутствии воды

(мокрое), так и без неё (сухое). Как правило, мокрое измельчение производится, если последующее обогащение руды идёт в водной среде.

При вращении мельницы за счёт трения между шарами и её стенкой шары начнут подниматься в сторону вращения до тех пор, пока угол подъёма не превысит угла естественного откоса, после чего они начнут падать вниз, измельчая материал. В зависимости от частоты вращения барабана в мельнице создаются различные режимы измельчения (рисунок 19): каскадный (а), смешанный (б), водопадный



(в).

Рисунок 19 – Схема движения мелющих тел в барабане мельницы для различных режимов движения

При критической частоте вращения барабана мелющие тела прижимаются центробежной силой к его внутренней поверхности и вращаются вместе с ним, не отрываясь. Она вычисляется по формуле

$$n_k = \frac{42,4}{\sqrt{D}},$$

где D – внутренний диаметр мельницы, м.

С учётом угла трения шара о стенки мельницы (φ), её критическая частота определяется следующим образом

$$n_k = \frac{42,4}{\sqrt{D \sin \varphi}}.$$

Скорость вращения мельниц обычно равна 0,70–0,85 от критической. В процессе мокрого измельчения шары при указанных

условиях поднимаются в мельнице на достаточную высоту и эффективно дробят руду.

При частоте вращения менее 0,75–0,85 от критической, создаётся водопадный режим измельчения – основная масса мелющих тел поднимается вместе с внутренней поверхностью на некоторую высоту, а затем, отрываясь, свободно падает под действием сил тяжести по траекториям, близким к параболическим. Измельчение рудных зёрен в данных условиях происходит преимущественно ударом. Водопадный режим применяется при измельчении более крупного материала (в первой стадии).

При смешанном режиме измельчения одна часть мелющих тел участвует в свободном полете, а другая – перекачивается внутри барабана по замкнутым траекториям, измельчая руду ударом и истиранием. Смешанный скоростной режим применяется при мокром измельчении; скорость вращения составляет 0,6–0,75 от критической.

Каскадный режим наиболее тихоходный, скорость вращения составляет 0,5 – 0,6 от критической, при этом свободный полет мелющих тел исключён, т. к. они непрерывно циркулируют внутри барабана, поднимаясь по круговым траекториям на некоторую высоту, затем скатываясь под углом, близким к углу естественного откоса. В воде нормальный угол откоса шаров составляет около 30°. При каскадном режиме руда измельчается преимущественно истиранием, он является наиболее эффективным для стержневых мельниц, т. к. при водопадном и смешанном режиме свободный полет стержней может привести к их перекосам, неправильной укладке и образованию «костров».

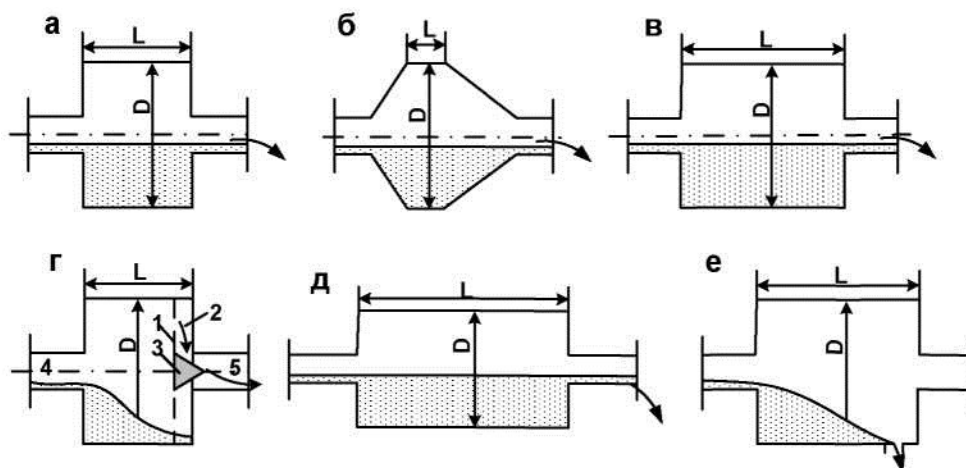
Руду загружают в мельницу через пустотелую цапфу с одной стороны, а с другой – измельчённый продукт выходит из мельницы.

По методу разгрузки измельчённого продукта различают мельницы со свободным выходом продукта (рисунок 20, а-в) и с принудительной разгрузкой через решётку (рисунок 20, г).

Различают следующие типы мельниц (рисунок 1.5).

а – шаровые мельницы с центральной разгрузкой измельчённого материала, они характеризуются тем, что их длина в 1,5–2 раза больше диаметра.

б – шаровые мельницы конические с высоким уровнем пульпы и центральной разгрузкой измельчённого материала, для которых характерна короткая цилиндрическая часть, заключенная между двумя коническими частями.



1 – стальная колосниковая решётка; 2 – промежуточная камера; 3 – конус; 4, 5 – цапфы соответственно загрузочная и разгрузочная.

Рисунок 20 – Типы мельниц.

в-стержневые мельницы цилиндрические с высоким уровнем пульпы и центральной разгрузкой измельчённого материала, имеют длину в 1.5–2 раза больше её диаметра.

г – шаровые мельницы с низким уровнем пульпы и принудительной разгрузкой измельчённого материала через решётку. Их длина меньше или равна диаметру.

д – трубные мельницы с длинной цилиндрической частью в три-четыре раза больше её диаметра. Чем длиннее мельница, тем дольше руда находится в ней под действием дробящих тел и выше степень измельчения. Их применяют в основном для тонкого сухого измельчения.

с – стержневые мельницы для сухого измельчения с периферической разгрузкой, применяются для измельчения коксовой мелочи и известняка.

Мельницы заполняют шарами на 30–50 % их объёма. Перегрузка и недогрузка мельницы шарами нерациональны: перегрузка ведёт к повышенным расходам энергии и шаров, а недогрузка снижает производительность.

Производительность барабанных мельниц зависит от диаметра, рабочего объёма, скорости вращения, конструктивных особенностей, размера и формы мелющих тел, твёрдости и крупности кусков руды (исходных и измельчённых), плотности пульпы и выхода конечного продукта. Производительность мельниц подсчитывают по удельной затрате энергии.

Потребляемая мощность, определяющая производительность мельницы, является основным показателем её работы, выбор мельницы часто производят по её мощности.

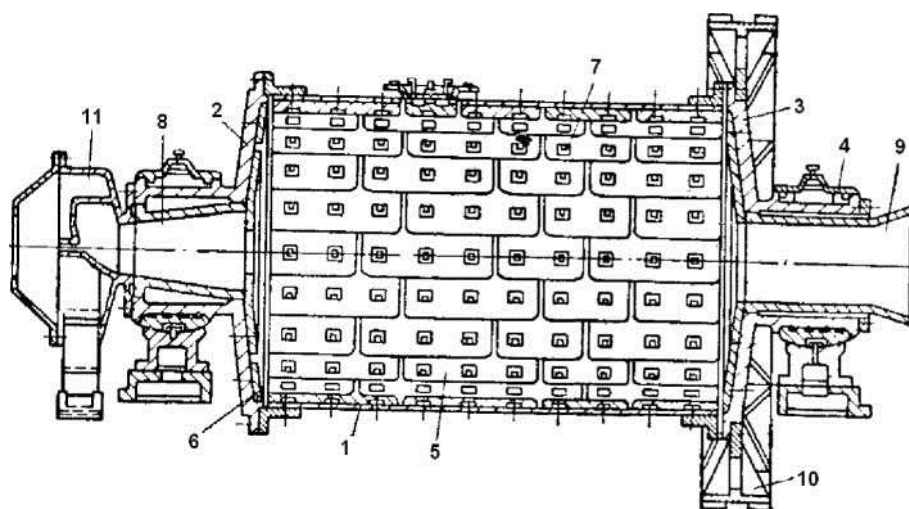


Рисунок 21 – Шаровая мельница с центральной разгрузкой.

Часть энергии, потребляемой мельницей, затрачивается на движение дробящей среды (полезная мощность), на преодоление сил трения её подшипников (мёртвая нагрузка), потери в электродвигателе и обычно составляет около 25 % общей затраченной энергии. Таким образом, полезная мощность составляет около 75 % от общей.

Шаровые мельницы. Основными размерами мельниц являются: внутренний диаметр D и длина цилиндра L .

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (рисунок 1.6) состоят из сварного стального цилиндрического барабана 1 с приваренными на его концах литыми фланцами и торцовыми крышками 2 и 3. Внутри барабан и торцовые крышки мельницы защищены футеровкой 5 и 6 из износостойкой стали, которую крепят болтами 7. Полюе цапфы 8 и 9 также изнутри защищены футеровкой.

Мельницу устанавливают на двух подшипниках 4, которые

имеют только нижние вкладыши с баббитовой заливкой.

Привод мельницы осуществляется электродвигателем и редуктором через зубчатую передачу и зубчатый венец 10.

Загрузка материала в мельницы производится через улитковый питатель 11 и полуцапфу 8.

В мельнице с разгрузкой через решетку (рисунок 1.5, з) стальная колосниковая решетка 1 задерживает крупные куски руды и шары. Измельченная руда выгружается через решетку (диафрагму), установленную перед цапфой, в промежуточную камеру. Между решеткой и торцовой стороной мельницы, радиально прикреплены реборды, на которые поступает пульпа. Поэтому при вращении реборды поднимают пульпу вверх и сливают ее на конус, расположенный вершиной к разгрузочной цапфе. Пульпа стекает по конусу, попадает в разгрузочную цапфу и выходит из мельницы, при этом создается разность уровней загружаемого исходного материала и разгружаемого измельченного продукта, что способствует его более быстрому движению. Поэтому производительность мельницы с решеткой выше, чем мельниц с центральной разгрузкой.

В месте установки каждой колосниковой решетки в диафрагме имеется специальное углубление. Пульпа сначала проходит через отверстия, затем через круглые отверстия диафрагмы.

Уровень пульпы в месте ее разгрузки регулируется с помощью отверстий, которые могут быть открытыми или закрываются деревянными пробками через люки П. Для уменьшения скорости движения пульпы, нужно закрыть нижний ряд отверстий диафрагмы или увеличить плотность пульпы.

Имеются мельницы с разгрузкой через решетку без регулирования уровня пульпы, у них диафрагма состоит из отдельных колосниковых решеток секторного типа. Каждый сектор решетки крепят к торцовой крышке мельницы с помощью литых стальных полос болтами. Площадь отверстий решетки во много раз больше площади разгрузочной цапфы. Скорость движения пульпы в такой мельнице регулируется водой, т. е. отношением $T: Ж$.

Толщина футеровки в зависимости от размеров мельниц составляет от 50 мм до 150 мм. Диафрагма, футеровочные плиты и колосники изготавливаются из износостойкой марганцевой стали типа 35ГЛ или

45ГЛ.

Стержневые мельницы. Внутри мельница заполнена стальными стержнями, длина которых на 25–30 мм меньше длины барабана.

Торцовые крышки барабана выполняются плоскими или слегка коническими. При работе мельницы стержни, раздвинутые кусками руды, производят своего рода классификацию материала по крупности: мелкие зерна проваливаются через зазоры между стержнями и не переизмельчаются; более крупные задерживаются на стержнях и подвергаются наиболее интенсивному разрушению. Поэтому в измельченном продукте отсутствуют излишне крупные недоизмельченные куски и сравнительно мало тонкого класса. Стержневые мельницы обычно работают в первой стадии открытого цикла.

Мельницы самоизмельчения. Существуют две схемы рудного самоизмельчения.

1. Без специального выделения крупных кусков руды (дробящей среды). Вся руда после крупного дробления направляется в мельницу самоизмельчения.

2. С выделением после дробления крупных кусков руды (более 100 мм), используемых в качестве дробящей среды более мелких кусков (менее 25 мм).

Первая схема более простая, но т. к. в мельницу поступает вся руда после крупного дробления, происходит постепенное накопление в мельнице критических кусков от 25 до 75 мм. которые слишком малы, чтобы дробить другие куски, и слишком велики, чтобы раздробиться крупными кусками. Для их доизмельчения в мельницу приходится загружать стальные шары диаметром 150–125 мм, однако это противоречит идее самоизмельчения, увеличивает расход металла и износ футеровки.

По второй схеме исключается накопление крштийеского материала, но усложняется схема дробления и измельчения.

Мельницы самоизмельчения, по сравнению с шаровыми и стержневыми, обладают следующими преимуществами: снижается расход футеровки за счет измельчающей среды, уменьшается переизмельчение и шламование рулы, упрощается схема дробления. Недостатком является меньшая производительность.

В мельнице сухого самоизмельчения типа «Аэрофол» используется короткий барабан 1 большого диаметра – 5.5–11 м (рисунок 22).

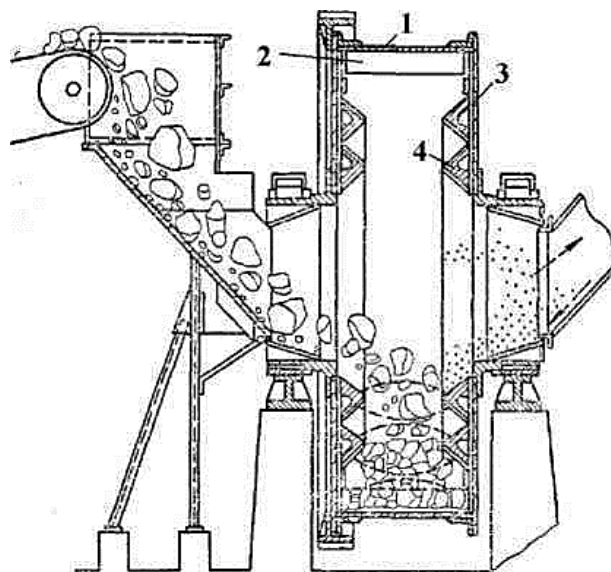


Рисунок 22 – Мельница сухого самоизмельчения типа «Аэрофол»

На внутренней поверхности вдоль образующей барабана на некотором расстоянии одна от другой укрепляются двутавровые балки и рельсы 2, которые при вращении поднимают куски материала на некоторую высоту. Падая вниз, куски разбиваются, ударяясь о полки, и одновременно дробят ударом находящийся внизу материал. На торцовых крышках 3 барабана укреплены кольца 4 треугольного сечения, которые направляют куски материала в середину барабана. Измельчённый материал удаляется из барабана воздушным потоком. Мельница работает в замкнутом цикле с воздушными классификаторами

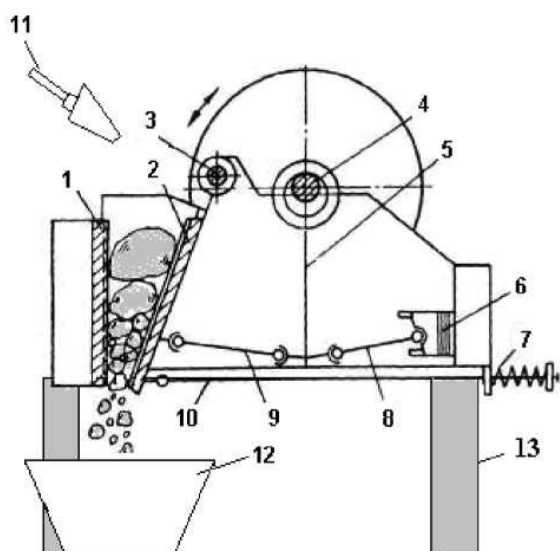
Мельница мокрого самоизмельчения имеют отношение длины барабана к его диаметру примерно 0,3 : 1.

Руда загружается в мельницу устройством, которое монтируется на специальной тележке, перемещающейся по рельсам, что обеспечивает свободный доступ внутрь при ремонте мельницы. Исходная руда захватывается выступами на броне, поднимается на некоторую высоту, затем падает или скатывается вниз, разрушаясь под действием удара, раскалывания и частично истирания. Измельченный материал выгружается из барабана через решетку либо непосредственно через полу цапфу. К концу разгрузочной цапфы

барабана крепится на болтах бутара, представляющая цилиндроконический грохот для разделения измельченного материала по крупности.

Описание установок

Схемы лабораторной дробилки и шаровой мельницы представлены на рисунках 22 и 23. Дробление проводится в соответствии с заданием.

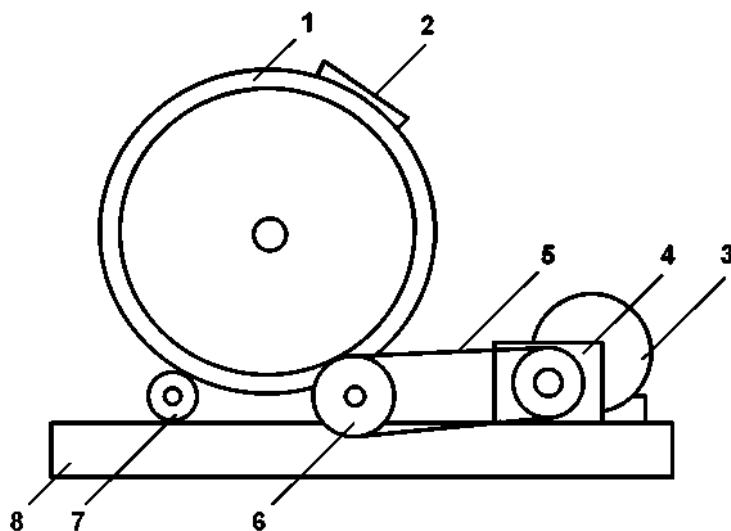


1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – ось подвижной щеки; 4 – эксцентриковый вал; 5 – шатун; 6 – механизм изменения ширины разгрузочной щели; 7 – замыкающая пружина; 8 – задняя распорная плита; 9 – передняя распорная плита; 10 – тяга замыкающего устройства; 11 – загрузочный совок; 12 – приемный короб; 13 – опорные стойки.

Рисунок 22 – Лабораторная щековая дробилка со сложным качанием щеки для среднего дробления

Таблица 1 – Технические характеристики щековой дробилки

Показатель	Величина
Размеры загрузочного отверстия, мм	150 x 200
Ширина разгрузочной щели, мм: минимальная	5
максимальная	80
Наибольший размер поступающих кусков (руды), мм	110
Производительность, м ³ /час	
при минимальной разгрузочной щели	1,5
при максимальной разгрузочной щели	5,5
Эксцентриситет эксцентрикового вала, мм	5
Число оборотов эксцентрикового вала в минуту	300
Мощность электропривода, кВт	2,0
Габаритные размеры, мм: длина	1200
ширина	400
высота со столом	1200
Вес с электрооборудованием, кг	360



1 – барабан; 2 – люк загрузочного окна; 3 – электродвигатель; 4 – редуктор; 5 – ременная передача; 6 – ведомый шкив; 7 – опорный ролик; 8 – станина.

**Рисунок 23 –
Шаровая
мельница с
фрикционным
приводом.**

Внутри барабана находятся мелющие шары, диаметром 50 мм, исходный материал загружают через специальное завалочное окно. Пульт управления мельницы укомплектован управляемым трансформатором, что позволяющим изменять в широком диапазоне скорость вращения барабана. Основные технические данные приведены в таблице 1.2.

Таблица 2 – Техническая характеристика шаровой мельницы

Показатель	Величина
Питание установки	переменный ток 220 В
Потребляемая мощность, кВт	3
Тип установки	барабанный
Габаритные размеры, мм: длина	1200
высота	1000
ширина	1000
Крупность дробления, мм	До 0,005
Производительность, кг/час	800–1200
Скорость вращения барабана, об/мин	1–60
Масса, кг	650

Порядок выполнения работы

Взвесьте на технических весах по 20 кг (с точностью до 10 г.) исходных материалов с различной твёрдостью (известняк, железная руда, агломерат, кокс).

Каждый материал отдельно пропустите через дробилку и мельницу, полученные дроблёные и измельчённые продукты рассыпьте на ситах (с тремя ближними размерами ячеек) и взвесьте каждую фракцию отдельно.

Определите длительность и степень дробления (измельчения), расход электроэнергии (по показаниям электрического счётчика до начала и после окончания дробления, измельчения). Полученные данные занесите в таблицы 3, 4.

Таблица 3 – Показатели дробления для некоторых материалов

Показатель	Материалы			
	руда	известняк	агломерат	кокс
Размер, мм: исходный				
промежуточный				
конечный				
Время дробления, мин.				
Степень дробления, $i = D / d$				
Удельный расход электроэнергии, Вт/кг				

Таблица 4 – Показатели измельчения для некоторых материалов

Показатель	Материалы			
	руда	известняк	агломерат	кокс
Размер, мм: исходный				
промежуточный				
конечный				
Время измельчения, мин.				
Степень измельчения, $i = D / d$				
Удельный расход электроэнергии, Вт/кг				

Контрольные вопросы

1. Охарактеризуйте процессы дробления и измельчения, в чем состоят их отличия.
2. Как классифицируются рудные материалы по твёрдости и, какие существуют гипотезы дробления?
3. Перечислите основные способы дробления, типы дробилок, их преимущества и недостатки.
4. Какие схемы дробления и измельчения применяются в чёрной металлургии?
5. Перечислите основные типы мельниц и дайте их характеристику.
6. Назовите схемы рудного самоизмельчения, сравните их технико-экономические показатели.

Лабораторная работа 9. Обогащение железных руд магнитной сепарацией

Цель работы

Изучить технологию и схемы обогащения железных руд методом магнитной сепарации, конструкции различных сепараторов сухого и мокрого обогащения, научиться определять показатели эффективности процессов обогащения.

Теоретическое введение

Обогащение является операцией, в результате которой повышается концентрация полезного элемента (железа, марганца и др.) в результате удаления максимально возможного количества пустой породы. Иногда при обогащении руды одновременно с пустой породой удаляется часть вредных примесей.

Для разделения используют различия свойств рудного минерала и пустой породы: цвет, блеск, твёрдость, плотность, смачиваемость, оптические, электрические, магнитные и другие характеристики.

Существуют следующие методы обогащения: рудоотборка, промывка, гравитационное, флотационное, магнитная сепарация.

Продуктами обогащения являются: концентрат – материал, содержащий полезного минерала больше, чем его было в исходной руде; хвосты – материал, состоящий в основном из пустой породы и содержащий небольшое количество полезного минерала. В сложных схемах обогащения получают продукт, занимающий по содержанию полезного элемента промежуточное положение между концентратом и хвостами – промпродукт, который подвергают дополнительному обогащению.

Эффективность процесса обогащения характеризуется комплексом показателей.

Содержание полезного элемента в руде (α), концентрате (β) и хвостах (ν). Чем выше содержание элемента в концентрате и ниже в хвостах, тем лучше качественные показатели обогащения.

Выход концентрата γ (% , доли), или соотношение масс концентрата (M_k) и руды, пошедшей на его получение (M_p). Выход концентрата показывает, какое его количество получается из 1 т руды.

$$\gamma_{\kappa} = \frac{M_{\kappa}}{M_p} \cdot 100\%$$

Выход концентрата можно также выразить через содержание полезного элемента в руде и продуктах обогащения. Для этого используют баланс металла

$$Me_p \alpha = Me_{\kappa} \beta + (Me_p - Me_{\kappa}) \cdot \nu$$

После преобразований получаем

$$\gamma_{\kappa} = \frac{\alpha - \nu}{\alpha - \beta} \cdot 100\% \quad K_C = \frac{1}{\gamma} = \frac{\beta - \nu}{\alpha - \nu}$$

Степень сокращения показывает, во сколько раз уменьшается количество концентрата по сравнению с количеством израсходованной на его получение руды, т. е. сколько требуется переработать тонн руды для получения 1 т концентрата

$$K_o = \frac{\beta}{\alpha}$$

Степень обогащения, или соотношение содержаний элемента в концентрате и исходной руде

$$\varepsilon = \gamma \frac{\beta}{\alpha} = \frac{(\alpha - \nu)\beta}{(\beta - \nu)\alpha}$$

Степень извлечения полезного элемента в концентрат (ε) показывает, какая его часть, содержащаяся в руде, перешла в концентрат

Наиболее эффективным методом обогащения железных руд является магнитная сепарация, основанная на различии магнитных свойств некоторых железосодержащих минералов и пустой породы.

Магнитное обогащение состоит в разделении минеральных зёрен руды в сепараторах по их магнитной восприимчивости. Измельчённая руда вводится в магнитное поле, в котором зерна магнитного минерала притягиваются к полюсам магнита и, преодолевая постоянно действующие силы (гравитация, центробежные, сопротивление водной среды и др.), перемещаются в одном направлении, в то время как

немагнитные зерна под действием этих сил движутся в другом направлении. На зерно минерала, помещённое в магнитном поле, действует магнитная сила

$$F_{МАГ} = \mu_0 \cdot \chi \cdot H$$

где $F_{МАГ}$ - сила магнитного притяжения, кгс/кг; μ_0 - магнитная постоянная, $1,26 \cdot 10^{-6}$ Гн/м; χ - удельная магнитная восприимчивость, м³/кг; H - напряжённость магнитного поля, А/м. Следовательно, эта сила определяется магнитной восприимчивостью минерала и напряжённостью магнитного поля.

Удельная магнитная восприимчивость некоторых минералов и их свойства приведены в таблице 1

Магнитной сепарацией в основном обогащают руды с сильномагнитными свойствами, в состав которых входят минералы магнетит и маггемит.

Таблица 1 – Основные минералы железных руд и их свойства

Минералы	Химическая формула и состав	Плотность, г/см ³	Твердость по шкале Мооса	Цвет	Удельная магнитная восприимчивость $\chi \cdot 10^{-7}$
Гематит	$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3, \text{Fe} - 70\%$	5,0-5,2	5,5-6,0	Вишнево-красный	38-6
Гётит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}, \text{Fe} - 62,9\%$	4,0-4,4	4,5-5,5	Темно-бурый до черного	около 3
Гидрогётит	$3\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{H}_2\text{O}, \text{Fe} - 60,8\%$	3,3-4,0	1,0-4,0	светло-бурый, желто-бурый	10-3
Лимонит	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}, \text{Fe} - 59,8\%$	3,3-4,0	4,0	темно-бурый	10-3
Магнетит	$\text{Fe}_3\text{O}_4, \text{Fe} - 72,4\%$	4,9-5,2	5,5-6,0	Черный	500-250
Ильменит	$\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$	4,5-5,0	5,0-6,0	Черный	300-150
Маггемит	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3, \text{Fe} - 70\%$				250-100
Мартит	$\text{Fe}_2\text{O}_3, \text{Fe} - 70\%$	4,0-5,0	4,0-6,0	Темно-вишневый	880-25
Сидерит	$\text{Fe}_2\text{CO}_3, \text{Fe} - 48,3\%$	3,9	3,5-4,5	Желтовато-белый, сероватый	19-4,5

Для других минералов необходимо создавать магнитное поле с высокой напряжённостью, что технически трудно достигается. Поэтому в зависимости от химического состава обогащаемой руды применяют сепараторы с разной напряжённостью магнитного поля.

Сильномагнитные руды обогащают на сепараторах с магнитным полем напряжённостью $(32 - 95) \cdot 10^3$ А/м, слабомагнитные – $(143 - 1270) \cdot 10^3$ А/м. Магнитное поле создаётся электромагнитами, а его напряжённость регулируется силой тока.

Материал в сепаратор можно подавать в сухом или в мокром виде (пульпа), в последнем случае устраняется пылеобразование, поэтому этот метод получил большее распространение. Для обогащения руд крупностью более 6 мм применяется сухая магнитная сепарация. Руды крупностью менее 0,1 мм обогащаются только мокрым способом. Кроме подавления пылеобразования это позволяет повысить эффективность обогащения, т. к. в водной среде разделение мелких частиц более полное.

При мокром обогащении процесс проходит в 2 – 4 стадии, на каждой из которых руда дробится и подвергается магнитной сепарации. Это позволяет избежать больших расходов на измельчение пустой породы. На первых стадиях для руды крупностью 5–50 мм применяется сухая сепарация, при этом удаляется значительная часть немагнитных компонентов. Промпродукт сухой сепарации для более полного раскрытия зёрен руды направляют на мокрое измельчение и магнитную сепарацию в водной среде.

Совершенствование магнитного обогащения идёт по двум направлениям:

- более тонкое измельчением исходного материала, что повышает степень раскрытия зёрен рудного минерала и содержание железа в концентрате;

- повышение напряжённости магнитного поля в рабочем пространстве сепараторов (*полиградиентные сепараторы* – с изменяющимся в пространстве магнитным полем). Последние возможно применять для обогащения окисленных кварцитов и бедных гематито-мартитовых руд, которые, несмотря на огромные запасы, практически не используются.

Доля магнитного обогащения железных руд среди других способов составляет более 80 %, на промывку и отсадку приходится около 15 %, остальное – на другие методы. Магнитной сепарацией практически невозможно обогащать слабомагнитные и окисленные руды из-за больших потерь железа с немагнитными оксидами

железных руд. В связи с этим магнитная сепарация применяется не только как самостоятельный метод обогащения, а входит в состав комбинированных схем: магнитногравитационные, магнитно-флотационные и др.

Для обогащения магнитной сепарацией немагнитных (слабomagнитных) железных руд (гематиты, бурые железняки) их переводят в магнитное состояние восстановительным магнетизирующим обжигом по схеме:



Магнетизирующий обжиг проводят в шахтных и трубчатых вращающихся печах в восстановительной атмосфере, для получения которой сжигают с недостатком кислорода природный газ или твёрдое топливо (бурый уголь, антрацит и др.). При этом в зависимости от условий (температура, состав атмосферы, крупность кусков руды, распределение газового потока) можно получить продукты обжига с различной магнитной восприимчивостью. Наибольшей магнитной восприимчивостью обладают оксиды железа, восстановленные при температуре 570–800 °С.

Обожжённую железную руду затем измельчают для раскрытия рудного зерна и обогащают магнитной сепарацией.

Для сухого обогащения крупнокусковых магнетитовых руд применяют трехбарабанные сепараторы с верхней загрузкой руды (рисунок 24). Выделение промежуточного продукта происходит на нижнем барабане с более высокой напряжённостью магнитного поля.

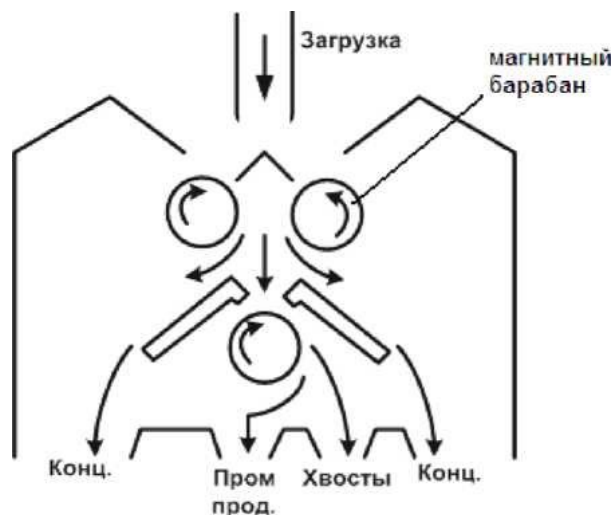
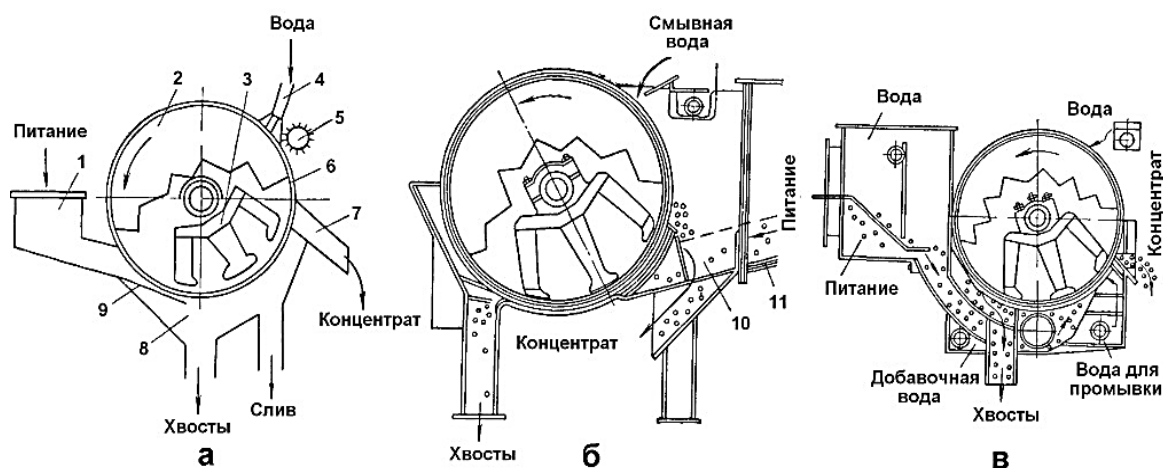


Рисунок 24– Схема трехбарабанного сепаратора с верхней загрузкой исходной руды

Принципиальные схемы устройства магнитных сепараторов для мокрого обогащения руд с нижней подачей материала показаны на рисунке 25.



1 – загрузочная коробка; 2 – барабан; 3 – магнитная система; 4 – гидросмыв; 5 – щёткосниматель; 6 – резиновое покрытие барабана; 7 – разгрузочный лоток; 8 – ванна; 9 – загрузочный лоток; 10 – сливной порог; 11 – питающий лоток.

а – прямоточный; б – противоточный; в-полупротивоточный.

Рисунок 25 – Схемы магнитных сепараторов для мокрого обогащения руд

В прямоточных сепараторах направления движения барабана и потока пульпы совпадают, в противоточных – направлены навстречу друг другу, а в полупротивоточных – пульпа подаётся снизу и разделяется на два потока: по направлению движения барабана (магнитная часть) и против него (немагнитная часть).

Наибольшее распространение имеют прямоточные сепараторы, в которых барабан изготовлен из немагнитного материала с резиновой обечайкой, а внутри его расположена неподвижная магнитная система. Исходный материал в виде пульпы подаётся на загрузочный лоток и направляется в магнитное поле. Немагнитные частицы (хвосты) под действием силы гравитации попадают вниз, а магнитные (концентрат) – притягиваются к барабану и увлекаются им до разгрузочного лотка.

По выходу из зоны действия магнитного поля концентрат отстаёт от барабана и попадает на лоток, туда же подаётся струя воды для смыва оставшегося на барабане концентрата.

Параметры сепаратора следующие: диаметр барабана 600, длина 1500 мм, скорость вращения 40 об/мин, производительность 12–45 т/ч (в зависимости от крупности частиц исходной руды), степень извлечения железа до 82 %.

При обогащении тонкоизмельчённого материала в прямоточных сепараторах не все частицы рудного минерала успевают притянуться к барабану и попадают в отходы.

Применение противотока устраняет этот недостаток – поток исходного материала движется навстречу вращающемуся барабану. Он увлекает наверх концентрат, который сливается через специальный порог, а немагнитные частицы проходят под барабаном через ванну и сливаются вниз. Такие сепараторы позволяют повысить степень извлечения железа до 90 %.

При наличии в пульпе крупных зёрен они осаждаются на дне подающего лотка и нарушают нормальную работу сепаратора. Применение полупротивоточных сепараторов устраняет этот недостаток. В нем частицы «набрасываются» на барабан снизу и концентрат движется по ходу его вращения, а хвосты – против вращения.

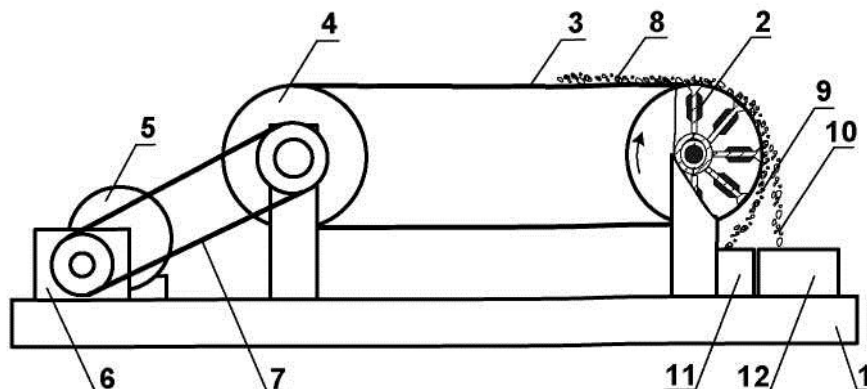
Каждый из этих типов сепараторов имеет свои области применения, где они наиболее эффективны: прямоточные – на первых стадиях обогащения крупнозернистых руд, противоточные – для руд с крупностью частиц менее 2–3 мм, полупротивоточные – с крупностью частиц менее 0,3 мм.

Описание установки

Лабораторная работа проводится на электромагнитном сепараторе барабанного типа.

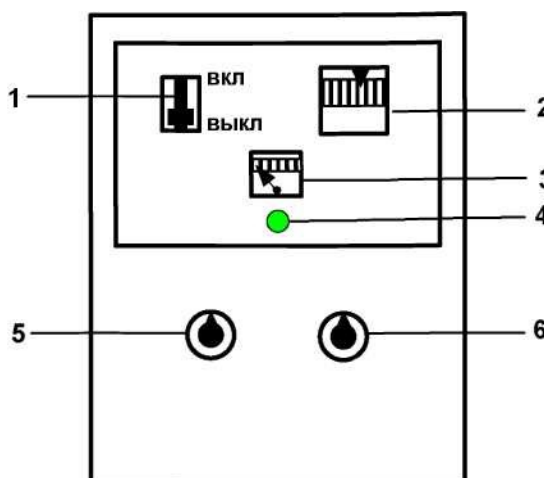
Схема устройства и работы лабораторного барабанного сепаратора для сухого обогащения показана на рисунке 2.3. Внутри вращающегося барабана 1 из немагнитной стали закреплены неподвижные электромагниты 2. Обогащаемая руда подаётся на барабан сверху. Частицы магнетита притягиваются электромагнитом к его поверхности и перемещаются по ней до выхода из зоны действия

магнита, затем падают вниз в приёмный бункер концентрата. Немагнитные частицы ссыпаются с барабана в бункер для хвостов.



1 – станина; 2 – неподвижная магнитная система; 3 – транспортерная лента; 4 – приводной барабан; 5 – электродвигатель; 6 – редуктор; 7 – ременная передача; 8 – обогащаемая руда; 9 – концентрат; 10 – пустая порода; 11 – короб для концентрата; 12 – короб для хвостов.

Рисунок 26 – Лабораторный барабанный электромагнитный сепаратор



1 – выключатель; 2 – вольтметр; 3 – амперметр; 4 – индикатор; 5 – регулятор напряженности магнитного поля, 6 – регулятор скорости вращения барабана.

Рисунок 27 – Пульт управления магнитного сепаратора

Производительность сепаратора с барабаном диаметром 200 и длиной 1200 мм, скоростью вращения 10 об/мин, составляет 200–400 кг/ч в зависимости от крупности частиц обогащаемой руды (степень извлечения железа до 82 %).

Привод барабана с магнитной системой 2 осуществляется через транспортную ленту 3 и приводной барабан 4, крутящий момент на который передаётся от электродвигателя 5 через редуктор 6 и ременную передачу 7.

Лабораторная установка управляется автотрансформаторами, что позволяет изменять скорость вращения барабана и напряжённость магнитного поля, его основные технические характеристики приведены в таблице 3.

Таблица 2 – Характеристики лабораторного электромагнитного сепаратора

Показатель	Характеристика
Питание установки	напряжение 220 В переменного тока
Вид магнитной сепарации	сухая
Тип установки	барабанного типа
Габаритные размеры, мм: длина	1200
высота	700
Ширина	500
Крупность обогащаемого материала, мм	1–35
Производительность, кг/час	100–600
Напряжённость магнитного поля, кА/м	50–1600
Тип магнита	ПОСТОЯННЫЙ
Тип магнитного поля	однородное
Скорость вращения барабана, об/мин	1–20
Масса, кг	280

Порядок выполнения работы

Для проведения магнетизирующего обжига используется прокалочная печь и коксовая мелочь в качестве восстановителя.

На лабораторной установке изучается влияние напряжённости магнитного поля, скорости вращения барабана и крупности руды на эффективность обогащения.

Порядок проведения опытов:

- подготовьте навеску руды заданной массы и крупности;
- при необходимости провести магнетизирующий обжиг;
- установите заданную напряжённость магнитного поля и скорость вращения барабана;

- проведите магнитную сепарацию;
- взвесьте продукты обогащения (концентрат, хвосты).

Полученные данные занесите в таблицу 3

Определите основные показатели обогащения, а также влияние основных рассмотренных в работе параметров (вид, масса и крупность обогащаемого материала, напряжённость магнитного поля и скорость вращения барабана) на показатели обогащения. Результаты расчётов занесите в таблицу 3

Таблица 3 – Влияние различных параметров на показатели обогащения железной руды

	Выход концентрата, γ	Извлечение Fe в концентрат, ε	Коэффициент обогащения, K_o	Коэффициент сокращения, K_c
Напряжение U, В				
150				
180				
200				
220				
Частота вращения n, об/мин				
n1 =				
n2 =				
n3 =				

Контрольные вопросы

1. Перечислите основные способы обогащения железных и марганцевых руд.
2. Назовите основные показатели обогащения, в чём состоит их физический смысл.
3. Охарактеризуйте технологию обогащения железных руд магнитной сепарацией.
4. Каким образом можно обогащать магнитной сепарацией немагнитные и слабомагнитные железные руды?
5. Какие преимущества имеет мокрая магнитная сепарации перед сухой?

6. Какими технологическими параметрами можно контролировать и изменять показатели процесса обогащения магнитной сепарацией?

Лабораторная работа 10. Изучение восстановимости железных руд

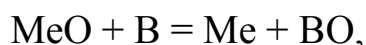
Цель работы

Изучить физико-химические основы основных восстановительных процессов с использованием лабораторной плавильной печи.

Теоретическое введение

Физико-химические основы восстановительных процессов

Одним из условий получения чугуна в доменной печи является удаление кислорода из оксидов, металлы которых входят в состав чугуна, а сам процесс называется восстановлением. Одновременно с восстановлением протекает окисление восстановителя, этот процесс может быть представлен уравнением



где MeO – восстанавливаемый оксид; В – восстановитель; Me – восстановленный металл; ВО – оксид восстановителя.

Восстановительные процессы протекают с выделением (экзотермические) или поглощением тепла (эндотермические).

Химическая прочность оксида определяется силами химической связи данного элемента с кислородом, называемыми химическим сродством элемента к кислороду, чем оно больше, тем прочнее оксид и тем труднее его восстановить. Химическое сродство элемента к кислороду характеризуется упругостью диссоциации оксида $p^1_{\text{O}_2}$ или энергией Гиббса (ΔG^0) при образовании оксидов из элементов. Упругость диссоциации оксидов определяется парциальным давлением кислорода p_{O_2} в системе, состоящей из оксида металла, кислорода и элемента металла, при котором система находится в равновесии.

Стандартное изменение энергии Гиббса определяется из уравнения

$$\Delta G^0_{298} = \Delta H^0_{298} - T\Delta S^0_{298},$$

где ΔH^0_{298} – стандартное изменение энтальпии химической реакции, кДж; T – абсолютная температура, К; S^0_{298} – стандартное изменение энтропии при образовании оксида из элементов, кДж.

С увеличением сродства элемента к кислороду уменьшается упругость диссоциации оксида, его прочность, и возрастает отрицательное значение величины ΔG° .

Восстановителем может быть элемент или химическое соединение, имеющее большее химическое сродство к кислороду, чем восстанавливаемый из оксида элемент, а условиями протекания восстановительного процесса являются неравенства

$$(p^1_{O_2})_{MeO} > (p^1_{O_2})_{BO},$$

$$\Delta G^\circ_{MeO} > \Delta G^\circ_{BO},$$

Химическая прочность оксидов металлов неодинакова, т. е. химическое сродство элементов к кислороду различное. Однако общей закономерностью для всех металлов является уменьшение их сродства к кислороду при повышении температуры (рисунок 28).

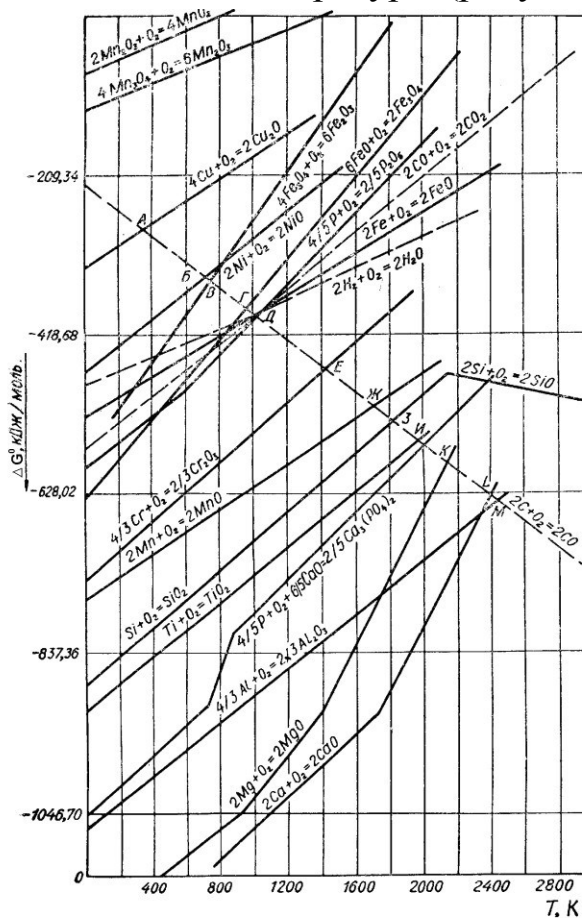


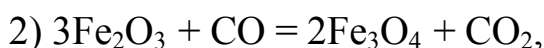
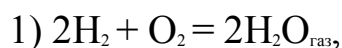
Рисунок 28 – Зависимость свободной энергии образования оксидов от температуры

Все линии, характеризующие сродство металлов и их низших оксидов к кислороду – восходящие и только линия, характеризующая сродство углерода к кислороду – нисходящая. Это значит, что с увеличением температуры сродство металлов к кислороду уменьшается, а углерода – возрастает, т.е. с увеличением температуры

В доменной печи углерод может восстанавливать почти все металлы, показанные на графике, за исключением кальция, магния и алюминия. Для восстановления этих металлов углеродом требуется более высокая температура, чем достигаемая в доменной печи. При температурах правее точек пересечения нисходящей прямой окисления углерода, он восстанавливает соответствующие элементы из их оксидов. По взаимному положению линий можно судить о химической прочности различных оксидов. Чем ниже расположена прямая, характеризующая величину ΔG° для реакции образования оксида, тем более прочен оксид. Так, при $T = 1200$ К оксиды в порядке уменьшения прочности располагаются в следующем образом: CaO, MgO, Al₂O₃, TiO₂, SiO₂, MnO, Cr₂O₃, P₂O₅, Fe₃O₄, NiO, Fe₂O₃, Cu₂O, Mn₂O₃, MnO₂. Переломы на некоторых кривых объясняются изменением агрегатного состояния вещества.

Восстановление элементов из их оксидов изучают при помощи термодинамического анализа и кинетических исследований процесса, т.е. условий равновесия системы, состоящей из оксида, продукта его восстановления, восстановителя и его оксида. Количественно равновесие системы выражают константой равновесия реакции K_p , представляющей собой дробь: в числителе произведение равновесных парциальных давлений газообразных продуктов реакции в степени числа участвующих молей, в знаменателе – то же, но для исходных веществ.

Например, для реакций:



константы равновесия определяются следующим образом

$$K_{p_1} = \frac{p_{\text{H}_2\text{O}}^2}{p_{\text{H}_2}^2 \cdot p_{\text{O}_2}}; \quad K_{p_2} = \frac{p_{\text{CO}_2}}{p_{\text{CO}}}$$

Чем больше значение K_p , тем полнее прошла реакция до наступления равновесия, т.е. в системе образовалось максимальное

количество продуктов реакции и осталось минимум исходных веществ.

Зная условия равновесия (температуру, давление, концентрацию реагирующих веществ), можно изменять равновесие системы для протекания реакций в нужном направлении. Но термодинамический анализ системы, указывая на принципиальную возможность или невозможность протекания реакции в заданном направлении, не даёт представления о механизме и скорости протекания реакций. Эту задачу решают кинетическими исследованиями с целью определения скорости процесса и влияние на неё различных факторов.

Восстановление оксидов железа газами CO и H₂

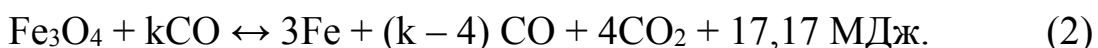
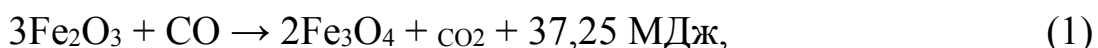
Различают восстановление не прямое или косвенное (НВ) – газообразными восстановителями CO и H₂ и прямое (ПВ) – твёрдым восстановителем углеродом.

По степени убывания кислорода оксиды железа располагаются в ряд: Fe₂O₃ (оксид железа III), Fe₃O₄ (магнитный оксид железа) и FeO (оксид железа II), содержащие соответственно 30,06; 27,64 и 22,28% кислорода. В этом же направлении возрастает и химическое сродство к кислороду, т.е. из трёх оксидов наиболее прочным при температуре выше 570 °С является FeO. Восстановление железа из его оксидов протекает ступенчато в зависимости от температуры по двум схемам:

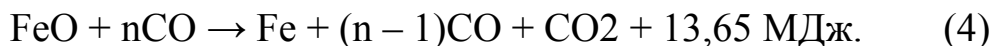
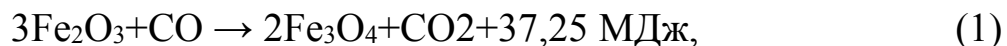
при температуре > 570 °С Fe₂O₃ → Fe₃O₄ → FeO → Fe; при температуре < 570 °С

Fe₂O₃ → Fe₃O₄ → Fe, т.к. FeO менее прочен чем Fe₃O₄.

В доменной печи восстановление железа из его оксидов протекает в основном по первой схеме, т.к. уже через несколько минут после загрузки материалов на колошник они нагреваются до температуры выше 570 °С. Основным восстановителем в доменной печи является оксид углерода CO, который восстанавливает оксиды железа при температуре ниже 570 °С по реакциям



При температуре выше 570 °С восстановление идёт по реакциям



Суммарный тепловой эффект реакций непрямого восстановления оксидом углерода положительный. Наиболее легковосстановимым оксидом является Fe_2O_3 , поэтому реакция (1) протекает необратимо даже при малой концентрации CO в газовой фазе почти до полного превращения CO в CO_2 и Fe_2O_3 в Fe_3O_4 . Остальные реакции могут протекать в обоих направлениях в зависимости от температуры и соотношения CO и CO_2 в газовой фазе, т.к. оксиды Fe_3O_4 и FeO намного прочнее, чем Fe_2O_3 . Для их восстановления необходимо, чтобы отношение CO к CO_2 в газовой фазе всегда было больше равновесного значения. В уравнениях реакций (2–4) это условие отражается коэффициентами k , m и n при CO .

Газовые смеси, находящиеся в равновесии с восстанавливаемыми оксидами при определённых температурах, называются равновесными или нейтральными (рисунок 29).

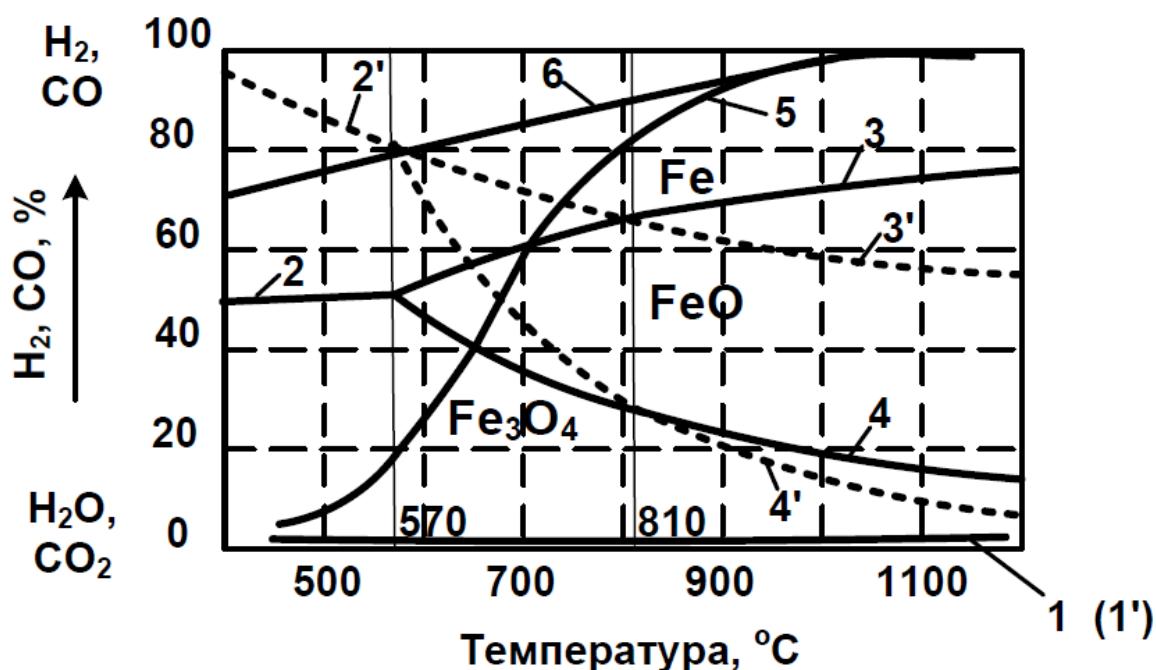


Рисунок 29 – Кривые равновесия газовых смесей $\text{H}_2\text{--H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ и CO--CO_2 с оксидами железа и железом

Конфигурации кривых равновесия на диаграмме зависят от знака теплового эффекта реакции.

Равновесная линия 1 реакции (1) практически сливается с осью абсцисс диаграммы по той причине, что равновесие реакции достигается при очень низкой (доли процента) концентрации CO в газовой смеси.

Равновесие реакций (2, 4) с повышением температуры характеризуется восходящими кривыми 2 и 3, а реакции (3) –

нисходящей кривой 4, т.к. при восстановлении Fe_3O_4 до Fe и FeO содержание CO в равновесной смеси с увеличением температуры возрастает – возрастают значения k и n в реакциях (2), (4), а при восстановлении Fe_3O_4 до FeO с повышением температуры содержание CO убывает – уменьшается значение m в реакции (3).

Принцип Ле-Шателье: всякое внешнее воздействие на равновесную систему смещает равновесие в направлении, противодействующем внешнему воздействию. При повышении температуры равновесие реакции смещается в направлении образования веществ, поглощающих тепло, и, наоборот, при понижении температуры – в направлении образования веществ, выделяющих тепло.

Равновесные линии делят диаграмму на три поля – Fe , FeO и Fe_3O_4 , поле Fe_2O_3 не показано, т.к. равновесная линия 1 сливается с осью абсцисс.

Например, если в поле устойчивого существования FeO поместить Fe , FeO и Fe_3O_4 , то железо окислится до FeO , Fe_3O_4 восстановится до FeO , а FeO останется без изменения. Реакции будут протекать до тех пор, пока не израсходуется тот или иной реагент или пока газовая смесь не станет равновесной.

Пользуясь условиями равновесия и принципом Ле-Шателье, можно оценить возможность протекания реакций в любой области диаграммы, а также определить численные значения коэффициентов в реакциях (2–4).

В присутствии углерода между CO и CO_2 устанавливается равновесие в соответствии с обратимой реакцией



Так как реакция (5) протекает с изменением объёма газообразных веществ, то положение равновесия определяется не только температурой, но и давлением. В соответствии с принципом Ле-Шателье при повышении давления равновесие реакции (5) смещается в направлении образования веществ меньшего объёма, т.е. в направлении образования CO_2 и C , и, наоборот, с уменьшением давления – в направлении образования CO .

В доменной печи восстановление оксидов и превращение CO в CO_2 при избытка углерода протекает совместно. Поэтому анализ диаграммы необходимо вести с учётом кривой равновесия реакции (5), её положение определяется давлением газовой системы, равным

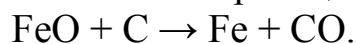
98 кПа/м². Равновесный состав газовой смеси CO/CO₂ с углеродом, сильно изменяется в интервале 550–800 °С.

Кривая 5 делит диаграмму на две области: в левой реакция идёт в направлении образования CO₂ и сажистого углерода за счёт разложения CO; в правой реакция идёт в направлении обогащения смеси CO, что облегчает процессы дальнейшего восстановления.

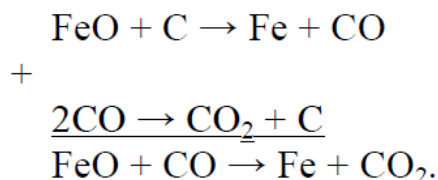
Эта реакция идёт очень быстро при температуре 1000 °С и выше. Равновесие веществ, входящих в обе системы, возможно лишь в точках А и Б.

При понижении температуры состав реального доменного газа значительно отличается от равновесного т.к. скорость протекания реакции и время пребывания газа в зоне температур 400–600 °С очень малы. Поэтому изменение реального состава доменного газа можно представить линией б.

При разложении CO одна молекула газа окисляется до CO₂, а другая участвует в процессе восстановления. Выделившийся сажистый углерод – очень активный восстановитель, при 600–700 °С он взаимодействует с закисью железа по реакции



Суммируя эту реакцию с реакцией распада оксида углерода, получаем реакцию непрямого восстановления



Происходит кругооборот вещества, связанный с переносом тепла, выделяющегося при распаде CO в верхних горизонтах и поглощающегося при использовании сажистого углерода, который является восстановителем на более низких горизонтах печи. Реакция разложения CO также играет важную роль в процессе науглероживания металла.

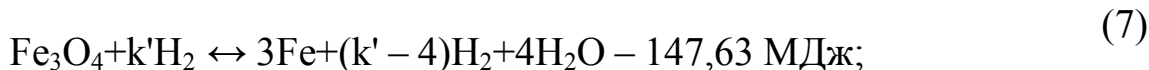
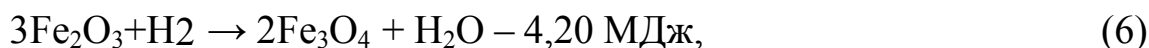
Отрицательные последствия этой реакции состоят в снижении восстановительной способности доменного газа в верхней части печи за счёт уменьшения концентрации CO и увеличения концентрации CO₂. Кроме того, выделяющийся сажистый углерод, откладываясь в порах кусков агломерата и огнеупорной кладки, способствует их разрушению.

С увеличением давления газов в рабочем пространстве доменной печи скорость разложения оксида углерода возрастает и тем интенсивнее, чем больше отношение CO/CO₂ в газе.

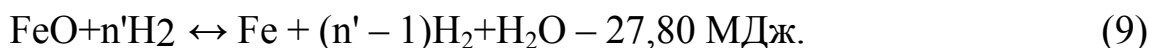
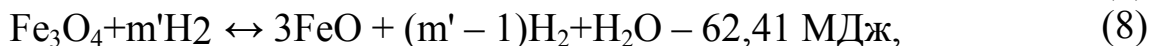
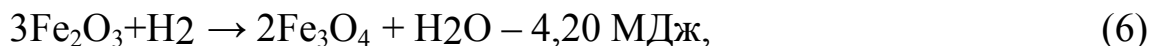
Водород образуется в горне при разложении влаги дутья, природного газа и летучих кокса, его количество в газе составляет от 1–2% если печь работает на увлажнённом дутье, 6–12% при вдувании природного газа.

Реакции восстановления оксидов железа водородом аналогичны реакциям восстановления оксидом углерода и описываются уравнениями

при температуре ниже 570 °С

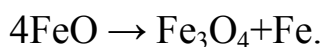


при температуре выше 570 °С



Восстановления Fe_2O_3 до Fe_3O_4 идёт необратимо, т.е. до полного использования H_2 или Fe_2O_3 . Реакции восстановления Fe_3O_4 и FeO обратимы. Направление протекания реакций зависит от отношения $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ в газе и температуры. Равновесный состав газовой смеси для реакций (7–9) зависит только от температуры, т.к. они идут без изменения объёма газообразных веществ (рисунок 29).

При температуре ниже 570 °С поле FeO исчезает вследствие разложения FeO по реакции



Отличие диаграммы $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ от CO/CO_2 состоит в том, что равновесные кривые 2' и 3' с повышением температуры нисходящие т.е., восстановление водородом Fe_3O_4 до Fe идёт с поглощением тепла.

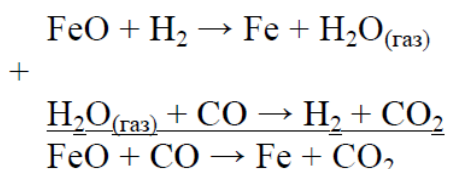
При температуре 810 °С кривые 3 и 4 пересекаются с соответствующими кривыми 3' и 4'. В точках их пересечения отношение $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ равно CO/CO_2 , т.е. восстановительная способность H_2 и CO , или их химическое сродство к кислороду одинаковы. При температуре ниже 810 °С отношение $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ выше

CO/CO₂, т.е. водород обладает меньшей восстановительной способностью.

При температуре выше 810 °С, наоборот, отношение H₂/H₂O_{Газ} в равновесной смеси ниже CO/CO₂, т.е. восстановительная способность H₂ выше чем CO. Сравнивая реакции восстановления оксидов железа CO и H₂ при различных температурах относительно расхода восстановителя на процесс можно записать:

при $t = 810 \text{ }^\circ\text{C}$ $m = m'$ и $n = n'$; при
 $t > 810 \text{ }^\circ\text{C}$ $m > m'$ и $n > n'$; при $t <$
 $810 \text{ }^\circ\text{C}$ $m < m'$ и $n < n'$.

В связи с тем, что ниже 810 °С сродство к кислороду у CO больше, чем у H₂, оксид углерода может взаимодействовать с водяным паром, образующимся при восстановлении



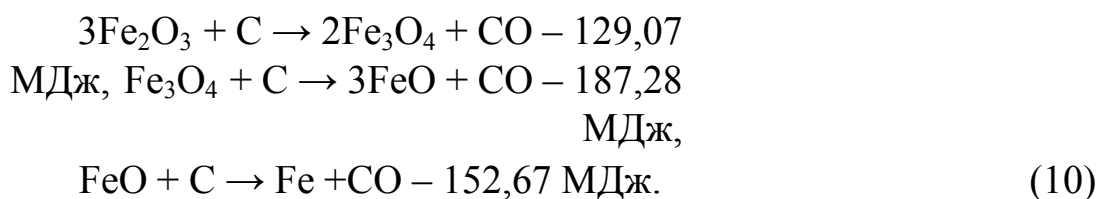
Аналогичные реакции можно записать для Fe₂O₃ и Fe₃O₄.

При температуре выше 810 °С H₂ с CO₂ практически не взаимодействуют т.к. H₂O и CO₂ активно взаимодействуют с углеродом, восстанавливаясь до водорода и оксида углерода (II).

Таким образом, водород в доменной печи, как при умеренных, так и при высоких температурах является переносчиком кислорода от оксидов железа к CO и углероду.

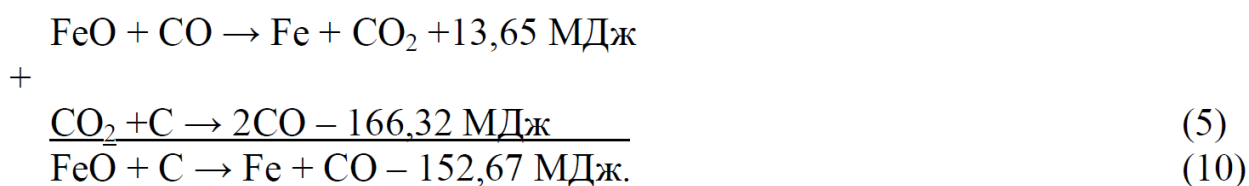
Восстановление оксидов железа углеродом

В доменной печи при температурах выше 950–1000 °С восстановление оксидов железа протекает за счёт углерода кокса по уравнениям:



Наибольшее развитие имеет реакция (10), т.к. к моменту достижения железорудными материалами зоны с температурами 950–1000 °С, оксиды Fe₂O₃, Fe₃O₄ и частично FeO успевают восстановиться непрямым восстановлением в зоне умеренных температур.

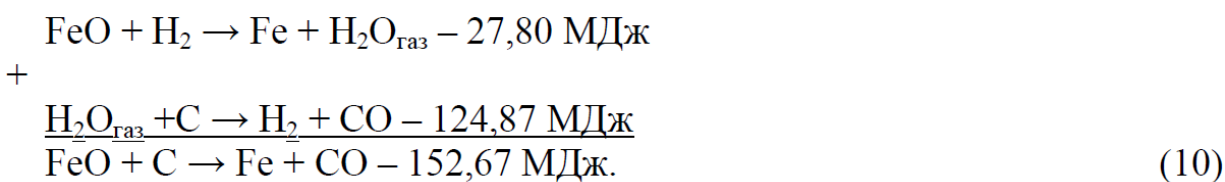
Прямое восстановление происходит в основном через газовую фазу, так же, как и не прямое, т.к. закись железа восстанавливается СО с образованием СО₂, которая при высоких температурах (950–1000 °С) сразу же взаимодействует с углеродом кокса, по реакциям



В реакциях прямого восстановления СО является переносчиком кислорода от оксидов железа к углероду, возвращаясь в газовую фазу, поэтому в результате прямого восстановления расходуется только углерод.

При температурах ниже 950 °С восстановление оксидов железа за счёт углерода кокса развито незначительно вследствие недостатка тепла на процесс, устойчивости СО₂ по отношению к углероду и малой поверхности взаимодействия оксидов железа и углерода.

Аналогично СО₂ при высоких температурах (более 1000 °С) взаимодействует с углеродом и водяной пар, образующийся в реакциях восстановления водородом. Поэтому восстановление оксидов железа водородом происходит как прямое



Поэтому Н₂, подобно СО, является переносчиком кислорода от оксидов железа к углероду. Тепловой эффект реакции (10) не зависит от участия в процессе водорода и водяного пара и равен эффекту прямого восстановления. Сравнение прямого и непрямого восстановления оксидов железа позволяет сделать следующие выводы.

1. Непрямое восстановление протекает в верхней части печи при умеренных температурах газообразными восстановителями – СО и Н₂,

идёт с небольшим расходом тепла (при восстановлении водородом) или даже с его выделением (при восстановлении СО); прямое восстановление идёт в нижней части печи при высоких температурах за счёт углерода кокса с большим расходом тепла.

2. Продуктами непрямого восстановления являются CO_2 и H_2O . Продуктом прямого восстановления является СО, которая в дальнейшем может принимать участие в непрямом восстановлении.

3. Расход углерода на прямое восстановление ниже, чем в реакциях непрямого восстановления, где коэффициенты k , m и n всегда больше единицы.

Влияние соотношения прямого и непрямого восстановления на расход углерода следующий.

После прямого восстановления в газе достаточно СО для непрямого восстановления Fe_3O_4 и Fe_2O_3 на более высоких горизонтах печи.

Исходя из различия тепловых эффектов в реакциях прямого и непрямого восстановления, французский металлург Л. Грюнер в 1872 г. сделал вывод, что минимальный расход углерода в доменной печи может быть достигнут при наибольшем развитии непрямого восстановления, которое протекает без поглощения тепла, т.е.

«идеальный ход» – с наименьшим расходом горючего. В то время доменные печи работали на бедных и плохо подготовленных шихтах, с большим выходом шлака и низким нагревом дутья, что требовало большого расхода кокса для покрытия тепловых потребностей процесса. Следовательно, пока расход горючего в доменной печи определялся теплопотребностью процесса, то уменьшение или даже полное исключение прямого восстановления, приводит к снижению расхода горючего. Поэтому теория Грюнера, как частный случай работы доменных печей, для своего времени была верна.

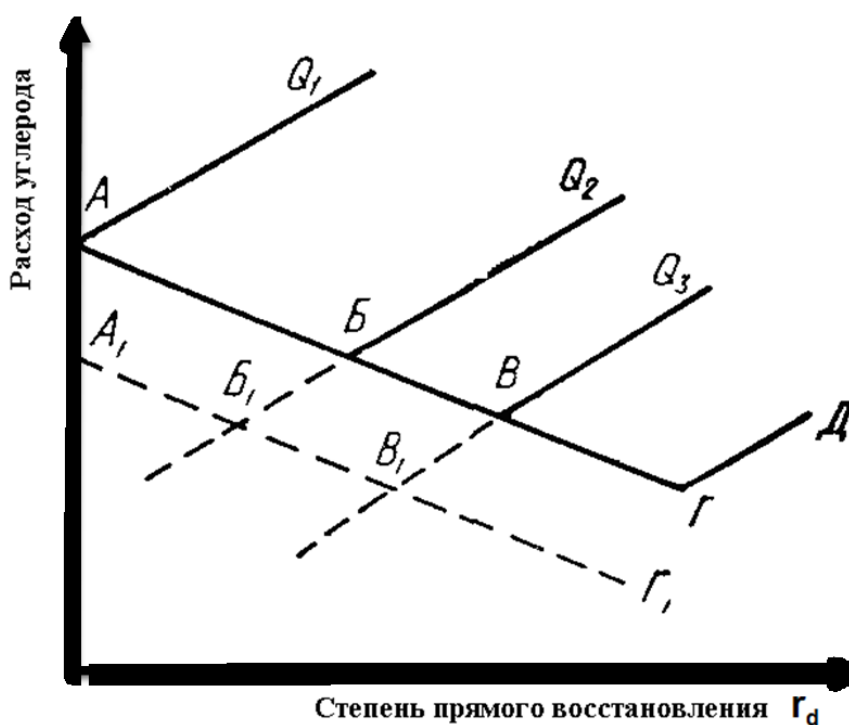
С улучшением условий доменной плавки (применение более богатых и подготовленных шихтовых материалов, повышение нагрева дутья и др.) теплопотребность процесса намного уменьшилась, и значительно сократился расход кокса. В этих условиях 100%-ное не прямое восстановление уже не обеспечивало минимального расхода горючего, т.к. получаемого СО при сжигании кокса было

недостаточно для непрямого восстановления. Недостаток СО не может быть восполнен только увеличением количества сжигаемого углерода. Поэтому значительная часть тепла от сжигания кокса будет теряться с отходящими газами, а расход кокса будет определяться потребностью процесса в углероде-восстановителе.

Учитывая, что на прямое восстановление одного атома железа требуется один атом углерода (реакция 10), а на не прямое восстановление атома железа затрачивается 3–4 молекулы СО (коэффициент n в реакции 4), для получения которых необходимо сжечь 3–4 атома углерода, голландский металлург Кореваар сделал вывод, что минимальный расход углерода достигается только при прямом восстановлении. Таким образом, теория Кореваара была противоположной теории Грюнера.

В действительности же минимальный расход кокса может быть достигнут только при оптимальном соотношении прямого и непрямого восстановления, когда количество тепла и СО от сгорания кокса будут достаточными для обеспечения всех тепловых и химических процессов, т.е. когда расход углерода-восстановителя (C_B) будет равен расходу углерода-теплоносителя (C_T). Это оптимальное соотношение для минимального расхода кокса теоретически обосновал в 1894 г. М.А. Павлов (рисунок 30).

Ось абсцисс – степень прямого восстановления Γ_d , ось ординат – потребность в C_B и C_T на единицу выплавляемого чугуна. Линии Q_1 , Q_2 , Q_3 обозначают потребность в C_T в зависимости от требуемого



количества тепла и степени прямого восстановления. Линия АГ показывает потребность в C_B в зависимости от r_d . С увеличением r_d возрастают потребности процесса в тепле C_T и уменьшаются потребности в C_B .

Рисунок 30 – Зависимость расхода углерода от степени прямого восстановления и потребности тепла.

Точки А, Б, В пересечения прямых Q_1 , Q_2 , Q_3 с АГ характеризуют оптимальную степень прямого восстановления для данной потребности в тепле, при которой расход углерода будет минимальным, в этих точках $C_T = C_B$.

По мере интенсификации доменной плавки (применение более качественных шихтовых материалов, уменьшение расхода флюса и выхода шлака, повышение нагрева дутья и др.) потребность процесса в тепле уменьшается в направлении от $Q_1 \rightarrow Q_3$, при увеличении степени прямого восстановления.

Например, для потребности тепла, выражаемой линией Q_1 , минимальный расход кокса будет достигнут при $r_d = 0$ (точка А на оси ординат), т. е. при 100 % ном непрямом восстановлении – «идеальный ход» по Грюнеру.

Линии Q_1 , Q_2 и Q_3 ниже прямой АГ являются фиктивными, поскольку потребность в C_T для этих значений меньше потребности в C_B , определяющей действительный расход углерода.

По мере возрастания r_d уменьшается C_B до тех пор, пока газообразный продукт прямого восстановления – оксид углерода – уменьшает требуемое её количество на непрямое восстановление (nCO), получаемое за счёт сжигания n атомов углерода. В точке Г оксида углерода от прямого восстановления получается настолько много, что он обеспечивает соответствующую долю непрямого восстановления, переставая быть источником экономии углерода, сгоревшего на фурмах для получения nCO . В то же время расход углерода на прямое восстановление с увеличением r_d (прямая ГД) будет возрастать по стехиометрическому коэффициенту (реакция 10), т. е. один атом углерода на один атом FeO.

Применение природного газа увеличивает содержание водорода в печи и уменьшает расход C_B и кокса (прямая А1Г1).

Повышение температуры дутья, уменьшая потребность в C_t увеличивает степень прямого восстановления. Следовательно, меры снижающие потребность в C_b , уменьшают степень прямого восстановления и наоборот, меры, уменьшающие потребность в C_t , увеличивают степень прямого восстановления, но в обоих случаях снижается расхода кокса.

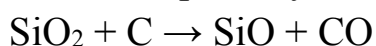
Для доменных печей, работающих без применения природного газа, мазута и других добавок, степень прямого восстановления составляет 40–50 %, а на современных печах с применением добавок – 20–30 %.

В доменных печах состав газа не бывает равновесным, поэтому фактическая степень прямого восстановления всегда выше оптимальной, при минимальном расходе кокса. Оптимальное соотношение непрямого и прямого восстановления, ведущее к снижению энергозатрат, обеспечивается следующими мерами: качественная подготовка шихтовых материалов, их равномерное распределение и интенсификация доменной плавки различными методами.

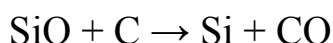
Восстановление кремния

В доменную печь кремний поступает в виде кремнезёма или силикатов с шихтовыми материалами. Оксид SiO_2 намного прочнее оксидов марганца и железа, поэтому восстановление кремния может протекать только в нижней части печи за счёт углерода с поглощением большого количества тепла. Степень перехода кремния в чугун зависит от температуры в горне, химического состава шлака и его свойств. При выплавке различных чугунов содержание в них кремния следующее: для передельных не более 1 %; литейных 1,25–3,75 %; при выплавке ферросилиция до 15 %. Получить в доменной печи сплав, содержащий более 15 % Si, невозможно по температурным условиям. Поэтому ферросилиций, содержащий 45 и 75 % Si, получают в электрических ферросплавных печах при более высоких температурах, чем имеющиеся в горне доменной печи.

Восстановление кремния также протекает ступенчато с образованием промежуточного монооксида кремния)



+



Монооксид кремния и его свойства мало изучены, т. к. он существует только при высоких температурах. Восстановление кремния углеродом начинается при 1500 °С. В доменной печи в присутствии железа кремний восстанавливается при температурах не ниже 1050 °С. Этому способствует образование силицидов Fe_3Si , FeSi и FeSi_2 , протекающее с выделением тепла и растворением кремния в железе.

Кремний восстанавливается из кремнезёма, находящегося в расплаве и в значительной мере связанного с CaO , MgO и другими оксидами. Чем меньше свободного кремнезёма в шлаке, тем труднее восстановление кремния. Для максимального восстановления кремния необходимы следующие условия: высокая температура в нижней части печи и более кислый шлак.

Содержание кремния в чугуна является показателем теплового состояния гор – на и температуры жидких продуктов плавки; с увеличением его содержания в чугуна повышается температура металла и расход кокса (рисунок 31). При выплавке литейного чугуна расход кокса увеличивают на 5–15 %, а для доменного ферросилиция он достигает 1300–1500 кг/т, т. е. в 2,5–3 раза больше, чем на выплавку одной тонны передельного чугуна.

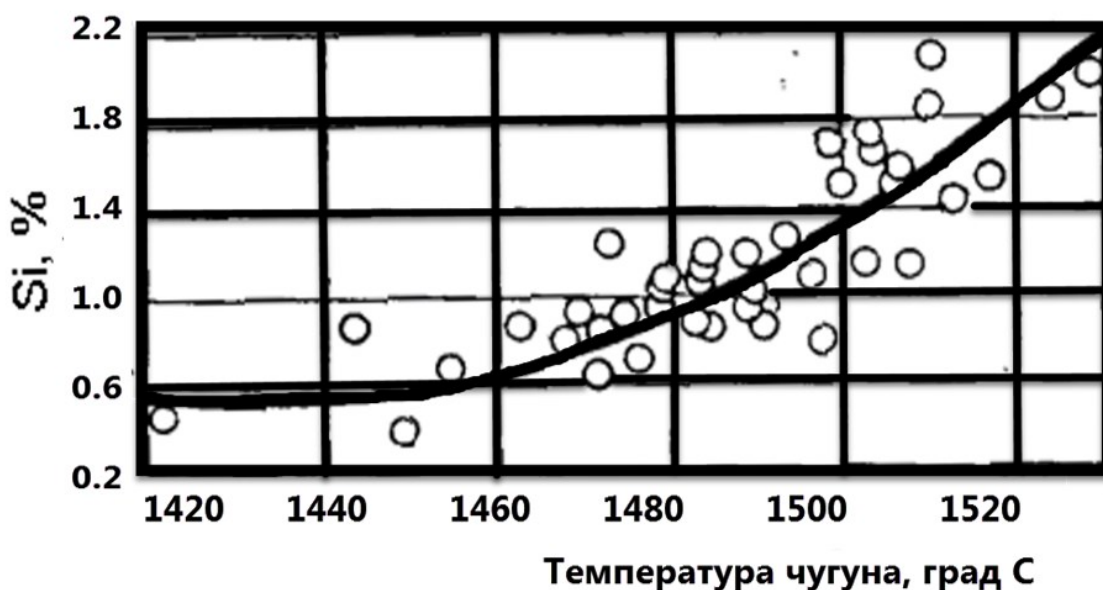
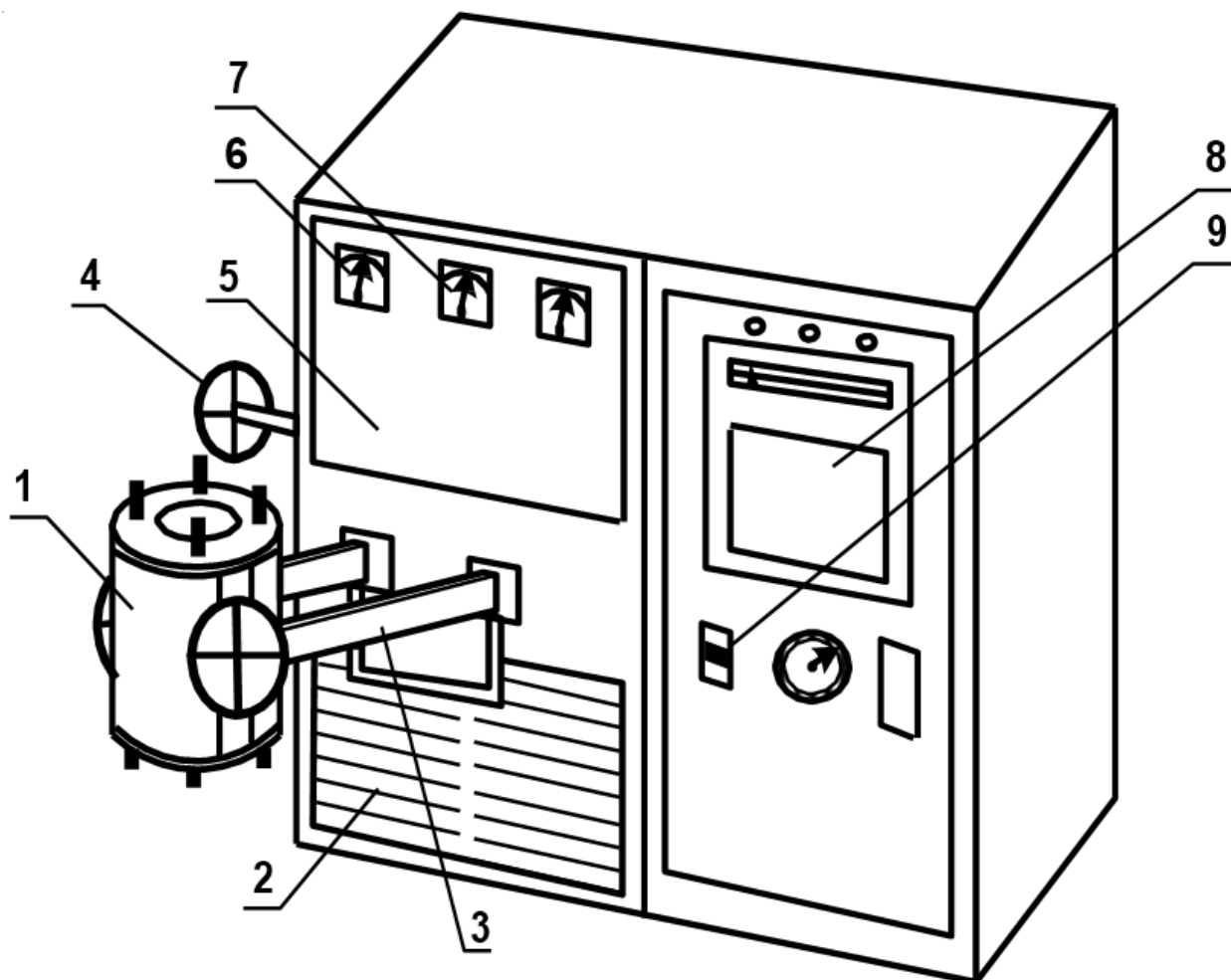


Рисунок 31 – Взаимосвязь температуры и содержания кремния в чугуна

Описание установки

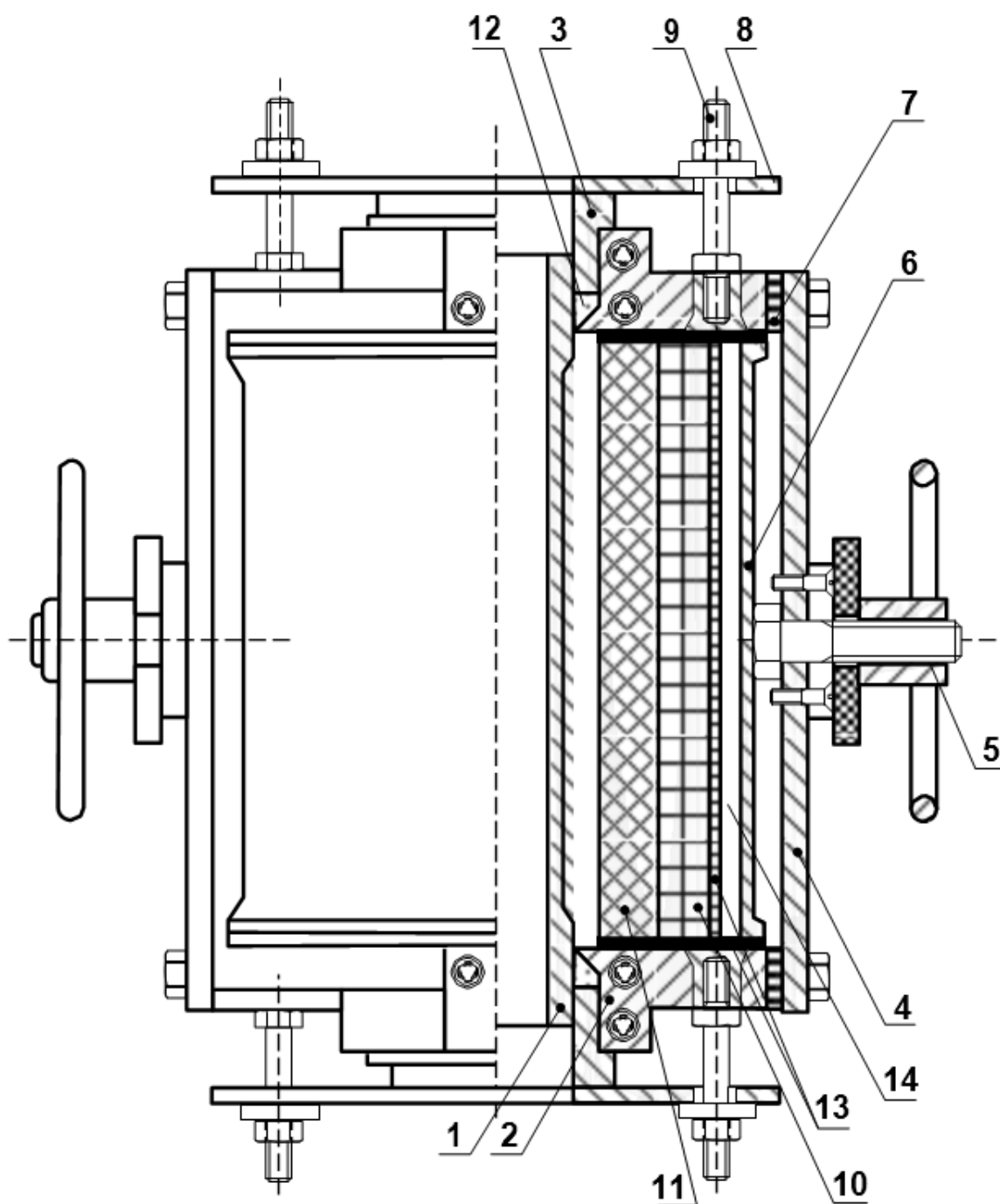
Лабораторная работа проводится с использованием плавильной печи Таммана (схема приведена на рисунке 32).



1 – печь сопротивления; 2 – корпус, внутри которого находятся трансформатор силовой и магнитный усилитель; 3 – токоведущие шины; 4 – регулятор напряжения; 5 – шкаф управления; 6 – вольтметр выходного напряжения; 7 – амперметр первичной цепи трансформатора; 8 – электронный потенциометр; 9 – управляющий прибор включения и выключения.

Рисунок 32 – Лабораторная плавильная печь

Устройство печи сопротивления представлено на рисунке 33.



1 – графитовый нагреватель; 2 – медный водоохлаждаемый фланец; 3 – уплотнительное контактное кольцо; 4 – токоподводящая шина; 5 – гайка со штурвалом для зажима шин; 6 – кожух; 7 – прокладка изолирующая; 8 – накладка; 9 – винт; 10 – пеношамот; 11 – винт; 12 – засыпка из мелкого криптола; 13 – кар – тон асбестовый; 14 – полость для циркуляции воды.

Рисунок 33 – Устройство печи сопротивления

Порядок выполнения работы

Взвесьте компоненты шихтовых материалов для трёх опытов с различным со – держанием коксика (железорудный концентрат, коксик, известняк) на лабораторных весах с точностью до 1 г, результаты занесите в таблицу 1.

Загрузите их в прокаленные керамические тигли и клещевыми захватами опустите в плавильную печь.

Каждую плавку проводите отдельно.

Откройте вентили (3 шт.) охлаждающей воды, проверьте циркуляцию, включите вытяжную вентиляцию.

Включите нагрев печи и зафиксируйте в рабочем журнале время начала плавки.

В процессе плавки контролируйте температуру в печи вольфрам-рениевой термопарой (показания заносятся в таблицу 1).

После завершения плавки выключите нагрев печи, клещевыми захватами вытащите тигель и поставьте его на металлическую подставку. Время охлаждения тигля 15–20 мин.

Опустите тигель для следующего опыта и включите нагрев печи (всего провести 3–4 плавки).

Вытащите из тигля продукты плавки, разделите их и взвесьте металл и шлак (раздробить).

Полученные данные и результаты химических анализов занесите в таблицу 1.

Примечание: химические анализы компонентов шихты, чугуна и шлака проводятся в ЦЗЛ, поэтому для расчётов, выводов и оформления отчёта разрешается использовать результаты предыдущих плавков.

Постройте зависимости влияния расхода коксика на содержание кремния в чугуне и содержание SiO_2 в шлаке.

Контрольные вопросы

1. Опишите основные термодинамические особенности восстановительных процессов, протекающих в доменной печи.

2. Дайте определение принципа Ле-Шателье.

3. В чем заключается роль монооксида углерода в реакциях прямого восстановления в доменной печи?

4. Проведите сравнительную характеристику прямого и непрямого восстановления оксидов железа в доменной печи.

5. Обоснуйте, при каком соотношении прямого и непрямого восстановления достигается минимальный расход кокса в доменной плавке.

6. Как влияет использование заменителей кокса на степень прямого восстановления?

7. Опишите механизм восстановления кремния в процессе доменной плавки.

8. Почему с увеличением расхода кокса возрастает степень перехода кремния в чугун?

Таблица 1 – Количество и химический состав шихтовых материалов, чугуна и шлака, полученных в лабораторной плавильной печи

	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3
Шихтовые материалы, г:			
железорудный концентрат			
коксик			
известняк			
Масса продуктов плавки, г:			
металл			
шлак			
Состав металла, %:			
Si			
Mn			
C			
Состав шлака, %:			
SiO ₂			
CaO			
FeO			
MgO			

Лабораторная работа 11. Брикетирование руд

Цель работы

Изучить технологию брикетирования пылеватых руд, шламов, различных техногенных отходов с использованием термической обработки и химическим твердением.

Теоретическое введение

Брикетирование – это превращение мелкозернистых полезных ископаемых в кусковой продукт за счёт механических, химических или термических воздействий с применением специальных добавок или без них, за счёт физико-химических процессов, позволяющих получить механически и термически прочный сортовой продукт – брикет определенной геометрической формы, размера и массы.

Брикетирование руд без добавки связующих веществ осуществляют прессованием под давлением до 73,5 МН/см² (750 кгс/см²).

Сырые брикеты подвергают высокотемпературному обжигу (1200 °С и выше), в процессе которого происходит их упрочнение. Прочность обожжённых брикетов на сжатие достигает 150 кгс/см², этот способ широко применяется во многих странах.

Брикеты, полученные прессованием руд и концентратов с добавками связующих веществ, имеют высокую прочность, поэтому упрочняющему обжигу они не подвергаются. В качестве связующих добавок применяют следующие органические и минеральные вещества: каменноугольная смола, пек, асфальт и др. Но они широко не используются из-за их дороговизны.

Наибольшее распространение при брикетировании получили более дешёвые неорганические связующие добавки (портландцемент, гашеная известь, жидкое стекло, хлористый магний, чугунная стружка в смеси с поваренной солью и др.).

Брикетирование по сравнению с агломерацией и производством окатышей имеет следующие преимущества:

- возможность большего использования в шихте техногенных отходов (металлургические шлаки, шламы химических производств, бедные руды);

использование недефицитных виды топлив и углесодержащих отходов различных производств (каменный уголь, антрацит, смолы, пеки).

Использование брикетов в доменном переделе позволяет:

- увеличить производительность металлургических печей за счёт большей насыпной плотности брикетов по сравнению с обычной доменной шихтой;

- обеспечение более интенсивного протекания восстановительных процессов при доменной плавке;

- снизить энергозатраты в доменном и сталеплавильном процессах;

Повысить стабильность свойств выплавляемого металла, в частности природнолегированных и специальных марок чугунов с одновременным увеличением степени извлечения ценных элементов (хром, никель, ванадий, титан, медь и др.).

Брикетирование руд известно с 1880 г., однако в настоящее время этим способом окусковывают не более 5% всей массы пылеватых руд и концентратов. Поэтому его применяют в основном в электро- и цветной металлургии.

Связующие вещества. Вещества, способные соединять разобщенные твёрдые тела и сохранять их прочный контакт в условиях значительных внешних воздействий, называются связующими (клеями, адгезивами).

Связующие могут быть органического и неорганического происхождения и должны удовлетворять следующим требованиям:

- иметь высокую поверхностную активность, максимально смачивать поверхность материала, обеспечивая прочную связь;

- быть устойчивыми к атмосферному воздействию;

- не разрушать структуру готового брикета;

- иметь эластические и пластические свойства;

- обладать высокой прочностью, но не быть жёстче склеиваемого материала, т.к. внешняя нагрузка может привести к появлению внутренних напряжений и разрушению брикета;

- иметь высокую скорость твердения;

- содержать достаточную долю спекающихся компонентов, обеспечивающих термическую стойкость брикетов при горении;

- иметь высокую теплоту сгорания, малый выход летучих веществ и низкую температуру воспламенения;
- обладать минимальной токсичностью;
- быть недефицитными и дешёвыми.

Органические связующие

Нефтесвязующие – представляют собой тяжёлый остаток от переработки нефти, обладающий характерными свойствами высокомолекулярных соединений.

Химические компоненты нефтесвязующих следующие.

Масляная фракция представляет собой смесь парафиновых, нафтеновых и ароматических углеводородов с небольшим количеством гетероорганических и сернистых соединений.

Смолы – полужидкие, нейтральные соединения различных углеводородов с молекулярной массой более 1200 и плотностью более 1000 кг/м³. Под действием света, повышенных температур и сильных кислот смолы переходят в асфальтены.

Асфальтены – порошок темно-бурого или чёрного цвета с молекулярной массой до 2500 и плотностью более 1000 кг/м³.

Карбены и карбоиды внешне напоминают асфальтены, но содержат больше углерода. Их можно рассматривать как слабый кокс. В нефтесвязующих содержание карбоновых (нафтеновых) и асфальтогеновых кислот, придающих поверхностную активность, незначительно.

Спекаемость нефтесвязующих тесно связана с коксообразованием, которое зависит от температурно-временных режимов окисления сырья и интенсивности его термической обработки. Показатель спекаемости нефтесвязующих (коксовое число) составляет 20–30%.

Каменноугольный пек – тяжёлый остаток перегонки каменноугольной смолы коксования, полученный при температуре 360–380 °С. В химическом отношении это сложная структурированная гетерогенная система, он обладает высокой спекаемостью. Его коксовое число находится в пределах 37–42%. Брикетты, изготовленные с использованием пека, обладают высокой термоустойчивостью.

В качестве сырья для производства каменноугольного пека применяют каменноугольную смолу (чёрно-бурая вязкая жидкость),

содержащую до 10% свободного углерода в виде карбенов и карбонидов, остальное – сложные ароматические и гетероциклические соединения с включением непредельных углеводов.

Токсичность каменноугольного пека ограничивает его область применения при брикетировании.

Лигносульфонат (сульфит-спиртовая барда – ССБ) - побочный продукт (отход) при переработке измельчённой древесины на целлюлозу, содержащий не более 20–30% воды. Высокая вяжущая способность ССБ обусловлена наличием кальциевых, натриевых и аммониевых солей лигносульфоновых кислот – поверхностно активных веществ.

Неорганические связующие

Связующие неорганического (минерального) происхождения, как правило, вступают с брикетируемыми материалами в химическую реакцию. Интенсивность структурообразования зависит от скорости и полноты химических реакций, а также давления прессования. В качестве минеральных связующих наибольшее распространение нашли известь, жидкое стекло, цементы, каустический магнезит и доломит, чугунная стружка, глины, гипс и др. Основной их недостаток заключается в том, что в процессе доменной плавки образуется дополнительное количество шлака.

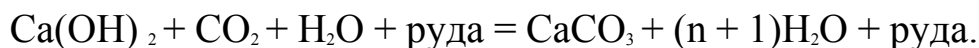
Известь – один из наиболее распространённых минеральных связующих материалов. Она содержит не менее 85% CaO + MgO и не более 2–3% глинистых примесей. В качестве связующего применяют как гашеную, так и негашёную известь.

Для брикетирования наиболее приемлема свежееобожженная известь, которая имеет чисто белый или слегка сероватый цвет, её плотность примерно 3000 кг/м³. Гашение извести происходит с выделением тепла по реакции

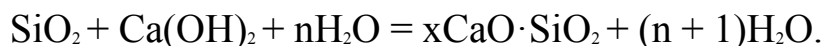


В зависимости от расхода воды образуется то или иное количество пушонки (связующее) и известкового молока (используется в строительстве). Ускорение гашения извести достигается добавкой в воду активирующих агентов: NaOH, CaCl₂, NaCl, MgCl₂.

Механизм связывания твёрдых частиц с помощью пушонки заключается в кристаллизации $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и карбонизации его углекислым газом из атмосферы по реакции



Автоклавирование – процесс гидротермальной обработки, при котором гель кремнезема, содержащийся в руде, взаимодействует с $\text{Ca}(\text{OH})_2$. В результате образуются гидросиликаты или гидроферриты кальция, цементирующие структуру брикета по реакции



Автоклавирование проводят при давлении 0,7–0,8 МПа и температуре около 175 °С и большой доле кремнезема в брикетируемой руде.

Известь, как связующее, применяется при брикетировании железорудной мелочи, цинковых концентратов, мелочи медного колчедана, колошниковой пыли и другого рудного сырья. Ее расход составляет 5–10% от брикетируемой массы.

Растворимое жидкое стекло (стеклоглыба) представляет собой стекловидный прозрачный сплав с цветовыми оттенками от голубоватого до желтого. Оно состоит из смеси различных щелочных силикатов переменного состава общей формулы $\text{R}_2\text{O} \cdot n\text{SiO}_2$, где R – натрий или калий; n – число молекул SiO_2 , приходящихся на одну молекулу щелочных металлов.

Растворимое стекло известно под названием силикат-глыба, а его водные растворы – жидкое стекло. Плотность силикат-глыбы 2400 кг/м³, температура размягчения – 1000–1100 °С.

Для брикетирования применяют натриевое жидкое стекло $\text{Na}_2\text{O} \cdot n\text{SiO}_2$, оно получается обжигом смеси кварцевого песка с содой или сульфатом натрия при температуре 1300–1400 °С. После охлаждения расплава он превращается в силикат-глыбу, которую затем растворяют водой.

В зависимости от способа производства в растворимом стекле содержится, %: SiO_2 – 71-72; Na_2O – 25-27; а также Fe_2O_3 , Al_2O_3 , CaO , SO_2 .

Интенсификация цементации растворимого стекла может быть осуществлена сушкой брикетов при температуре 150–250 °С.

Жидкое стекло применяется для брикетирования колошниковой пыли, феррохрома, железной и хромовой руд, его расход составляет от 5 до 10%, снижаясь с вводом активирующих добавок.

Цементы. Для брикетирования руд применяют в качестве связующих различные цементы: портланд, гидравлический, бокситовый, гипсовый, рудный, шлакопортланд и др.

Процесс твердения цементов – связующих в брикетах может идти по трем основным направлениям – естественному, ускоренному и автоклавному упрочению.

Естественное твердение идет при температурах окружающего воздуха в воздушно-влажной среде, в течении нескольких недель.

Ускоренное упрочение цементов осуществляется при температуре 60–100 °С в той же воздушно-влажной среде в течение нескольких часов. Эту обработку можно выполнить паром, увлажненным воздухом или другими способами нагрева (электро- или радиационный). Общее упрочение брикетов после завершения тепловой обработки не превышает 2 ч.

Автоклавное упрочение предполагает гидратацию цементного связующего при температуре 175–200 °С и избыточном давлении (0,8–1,4 МПа) в течение 5-8 ч. Время упрочнения в автоклаве не превышает 2 ч, брикеты имеют высокую механическую прочность и пригодны для металлургического производства.

Расход цементных связующих для брикетирования железных руд и их концентратов составляет от 3 до 20%. Наименьшие расходы связующих требуются при брикетировании на портланд- и бокситовом цементе. Железистый (рудный) цемент расходуется в количествах до 20%.

Бентонитовые глины – морские осадочные породы, возникшие из лав, пеп- лов и туфов, их химический состав следующий, %: SiO₂– 45-80; Al₂O₃– 15; MgO – 8; CaO – 8. Основу бентонита составляет монтмориллонит Al₂O₃·4SiO₂·3H₂O, содержание которого иногда превышает 80%. Бентонит способен при увлажнении увеличиваться в объеме в 30 раз. Для приготовления бентонитового связующего глину сушат до влажности 5–8% и измельчают до крупности менее 0,1 мм.

Для улучшения свойств бентонитовые глины модифицируют добавками (натриевые и алюминиевые соли, щелочи, сода и др.).

Расход бентонита при брикетировании железорудных концентратов не выше 1%, никелевых – до 10%, с добавлением 7–12% воды.

Чугунная стружка - тонкоизмельченный железистый продукт. Связующие свойства ее проявляются в процессе коррозии и гидратации с брикетируемым железорудным сырьем. Чугунную стружку (5-10% от брикетируемой массы) смешивают в присутствии катализатора с рудой и прессуют в брикеты. В качестве катализатора используют водные растворы NaCl (0,5–1% общей массы). В результате электрохимических процессов взаимодействия компонентов шихты начинается активное корродирование. Возникают гальванопары, растворяющие чугунную стружку с образованием продуктов коррозии, что ускоряет цементацию, которая длится несколько суток.

Для брикетирования с чугунной стружкой следует применять мелкие руды крупностью не более 0,5 мм, наилучшие показатели достигаются при окусковании магнетитовых и гематитовых руд.

Технология брикетирования

К качеству рудных брикетов предъявляются следующие требования: высокая механическая и термическая прочность, атмосфероустойчивость, пористость и плотность, причем каждый металлургический процесс предъявляет дополнительные требования к брикетам.

Железорудные брикеты для доменной плавки имеют следующий химический состав, %: железо – 55–60; серы не более 0,2–0,25%, фосфора – 0,1–0,03%, мышьяка и цинка не более 0,02%.

В брикетах для мартеновской плавки содержание железа составляет 62–64%, кремнезема 6–8%, прочих шлакообразующих компонентов до 3%, фосфора и серы до 0,03%, влаги 2%.

Прочность железорудных брикетов на сжатие и сбрасывание должна быть не ниже соответственно 15–25 МПа и 85–90%, пористость 5–10%, плотность – 4200– 4600 кг/м³. Брикеты считаются прочными, если они сохраняют целостность при 1500 °С в течение 3 мин. Оптимальными считаются размеры брикетов (40–45)х(20–25)х(50–60) мм.

Термостойкость характеризуется сохранением формы брикетов при 3 минутном пребывании их при температуре 600–900° С.

Восстановимость – способность рудного сырья с определенной скоростью отдавать связанный с металлом кислород газу-восстановителю.

Газопроницаемость тесно связана с пористостью самих брикетов и пористостью слоя брикетов. В первом случае она определяется пористостью брикета, во втором – однородностью размера и формы брикетов.

Подготовка брикетируемых компонентов. Подготовка к брикетированию заключается в обеспечении необходимой крупности, содержания влаги и металла в руде.

Для малопрочных руд крупность должна быть не более 1 мм. Более крупные зерна при прессовании растрескиваются и образуют большое количество новых поверхностей, не покрытых связующими. Для руд средней и высокой прочности верхний предел крупности составляет 5–6 мм. Например, при брикетировании железных руд со связующими оптимальная крупность 0–5 мм; без связующих она снижается до 1–2 мм.

Особое значение для подготовки шихты имеет содержание влаги, например, для железных и железоникелевых руд (крупность 0–5 мм) оптимальная влажность составляет 20%.

Завершающий этап подготовки брикетной смеси – дозирование компонентов и их тщательное перемешивание. Для дозирования применяют тарельчатые, барабанные, вибрационные, шнековые и другие типы питателей; для смешивания – одно-, двухвальные лопастные и барабанные смесители и многоступенчатые мешалки.

Прессование. Важнейшим условием для получения качественного брикета является удельное давление прессования, оно зависит от конструкции пресса и характера сжатия (одно- или двухстороннее). При одностороннем прессовании не обеспечивается равномерное уплотнение брикета по высоте. Поэтому применяют двухстороннее сжатие, что обеспечивает более равномерное уплотнение материала. При этом высота брикетов должна быть по возможности небольшой, например, для цилиндрических брикетов отношение высоты к диаметру должно составлять 1:2.

На прочность рудных брикетов существенно влияет усадка при прессовании. Условия прессования зависят от физико-химических

свойств рудной шихты, крупности и влажности материала, расхода и качества связующего, интенсивности перемешивания и температуры смеси.

Для брикетирования применяют прессы *периодического и непрерывного действия*. К первым относятся штемпельные, револьверные (столовые) и рычажные; ко вторым – вальцовые и кольцевые.

Для получения прочных брикетов, особенно из тонкой рудной мелочи рекомендуется прессование вести в несколько стадий. Для этого пользуются приемами с промежуточным понижением давления, что позволяет максимально удалить воздух из прессуемой массы, и обеспечить высокую прочность и плотность.

Наиболее широко применяются *вальцовые прессы*, они имеют высокую производительность, большие усилия прессования, экономичны, малогабаритны и просты в эксплуатации.

Эффективная работа вальцовых прессов во многом зависит от предварительного уплотнения шихты – *подпрессовки*, основная цель которой – увеличение насыпной массы прессуемого материала. Одновременно при этом достигаются снижение расхода связующего, уменьшение пластичности брикетной смеси, строгое дозирование шихты в межвалковое пространство. Применение подпрессовки позволяет развить давление прессования на вальцовых прессах более 100 МПа.

Для разных металлургических процессов необходимы различные брикеты по конфигурации и объему. Для мартеновских плавок брикеты изготавливают в форме окатышей объемом до 10–30 см³, для электросталеплавильного производства орехо- или яйцевидной формы объемом до 50 см³.

Важнейший фактор прессования – давление. Для железорудных брикетов со связующими оптимальное давление прессования составляет 40–50 МПа, для железной руды без связующих – 100–120 МПа. С уменьшением крупности руды, при замене полимерных органических связующих на неорганические, давление необходимо повысить. Давление прессования также зависит от влажности руды.

Марганцевые руды можно брикетировать в широком диапазоне давлений прессования (от 25 до 74 МПа), окисленные никелевые руды при 50–60 МПа.

Вальцовый пресс состоит из питателя-загрузчика (распределительная чаша), валков с бандажными кольцами и станины с системой гидравлического сжатия валков (рисунок 34).

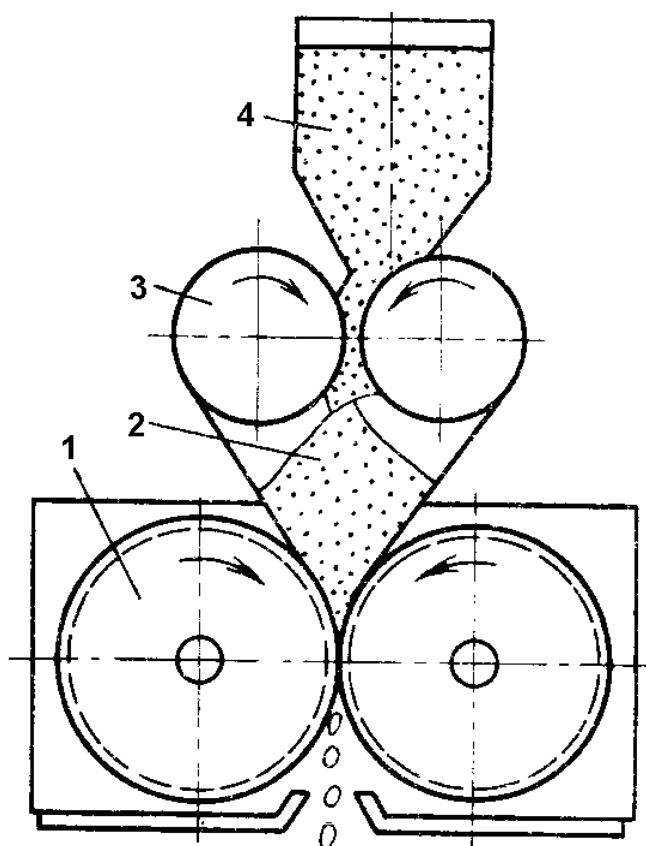


Рисунок 34 – Схема работы вальцового пресса с валковым уплотнителем

Распределительная чаша (цилиндр из листовой стали вместимостью 0,5-1 м³) служит для равномерной загрузки валков пресса брикетной смесью. В днище чаши над каждой парой валков имеются отверстия. Через них брикетная смесь поступает в камеру загрузки перед прессованием.

Брикетная смесь из бункера 4 поступает в пространство между двумя валками 3, где происходит предварительное прессование, далее в бункер 2, из которого она выгружается под действием сил тяжести и трения вращающихся валков 1.

Валки изготовлены в виде двух пустотелых барабанов, на которые надеты бандажные кольца с ячейками в виде полуформы брикета.

Таблица 1 – Техническая характеристика вальцового пресса

Параметр	Величина
Частота вращения валков, мин ⁻¹	2-12
Удельное давление прессования, МПа	20-70
Усилия, развиваемые прессом, МН	0,8
Производительность, т/ч	50
Мощность электродвигателя, кВт	200
Габаритные размеры, мм: длина	9000
ширина	5000
высота	7500
Масса, т	54

Подготовка брикетов к металлургическому переделу

Для упрочнения брикетов применяют различные методы для обеспечения механической и термической прочности.

Термоокислительная обработка с целью полимеризации связующих в сырых брикетах. Она проводится в шахтных, туннельных и кольцевых печах. Процесс может быть непрерывным или периодическим при температурах 600–1400 °С. Продолжительность процесса зависит от крупности брикетов, расхода и спекающей способности связующего, температуры и состава горячих газов.

Термообработка применяется для подготовки железорудных, цинковых, молибденовых, а также рудно-угольных брикетов.

Сушка применяется для упрочнения брикетов, полученных на нефтесвязующем, каменноугольном пеке или ССБ при температуре 150–250 °С в течение 6–8 ч. Готовые брикеты используются как добавка к основной металлургической шихте. Иногда брикеты сушатся в течение 3–4 сут. в естественных условиях при температуре 18–20 °С.

Для упрочнения брикетов с известью используют метод естественного вылеживания, искусственную карбонизацию и автоклавирование, он является наиболее простым и экономичным.

При брикетировании руд с жидким стеклом основной метод их упрочнения – сушка. Иногда применяется карбонизация, которая

ускоряет гидролиз силиката натрия. Сушка при температуре 150-250 °С в течение 15-30 мин. Упрочение брикетов из пылевидного сырья требует более высоких температур (300-500 °С). Такой же нагрев брикетов необходим при малых (2-4%) расходах связующего – жидкого стекла.

Сырая прочность брикетов на цементных связующих очень мала, их снимают вручную. Естественное упрочение очень длительное. Для его интенсификации используют тепловую обработку при температуре 60-100 °С в течение нескольких часов. В качестве теплоносителей используется пар, увлажненный воздух, электро- и радиационные нагревательные элементы.

Для повышения сырой прочности брикетов применяют комбинированные связующие, что увеличивает адгезионные связи внутри брикетов.

При брикетировании руд без связующих, упрочение осуществляется комбинированными методами – низко- и высокотемпературной обработкой. На первом этапе брикеты подвергают естественному или слабому тепловому воздействию, что обеспечивает достаточную прочность. Затем применяются гидратационное упрочение, карбонизация или термическая высокотемпературная обработка. Однако такое упрочение без связующих не обеспечивает достаточной горячей прочности.

Описание установки

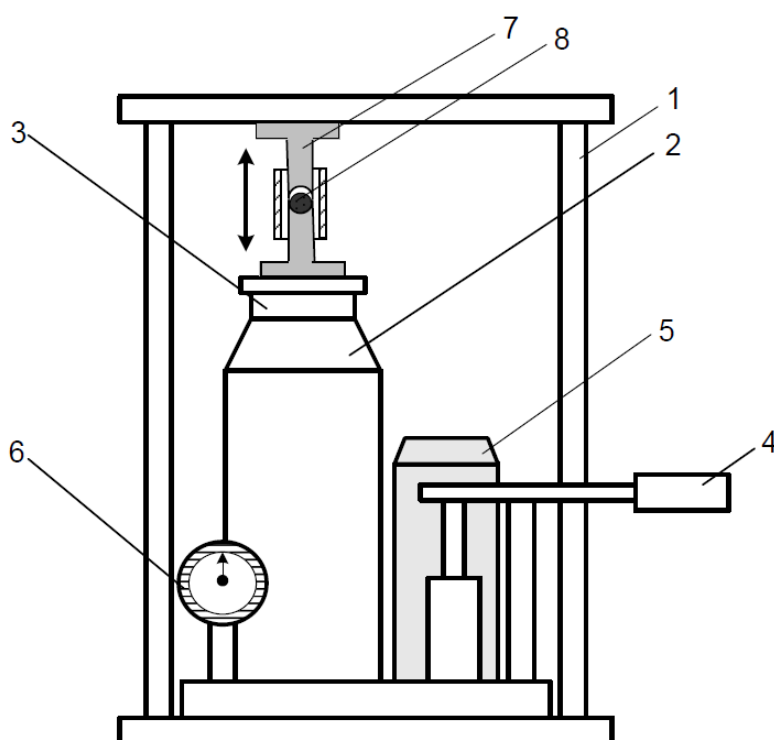
Для изготовления брикетов используется следующее лабораторное оборудование: прибор для отсева материалов, технические весы и разновесы, приспособление для смешивания компонентов брикетируемой шихты, пульверизатор для распыления воды, формовочный пресс (рисунок 35), пресс-формы для изготовления и испытания прочности брикетов.

Порядок выполнения работы

Взвесьте и тщательно перемешайте все компоненты шихты для изготовления брикетов.

Взвесьте навеску шихты для одного брикета и засыпьте ее через бумажную воронку в разобранную (предварительно смазанную) пресс-форму, которую затем соберите и установите на гидравлический пресс под упорную станину. Контролируя давление прессования,

проведите брикетирование смеси. Таким образом изготовьте несколько брикетов из различных типов шихт.



1 – упорная станина; 2 – неподвижный корпус пресса; 3 – подвижный шток; 4 – ручка для нагнетания давления; 5 – сосуд с маслом; 6 – манометр; 7 – пресс-форма для изготовления (раздавливания) брикетов; 8 – брикет.

Рисунок 35 – Лабораторный гидравлический пресс для изготовления брикетов и испытания их на механическую прочность (технические характеристики приведены в таблице 1)

Таблица 1 – Технические характеристики формовочного пресса

Показатели	Характеристики
Размеры, мм:	
высота	700
ширина	250
длина	350
Ход поршня, мм	200
Максимальное усилие сдавливания, кг	5000
Масса, кг	32

При проведении работы основной состав шихты задается, изменяются следующие параметры: тип и содержание связующего материала, давление прессования, время вылеживания брикетов и режимы обжига.

Холодную прочность брикетов определите на малом лабораторном прессе. Первая партия брикетов подвергается

естественной сушке на воздухе, вторая – упрочняющему обжигу в прокалочной печи при температуре не менее 1200 °С.

Для определения прочности высушенных брикетов используйте брикеты, изготовленные заранее (не менее 24 ч до момента испытания).

Механическую прочность определите по показаниям манометра гидропресса в момент разрушения брикета.

Полученные экспериментальные данные занесите в таблицу 6.2 и постройте графики влияния различных факторов на механическую прочность металлургических брикетов.

Сделайте выводы по работе.

Таблица 2 – Влияние различных факторов на свойства металлургических брикетов

Фактор	Прочность брикетов, кг/см ²								
	сырых			высушенных			обоженных		
	номер опыта								
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
Расход связующего, %:									
жидкое стекло (4, 6, 8)									
огнеупорная глина (6, 8, 10)									
каменноугольная смола (6, 8, 10)									
Руда хромоникелевая (остальное)									
Железорудный концентрат (остальное)									
Усилие прессования, кгс/см ²									
Время сушки, ч									

Контрольные вопросы

1. Охарактеризуйте технологические особенности процесса брикетирования.
2. Перечислите основные преимущества и недостатки брикетирования перед другими способами окускования железных руд.
3. Опишите технологию холодного и горячего брикетирования.

4. Какие факторы влияют на механическую прочность металлургических брикетов?

5. Объясните, почему в настоящее время технологический процесс брикетирования не находит широкого применения в черной металлургии.

Лабораторная работа 12. Исследование динамики затвердевания стального слитка

Цель работы

- изучение последовательности затвердевания различных частей слитка;
- изучение механизма формирования кристаллических зон;
- исследование изменения толщины слоя затвердевшего металла и скорости его затвердевания во времени.

Содержание и порядок выполнения работы

Кристаллизация – это процесс фазового превращения жидкого расплава в сросшиеся друг с другом твёрдые кристаллы. Кристаллизация стабильно протекает только при наличии в расплаве переохлаждения, то есть когда температура расплава ниже температуры начала кристаллизации – температуры ликвидус. По современным представлениям о механизме кристаллизации процесс формирования любого кристалла имеет две стадии развития. Первая стадия – образование в переохлаждённом расплаве небольшого по размерам зародыша кристалла – центра кристаллизации. На второй стадии происходит рост центра кристаллизации до кристалла макроскопического размера.

Форма и размер кристаллов зависят от соотношения двух скоростей:

- скорости зарождения центров кристаллизации $V_{зц}$ (характеризует количество центров кристаллизации, возникающих в единице объёма расплава за единицу времени);
- линейной скорости роста кристаллов $V_{рк}$ (характеризует увеличение линейных размеров кристалла в единицу времени).

Обе эти скорости, в свою очередь, зависят от величины переохлаждения расплава (рисунок 36).

Наибольшая величина переохлаждения – Δt_1 характерна для расплава, непосредственно контактирующего со стенками изложницы. При таком переохлаждении (см. рисунок 36) скорость зарождения центров кристаллизации значительно превышает линейную скорость роста кристаллов. Поэтому одновременно зарождается множество

кристаллов, вследствие чего затвердевший металл узкой периферийной зоны слитка имеет мелкокристаллическую структуру.

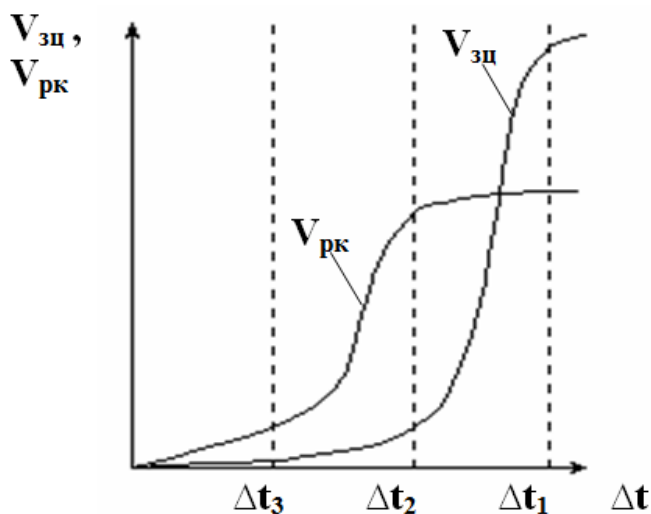


Рисунок 36 —
Зависимость скорости зарождения центров кристаллизации ($V_{зц}$) и линейной скорости роста кристаллов ($V_{рк}$) от величины переохлаждения расплава (Δt)

После образования на стенках изложницы слоя затвердевшего металла интенсивность отвода тепла из расплава снижается, что вызывает уменьшение величины переохлаждения расплава около фронта кристаллизации. При меньшем переохлаждении Δt_2 скорость зарождения центров кристаллизации резко снижается (см. рисунок 36) при сохранении высокой линейной скорости роста кристаллов. В таких условиях быстро растут ранее зародившиеся кристаллы, а новые кристаллы практически не успевают образоваться. Так как тепло в основном отводится через боковые поверхности изложницы, то кристаллы растут преимущественно вглубь слитка в направлении, перпендикулярном его боковой поверхности. Такие кристаллы получили название столбчатых кристаллов (промежуточная часть).

По мере утолщения слоя затвердевшего металла сопротивление отводу тепла возрастает, в результате чего величина переохлаждения снижается. При малом переохлаждении Δt_3 резко уменьшается линейная скорость роста кристаллов, которая уже ненамного превышает скорость зарождения центров кристаллизации (см. рисунок 1). В этих условиях формируется зона крупных неориентированных в пространстве кристаллов (центральная часть слитка).

В процессе кристаллизации возможно также зарождение кристаллов в объёме расплава, в основном на посторонних включениях. Под действием силы тяжести эти кристаллы медленно опускаются в нижнюю часть слитка, успевая немного подрасти и приобретая форму крупных равноосных кристаллов. Они формируют сужающуюся кверху зону – конус осаждения.

В целом же в классическом стальном слитке имеется четыре кристаллические зоны:

- поверхностная зона мелких равноосных кристаллов;
- зона столбчатых кристаллов;
- зона крупных разориентированных кристаллов;
- зона крупных равноосных кристаллов (конус осаждения).

Толщина затвердевшего слоя металла приближенно определяется условиями и продолжительностью затвердевания из уравнения:

$$\xi = k\sqrt{\tau}, \quad (1)$$

где ξ – толщина закристаллизовавшегося металла, мм;

τ – продолжительность затвердевания, мин;

k – коэффициент затвердевания, зависящий от состава стали и условия затвердевания, мм/мин^{1/2}.

Работа выполняется в течение двух учебных часов и заключается в наблюдении за кристаллизацией парафина, моделирующего жидкую сталь, в изложнице с двумя прозрачными стенками.

Для проведения работы используется модель плоской изложницы, позволяющая наблюдать затвердевание жидкости и производить необходимые измерения.

Боковые стенки и днище изложницы изготовлены из стального листа толщиной 20 мм. Передняя и задняя стенки – съемные, из прозрачного малотеплопроводного органического стекла, позволяющего наблюдать процесс кристаллизации жидкости.

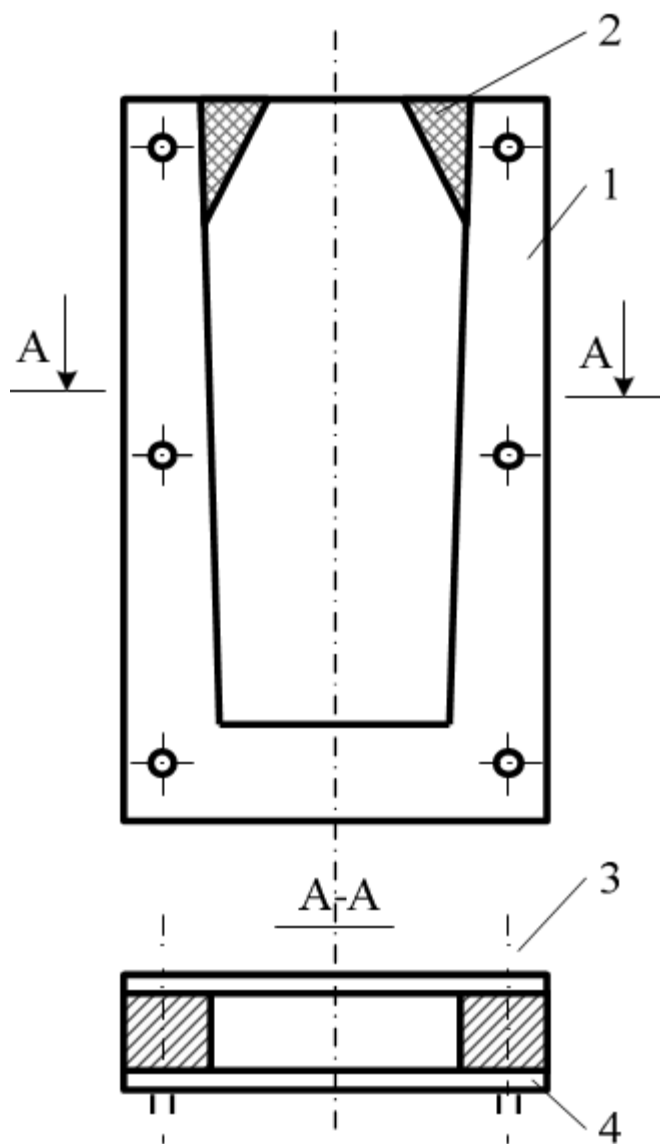
До начала работы парафин плавится в специальном обогреваемом ковше, из которого разливается в изложницы сверху с помощью стопорного устройства в течение 0,5-1 минуты. Температура расплава перед заливкой в изложницу должна составлять 55-70 °С.

Расплав заливается в изложницу так, чтобы его уровень находился на расстоянии 5-8 мм от верхнего края изложницы.

Для удобства наблюдения за кристаллизацией расплава включается светильник, установленный за изложницей. При проведении наблюдения следует обратить внимание на следующие процессы:

- образование разных кристаллических зон;
- направление движения расплава;
- образование усадочной раковины.

В ходе наблюдения за процессом затвердевания каждые 2 минуты, начиная с момента наполнения изложницы, при помощи линейки производится измерение толщины затвердевшей оболочки в средней части слитка. Результаты измерений заносятся в таблицу 1.



1– Изложница; 2 –
Теплоизоляционная
вставка; 3 – Крепежный
элемент; 4 – Прозрачная
стенка (оргстекло)

**Рисунок 37 – Модель
плоской прозрачной
изложницы**

Таблица 1 – Результаты измерений толщины затвердевшей оболочки

№ опыта	Время после наполнения модели изложницы τ_M , мин	Толщина затвердевшей оболочки ξ_M , мм
1	2	
2	4	
3	6	
...	...	

Измерения динамики затвердевания продолжаются в течение 20-30 минут (10-15 измерений).

Обработка опытных данных

Пересчет результатов измерений на реальный стальной слиток

В соответствии с теорией подобия результаты измерений на модели необходимо пересчитать на реальный стальной слиток, пользуясь масштабным преобразованием линейных размеров и времени.

Толщина затвердевшего слоя в реальном слитке, соответствующая текущим результатам измерений на модели, находится для каждого опыта из уравнения:

$$\xi_{сл} = \xi_M \cdot \frac{L_{сл}}{L_M}, \quad (2)$$

где $\xi_{сл}$, ξ_M – толщина слоя затвердевшего металла в слитке и на модели, соответственно, мм;

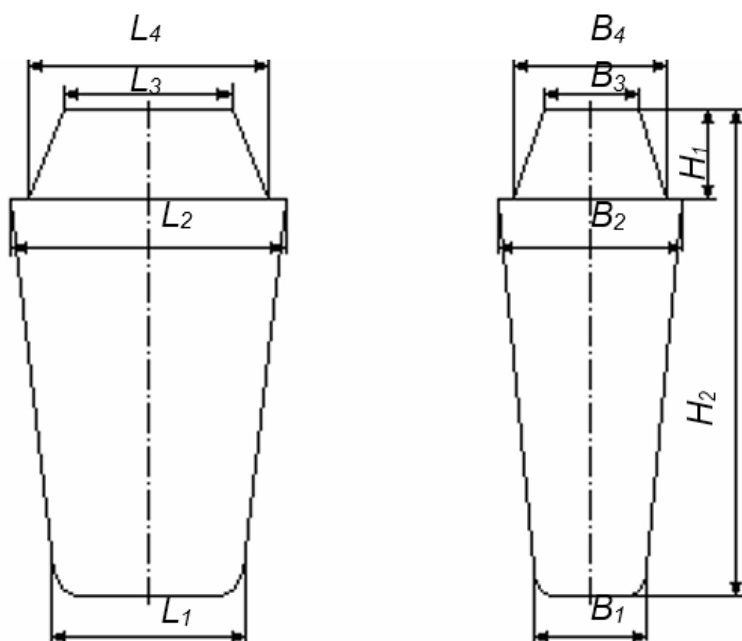
$L_{сл}$, L_M – линейный размер реального слитка и модели, соответственно, мм.

В качестве линейного размера можно принять толщину слитка в его подприбыльной части. Линейный размер модели (L_M) замеряется непосредственно на модели при помощи линейки. Линейный размер реального стального слитка ($L_{сл}$) выбирается из таблицы 2 в соответствии с заданной преподавателем массой слитка.

Таблица 2 – Численные значения основных размеров слитка

Масса слитка, т	Размеры слитка, мм*									
	$L1$	$L2$	$L3$	$L4$	$B1$	$B2$	$B3$	$B4$	$H1$	$H2$
7,04	647	750	520	710	567	670	440	630	470	2055
7,46	804	864	620	810	540	640	370	590	490	1955
8	710	910	599	746	560	710	495	646	485	2060
16,9	1560	1600	1436	1540	634	734	494	654	480	2100

* - условные обозначения показаны на рисунке 38



**Рисунок 38 –
Обозначения основных
размеров слитка
(таблица 2)**

Время формирования затвердевшего слоя металла, соответствующее измерениям на модели, определяется для каждого опыта из условия равенства чисел Фурье по уравнению:

$$\tau_{\text{сл}} = \tau_{\text{м}} \cdot \frac{\alpha_{\text{м}} \cdot L_{\text{сл}}^2}{\alpha_{\text{сл}} \cdot L_{\text{м}}^2}, \quad (3)$$

где $\tau_{\text{сл}}$, $\tau_{\text{м}}$ – текущее время натуре (слитка) и модели соответственно, мин; $\alpha_{\text{сл}}$, $\alpha_{\text{м}}$ – коэффициент температуропроводности натуре и модели, м²/с.

Значения коэффициентов температуропроводности для стали – $6,3 \cdot 10^{-6}$ м²/с; для парафина – $8,44 \cdot 10^{-8}$ м²/с.

Результаты пересчёта на реальный стальной слиток заносятся в таблицу 3, имеющую следующую форму.

Таблица 3 – Результаты пересчёта на стальной слиток массой ... т

№ опыта	Результаты измерений на модели (из таблицы 1.2)		Результаты параметров затвердевания стального слитка			
	τ_M , мин	ξ_M , мм	Время после наполнения изложницы $\tau_{сл}$, мин	Толщина слоя затвердевшего металла $\xi_{сл}$, мм	Произведение $\xi \cdot \sqrt{\tau}$, мм·мин ^{0,5}	Скорость затвердевания v , мм/мин
1						
2						
...						
Сумма			$\Sigma\tau$		$\Sigma(\xi \cdot \sqrt{\tau})$	

Результаты опытов, пересчитанные на реальный слиток, представляются в виде поля точек на графике зависимости толщины слоя затвердевшего металла $\xi_{сл}$ от времени после окончания наполнения изложницы $\tau_{сл}$. Кроме того, на этом же графике необходимо построить линию аналитической зависимости $\xi=f(\tau)$, которая строится по уравнению (1) при текущих значениях времени после окончания наполнения изложницы $\tau_{сл}$ (можно задаваться другими значениями времени, удобными для построения графика).

Коэффициент затвердевания (k , мм/мин^{1/2}) в уравнении (1) определяется по данным таблицы 3 из уравнения:

$$k = \frac{\Sigma(\xi \cdot \sqrt{\tau})}{\Sigma\tau}. \quad (4)$$

В крайний правый столбец таблицы 3 заносятся результаты расчёта скорости затвердевания металла, производимого по формуле:

где $\Delta\tau$ – интервал времени между двумя последовательными замерах, мин; $\Delta\xi$ – прирост толщины слоя затвердевшего металла за интервал времени, мм.

После этого строится график зависимости скорости затвердевания металла v от времени после окончания наполнения

изложницы $\tau_{сл}$ и делаются выводы по изученным явлениям и закономерностям.

Контрольные вопросы

1. Из каких стадий складывается процесс кристаллизации?
2. Какие условия необходимы для начала кристаллизации?
3. Как изменяются условия кристаллизации в процессе затвердевания стали?
4. Как влияют условия кристаллизации на структуру слитка?
5. По какому закону изменяется толщина затвердевшего слоя с течением времени?
6. Каков физический смысл и размерность коэффициента затвердевания?
7. Как циркулирует расплав в незатвердевшей части слитка? В чём причина такой циркуляции?
8. Какой критерий подобия должен использоваться при пересчёте результатов моделирования на реальный слиток?
9. Какие масштабные преобразования осуществляются при пересчёте результатов моделирования?
10. Какое вещество используется для моделирования кристаллизации стали в лабораторных условиях?

Лабораторная работа 13. Изучение усадочных процессов при кристаллизации стали в изложницах

Цель работы

- закрепление знаний по теоретическим основам кристаллизации слитков;
- привитие студентам навыков расчета процессов затвердевания стальных слитков (скорости кристаллизации, усадочных явлений);
- изучение влияния различных технологических факторов на глубину усадочной раковины и выход годного металла.

Теоретическое введение

Выход годного проката из стальных слитков определяется, в первую очередь, величиной головной обрезки при прокатке их на обжимных станах. Величина головной обрезки во время прокатки слитков спокойной стали зависит от величины и формы усадочной раковины, которая образуется при переходе металла из жидкого состояния в твердое за счет увеличения его плотности.

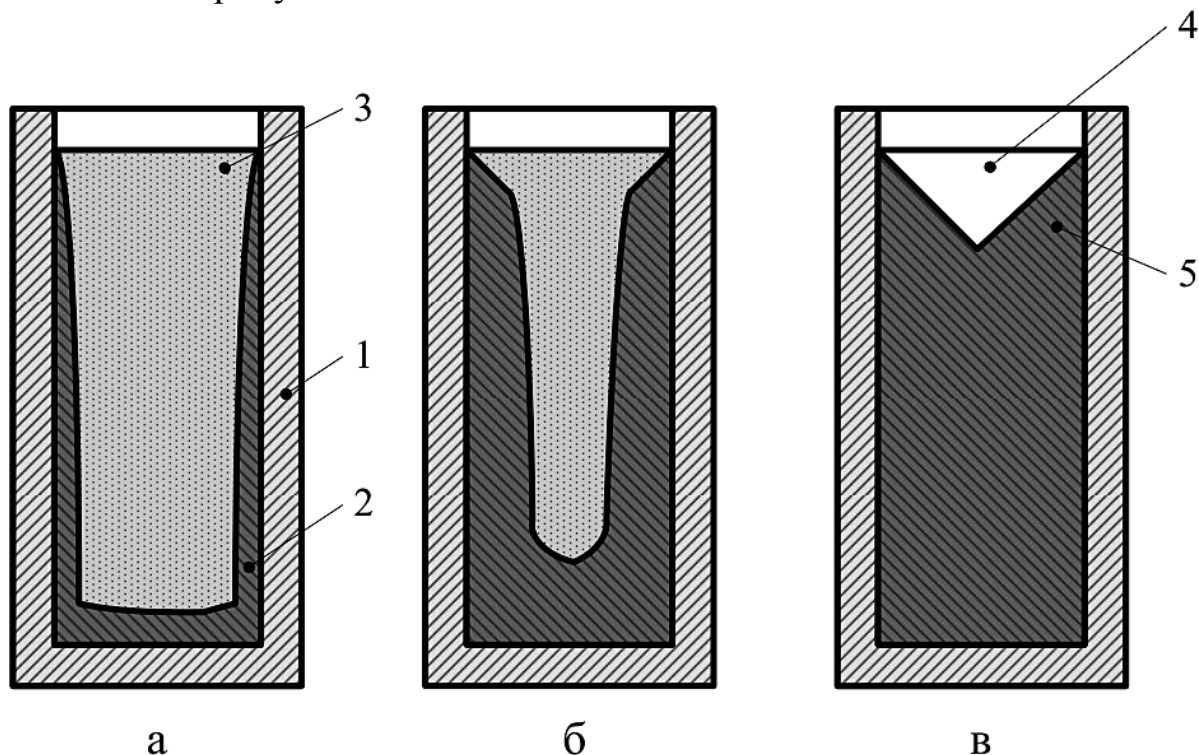
Так, плотность твердого железа при температуре кристаллизации равна 7,33, а жидкого в точке плавления составляет 7,08 т/м³. Удельные объемы соответственно равны 0,1364 и 0,1412 м³/т, в результате чего при затвердевании стального слитка происходит усадка.

Таким образом, усадкой, стали называется уменьшение объема металла при его затвердевании (переходе из жидкого состояния в твердое). В результате усадки в стальном слитке образуется усадочная раковина.

Усадочной раковиной называется воронкообразное углубление в верхней части слитка. Нередко усадочная раковина закрыта сверху тонкой коркой металла (так называемым "мостом"). При прокатке слитка усадочная раковина деформируется, трансформируясь в осевое нарушение сплошности металла, называемое расслоем. После прокатки головная часть раската с расслоем удаляется в головную обрезь.

Образование данного дефекта неизбежно, поэтому на практике стремятся сконцентрировать усадочную раковину в самой верхней части слитка, чтобы затем с наименьшими потерями удалить её.

Последовательные стадии формирования усадочной раковины показаны на рисунке 39.



1 – изложница; 2 – затвердевшая оболочка; 3 – жидкий металл; 4 – усадочная раковина; 5 – металл, тераемый с головной обрезаю.

Рисунок 39 – Схема формирования усадочной раковины в начальной (а), промежуточной (б) и конечной (в) стадиях затвердевания слитка.

При заливке металла в изложницу около ее стенок образуется слой затвердевшего металла (см. рисунок 39, поз. а). В дальнейшем толщина затвердевшей оболочки будет постепенно увеличиваться. Так как затвердевание стали происходит с уменьшением объема, то суммарный объем затвердевшей оболочки и жидкого остатка будет меньше начального объема жидкого металла, залитого в изложницу. Поэтому уровень жидкого металла в изложнице будет постоянно уменьшаться (см. рисунок 39, поз. б). В конечном счете, в верхней части полностью затвердевшего слитка образуется углубление – усадочная раковина (см. рисунок 39, поз. в).

Абсолютный объем усадочной раковины может быть определен из выражения:

$$V_{ур} = V_{жс} - V_{тс} \quad (1)$$

где $V_{жс}$ – объем, занимаемый жидкой сталью, m^3 ;

$V_{тс}$ – объем, занимаемый сталью после затвердевания, m^3 . Объем (V) связан с массой (M) соотношением

$$V = M \cdot v_M, \quad (2)$$

где v_M – удельный объем металла, m^3/t .

Тогда уравнение 1 преобразуется к виду

$$V_{ур} = V_{жс} - V_{тс} = M_{сл} \cdot v_{жс} - M_{сл} \cdot v_{тс}, \quad (3)$$

где $v_{жс}$, $v_{тс}$ – удельные объемы жидкой и твердой стали соответственно, m^3/t . Расположение и форма усадочной раковины при затвердевании стальных слитков зависит от формы и размеров изложниц, а также способа и технологических параметров разливки стали. Применение изложниц различной конусности, высоты, поперечного размера, расширяющихся кверху или книзу, с прибыльными надставками или без них, с подогревом металла током – все это влияет на выход годного металла и позволяет оптимизировать условия разливки данной марки стали.

При прокатке слитков спокойной стали рядового сортамента головная обреза обычно составляет 10-16 % от массы слитка, а для качественных сталей достигает 25 %. Широкие пределы колебания головной обреза связаны с влиянием ряда технологических факторов на формирование усадочной раковины.

Уменьшение объема стали при затвердевании (усадка стали) целиком определяется параметрами металла, залитого в изложницу: его химическим составом и температурой. Усадка углеродистой стали обычно составляет 3-5 %. Объем усадочной раковины пропорционален объему жидкого металла в момент окончания заливки его в изложницу.

$$V_{ур} = \frac{\alpha \cdot V_{ж}}{100}, \quad (4)$$

где $V_{ур}$ – относительный объем усадочной раковины, % (объем слитка); α – усадка стали, %

$V_{ж}$ – объем жидкой части слитка в момент окончания заливки, %.

Из формулы (4) видно, что объем усадочной раковины уменьшается при уменьшении объема металла, находившегося в жидком состоянии в конце наполнения изложницы. Следовательно, объем усадочной раковины будет тем меньше, чем больше металла затвердеет в период наполнения изложницы. Таким образом, относительный объем усадочной раковины зависит от перегрева металла над температурой плавления.

Существенное влияние на глубину усадочной раковины и величину головной обрезки оказывает конфигурация усадочной раковины. Выгодно получить усадочную раковину чашеобразной формы, имеющую большую ширину и малую глубину.

Наиболее эффективный путь уменьшения глубины усадочной раковины состоит в снижении скорости затвердевания металла в верхней части слитка с помощью прибыльных надставок, замедляющих отвод тепла. Определенное влияние может оказать и форма слитка.

Важное значение для практики имеет определение момента полного затвердевания слитка. Толщина затвердевшего слоя металла в изложнице приближенно определяется по формуле (1), из которой можно получить уравнение для определения продолжительности затвердевания слитка

$$\tau = \left(\frac{\xi}{k} \right)^2, \quad (5)$$

где ξ – толщина закристаллизовавшегося металла, мм; τ – продолжительность затвердевания, мин; k – коэффициент затвердевания, мм/мин^{1/2}.

Слиток полностью затвердеет, когда толщина затвердевшего слоя металла ξ станет равной половине толщины слитка, то есть $\xi = a/2$. Коэффициент затвердевания зависит от теплофизических характеристик: теплоемкость, температуропроводность, теплопроводность и теплота фазового превращения.

Для спокойной стали величина коэффициента затвердевания k изменяется в пределах 24 – 28 мм/мин^{1/2} в зависимости от степени перегрева металла.

Изучение процессов кристаллизации на стальных слитках представляет значительную трудность, поскольку требует разрезки слитков или вырезки образцов из проката. Качественную и количественную оценки процесса затвердевания стального слитка с определенным приближением можно получить на модели.

Методика выполнения работы

Для моделирования разливки стали используется парафин, имеющий почти одинаковые со сталью относительное изменение удельного объема при переходе из жидкого состояния в твердое. Парафин плавится в специальном обогреваемом ковше, из которого разливается в изложницы сверху и сифоном с помощью стопорного устройства.

Для проведения работы используются разъемные модели, различающиеся формой продольного сечения, соотношением габаритных размеров и утеплением прибыльной части.

Влияние технологических факторов на глубину усадочной раковины и выход годного в данной работе изучается на моделях слитков, отливаемых в стальных разъемных изложницах, установленных на поддонах.

Работа состоит из пяти опытов, каждый из которых рассчитан на одно занятие. Каждый опыт заключается в отливке 2...4 слитков с варьированием одного технологического параметра и последующем изучении строения полученных слитков.

Влияние формы изложниц и утепления прибыльной части на расположение и форму усадочной раковины изучают при наполнении сверху изложниц различной конструкции. Для проверки влияния температуры и скорости разливки наполняют сверху по две изложницы при различной температуре или скорости. Указания по проведению опытов приведены в таблице 1.

Лабораторная работа позволяет выполнить шесть опытов, условия которых представлены в таблице 1. На лабораторном занятии студенты выполняют 2 опыта в соответствии с заданием, выдаваемым преподавателем в начале работы.

Получив задание на выполнение работы, необходимо подготовить к заливке набор изложниц. Изложницы, используемые в каждом опыте, указаны в таблице 1. Подготовка изложниц

заключается в очистке их от остатков парафина, сборке и установке на поддоны.

Таблица 1 - Указания по выполнению опытов

№ п/п	Исследуемый технологический фактор	Характеристика изложниц, используемых в опыте*	Температура парафина, °С	Способ заливки	Время заливки, мин.
1	Утепление верхней части слитка	1) УВ, нормальная без надставки 2) УВ, нормальная с металлической надставкой 3) УВ, нормальная с полимерной надставкой	70	Сверху	1,0...1,5
2	Соотношение между высотой и шириной слитка	1) УН, высокая 2) УН, нормальная 3) УН, низкая	70	Сверху	0,5...1,0
3	Характер уширения изложницы (форма изложницы)	1) УВ, нормальная 2) УН, нормальная 3) П, нормальная	70	Сверху	0,5...1,0
4	Скорость разливки (длительность отливки слитка)	1) УН, нормальная 2) УН, нормальная	70	Сверху	0,3...0,5 5...7
6	Температура разливки	1) УН, нормальная 2) УН, нормальная	70 100	Сверху	0,5...1,0

* УВ - изложница уширенная кверху; УН – уширенная книзу; П – прямая изложница.

После подготовки изложниц осуществляют расплавление и нагрев парафина до требуемой температуры в специальном обогреваемом ковше. Затем в присутствии преподавателя

производится заливка парафина в изложницы. Рекомендуемое время заливки и температура парафина указаны в таблице 1.

После заливки парафина, изложницы выдерживают до полного затвердевания слитка (около 2 ч), после чего (на следующем занятии) слитки извлекаются из изложниц, и распиливаются по вертикальной оси специальной пилой. Внутренне строение слитков эскизируется. На эскизах следует указать основные размеры слитка и глубину усадочной раковины. Пример эскиза приведен на рисунке 40.

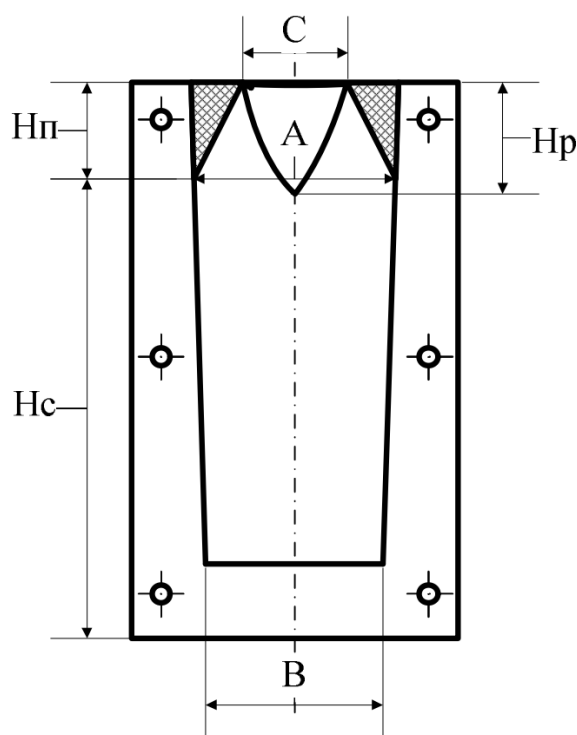


Рисунок 40 – Эскиз слитка

Затем, от обеих половинок каждого слитка отпиливается верхняя часть, пораженная усадочной раковинной. При этом длина отпиливаемой части у обеих половинок должна быть одинаковой. После этого взвешивается весь слиток, а также его нижняя часть, не пораженная усадочной раковинной.

Обработка опытных данных

По результатам измерений подсчитывается относительная глубина усадочной раковины

$$H_p^{\text{отн}} = \frac{H_p}{H_c + H_p} \cdot 100, \quad \%, \quad (6)$$

где H_p - глубина проникновения усадочной раковины в слиток, мм;

H_c - высота основной части слитка, мм;

H_n - высота прибыльной части слитка, мм (см. рисунок 40).

Относительный объем усадочной раковины можно определить из выражения

$$V_{\text{отн}} = \frac{V_p}{V_c + V_n} \cdot 100, \quad \% \quad (7)$$

где V_p - объем усадочной раковины (рассчитывается как объем конуса), мм³; V_c - объем основной части слитка (определяется как объем усеченной пирамиды), мм³; V_n - объем прибыли (определяется как объем усеченной пирамиды, мм³).

По результатам взвешивания подсчитывается выход годного по уравнению

$$g_{\Gamma} = \frac{M_{\Gamma}}{M_c} \cdot 100, \quad \% \quad (8)$$

где g_{Γ} - выход годного, %;

M_{Γ} - масса годной части, г;

Таблица 2. Результаты опыта

Номер опыта	Характеристика слитков	Высота, мм		Отношение высоты к ширине слитка	Относительный объем усадочной раковины, %	Относительная глубина усадочной раковины, %	Масса, г		Выход годного, %
		Слитка, H_c	Усадочной раковины, H_p				Слитка	Годной части	

M_c - масса всего слитка (вместе с прибыльной частью), г. Данные опыта заносятся в таблицу 2.

По результатам опытов строится столбчатые диаграммы зависимости относительной глубины и объема усадочной раковины, а также выхода годного от изучаемого технологического фактора (см. таблицу 1). По результатам опыта №2 строится график зависимости

вышеназванных переменных от отношения высоты слитка к его средней ширине, а также формулируются выводы по влиянию изучаемого фактора на показатели разливки.

Контрольные вопросы

1. Что такое усадочная раковина?
2. Причина образования усадочной раковины в стальном слитке
3. От чего зависит объем усадочной раковины?
4. Место и механизм образования усадочной раковины.
5. Факторы, влияющие на величину и форму усадочной раковины.
6. Способы уменьшения головной обреза слитка: конструктивные и
7. технологические.
8. Как влияет утепление и обогрев верхней части слитка на относительную глубину усадочной раковины и выход годного? Каков механизм этого влияния?
9. Как влияет отношение высоты к ширине слитка на относительную глубину усадочной раковины и выход годного? Каков механизм этого влияния?
10. Как влияет уширение слитка на относительную глубину усадочной раковины? Каков механизм этого влияния?
11. Как влияет форма усадочной раковины на выход годного металла?
12. Как влияет скорость разливки и температура разливаемой жидкости на относительную глубину усадочной раковины и выход годного? Каков механизм этого влияния?
13. Как влияет способ разливки на относительную глубину усадочной раковины и выход годного? Каков механизм этого влияния?

Лабораторная работа 14. Исследование условий охлаждения непрерывнолитой заготовки в ЗВО

Цель работы

- изучение распределения плотности орошения форсунок в зоне вторичного охлаждения МНЛЗ;
- изучение способов повышения равномерности теплоотвода от поверхности непрерывнолитого слитка в зоне вторичного охлаждения.

Теоретическое введение

Зона вторичного охлаждения (ЗВО) МНЛЗ состоит из опорных элементов, поддерживающих заготовку, устройств, обеспечивающих охлаждение слитка, а также специальных устройств, воздействующих на структуру кристаллизующейся заготовки (электромагнитное воздействие, мягкое обжатие, и т.д.). Снижение температуры заготовки в ЗВО достигается путем опрыскивания заготовки водой или водовоздушной смесью, отвода тепла к поддерживающим роликам, а также вследствие конвекции и лучеиспускания в окружающую среду.




Одним из решающих факторов эффективности охлаждения является распределение охладителя по поверхности заготовки, определяемое применяемым режимом охлаждения, конструктивными параметрами форсунок и их расположением. Наряду с качеством воды, подаваемой для охлаждения, наиболее важными элементами ЗВО являются распыляющие форсунки.

В системах вторичного охлаждения современных МНЛЗ применяются полноконусные форсунки, обеспечивающие полное покрытие орошаемой поверхности каплями охладителя (с различной степенью равномерности). В зависимости от конструкции ЗВО применяют форсунки с различной конфигурацией поля орошения (пятна распыла): круг, прямоугольник (квадрат) или овал. Наибольшее применение получили кругло- и плоскофакельные форсунки. Круглофакельные форсунки формируют круглое пятно орошения, полностью покрытое каплями жидкости. Плоскофакельные форсунки, в зависимости от конструктивных особенностей, могут формировать поле орошения прямоугольной или овальной формы. Основные типы

форсунок наиболее широко используемых в ЗВО, а также форма образуемого ими факела представлены в таблице 1.

Геометрические характеристики полей орошения определяются углами раскрытия факела форсунки (конструкция форсунки), параметрами охлаждающей среды и высотой расположения форсунки. При увеличении высоты расположения и углов раскрытия форсунки увеличивается площадь орошения (при сохранении ее конфигурации), поэтому изменяя эти параметры можно регулировать интенсивность подачи охладителя на поверхность заготовки (уровень теплоотвода от поверхности слитка).

Таблица 1 – Основные типы форсунок, применяемых для охлаждения сортовых заготовок, и характер образуемого ими факела

Тип и внешний вид форсунок			
Плоскоструйная (плоскофакельная)		Круглофакельная	Полноконусная с квадратным факелом
			
Характер поля орошения и внешний вид факела			
прямоугольник	овал	круг	квадрат
			

Кроме различий в характеристиках распыла, форсунки подразделяются по способу подачи охлаждающего вещества: охлаждение струями воды (струйное охлаждение) или водовоздушной смесью (водовоздушное охлаждение).

В струйных форсунках распыление воды осуществляется посредством ее дробления на капли при прохождении через сопло определенной конфигурации. В результате, вода, подаваемая под давлением 0,25-0,35 МПа, самостоятельно дробится (за счет перепада давлений) на капли размером 0,2- 1,0 мм и в виде факела плоской, овальной или округлой формы попадает на охлаждаемую поверхность. Необходимая форма факела обеспечивается конструкцией форсунки и ее сопла. Струйное (водяное) охлаждение имеет ряд существенных технологических недостатков: величина теплоотдачи не всегда увеличивается пропорционально увеличению расхода воды; капли из водяной форсунки обычно достаточно крупные, что не способствует увеличению скорости парообразования и ограничивает эффективность охлаждения; в месте воздействия водяной струи с заготовкой происходит термический удар, который может привести к зональной ликвации или образованию трещин и т.д. Между тем, система струйного охлаждения является достаточно простой в конструкционном плане.

Водовоздушное охлаждение осуществляется частицами воды, которые распыляются воздухом. Распыление воды происходит в результате соударения двух потоков (водяного и воздушного) внутри смесителя форсунки. При

пересечении струй под определенными углами происходит их соударение, дробление струи воды и образование направленного водовоздушного факела, форма которого определяется конфигурацией сопла форсунки. Воздух при этом способе охлаждения играет двойную роль: он обеспечивает распыление воды и сообщает каплям необходимую высокую кинетическую энергию.

Основные технологические преимущества системы водовоздушного охлаждения заключаются в следующем:

- высокие скорости движения потоков непосредственно в отверстии форсунки, что существенно уменьшает вероятность его зарастания;

- высокая эффективность охлаждения, связанная с увеличенной площадью теплообмена между охладителем и заготовкой вследствие образования мелкодисперсных капель воды (размер капель 20-150 мкм) и их высокой кинетической энергией;
- более равномерное распределение охладителя по полю орошения (способствует устранению местного переохлаждения и повторного нагрева металла) и большая устойчивость геометрических размеров факела к изменению параметров охладителя;
- широкий диапазон изменения параметров подачи охлаждающей жидкости и воздуха, что дает возможность использовать один типоразмер форсунок для различных марок сталей и скоростей литья;
- однородность распыления воды вдоль поверхности широких граней слябов за счет использования нескольких форсунок по ширине (с перекрытием), что снижает вероятность локального переохлаждения (перегрева) поверхности слитка.

Несмотря на существенные преимущества водовоздушного охлаждения, струйная подача охладителя используется достаточно широко, и, повсеместно применяется под кристаллизатором, обеспечивая наряду с интенсивным охлаждением заготовки, теплоотвод от роликов поддерживающей системы (обеспечивая их надежную работу).

Вне зависимости от используемого метода охлаждения заготовки и конструкции применяемых форсунок, параметры вторичного охлаждения должны обеспечивать получение качественной заготовки. Качество непрерывнолитой заготовки во многом зависит от условий ее охлаждения в зоне вторичного охлаждения, поскольку развитие внутренних и поверхностных дефектов определяется величиной напряжений, возникающих в затвердевающей заготовке. Причинами возникновения термических напряжений в затвердевающей корочке является неравномерная скорость охлаждения по периметру заготовки, а также изменяющиеся условия охлаждения по длине вытягиваемого слитка.

Поэтому для ограничения развития трещин в литых заготовках вторичное охлаждение должно обеспечивать:

- равномерное распределение температуры на поверхности заготовки по периметру;
- плавное понижение температуры поверхности заготовки в направлении ее вытягивания;

обеспечение температуры поверхности заготовки на выходе из зоны вторичного охлаждения не менее 850-900 °С.

Добиться равномерности отвода тепла от поверхности заготовки очень трудно из-за отличающихся условий охлаждения заготовки на разных участках МНЛЗ. Между роликами выделяют несколько зон, отличающихся по механизму теплоотвода: зона орошения водой, натекания струи, участок контактного охлаждения роликом и зона свободной конвекции и излучения на воздухе. О расположении этих зон на поверхности слитка можно судить исходя из рисунка 41. Охлаждающая жидкость подается на поверхность при помощи форсунок установленных в зазоре между роликами. Наибольший теплоотвод осуществляется в зоне действия факела форсунки и на участке контактного охлаждения роликом. На других участках наблюдается повторный разогрев поверхности заготовки теплом из центральной части слитка.

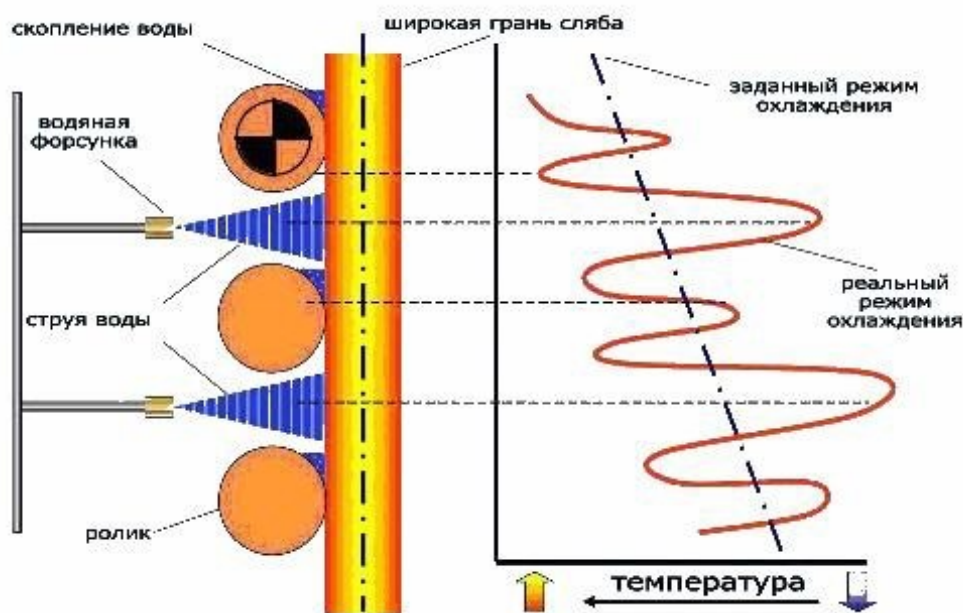


Рисунок 41 – Схема элемента зоны вторичного охлаждения

Равномерность температуры поверхности заготовки в поперечном сечении определяется распределением плотности орошения от группы форсунок, расположенных по периметру заготовки. Характер распределения потока жидкости от форсунки в

поперечном сечении определяется типом применяемой форсунки, расположением ее относительно охлаждаемой поверхности, углами раскрытия струи, давлением истекающей среды и ее физическими параметрами. Участок действия факела форсунки представляет собой поле орошения (пятно распыла). На рисунке 5.2 представлена схема раскрытия факела плоскофакельной форсунки с овальным полем орошения, где большая ось эллипса соответствует большому углу раскрытия струи и высоте расположения форсунки над плоскостью.

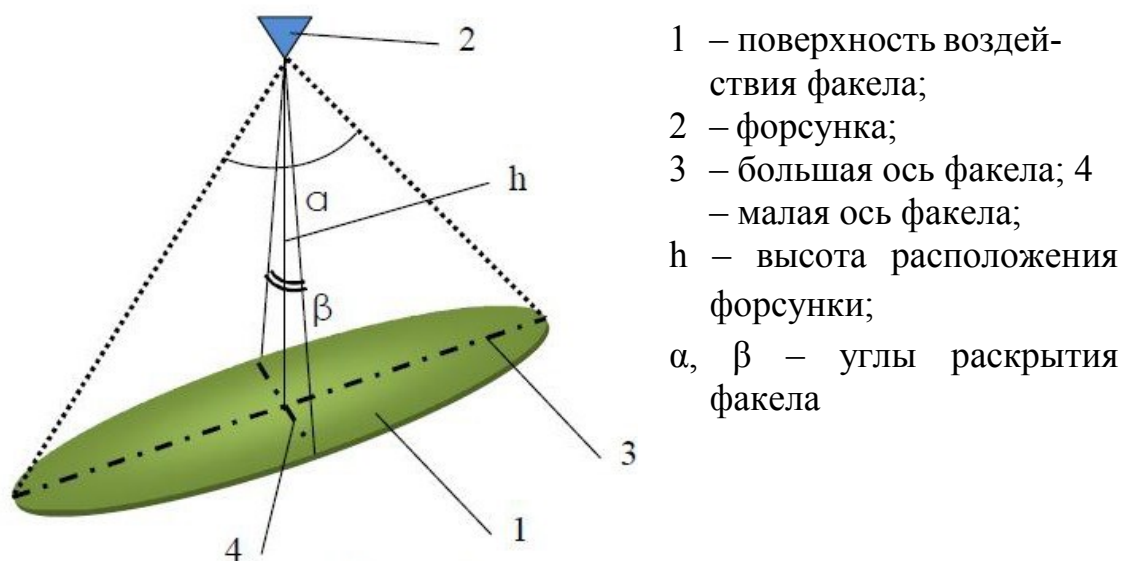


Рисунок 42 - Схема раскрытия факела плоскофакельной форсунки

На текущий момент не существует форсунок, обеспечивающих полностью равномерное охлаждение орошаемой поверхности. Как правило, применяемые в ЗВО форсунки характеризуются параболическим законом распределения охладителя. Распределение охладителя в плоскости орошения форсунки типа У90, применяемой в секциях ЗВО, полученное опытным путем, представлено на рисунке 43.

Учитывая неравномерное распределение охладителя по орошаемой поверхности от одной форсунки, при проектировании ЗВО необходимо следить за тем, чтобы зоны распыления отдельных форсунок соответствующим образом перекрывались для достижения как можно более равномерного распределения коэффициента теплопередачи. Таким образом, суммарная плотность орошения

поверхности заготовки в поперечном сечении зависит от взаимного расположения форсунок.

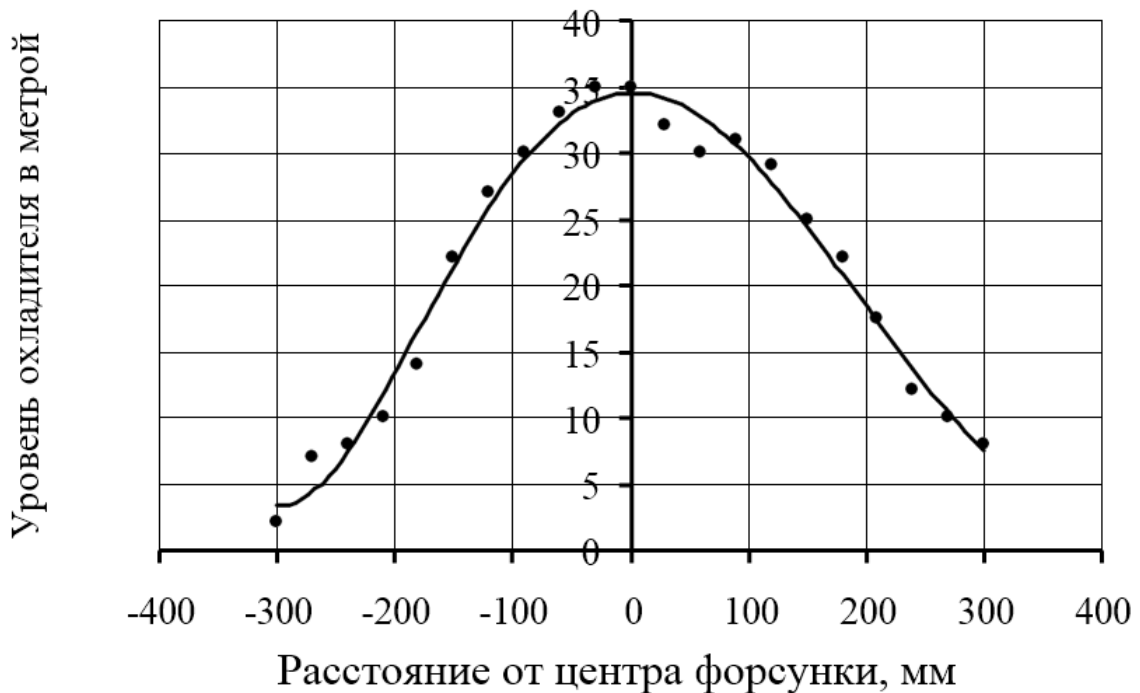


Рисунок 43 – Распределение охладителя в плоскости орошения форсунки типа У90 (по большой оси факела) при расходе воды – 0,7 м³/ч; расходе воздуха – 1,5 м³/ч; давление воздуха – 2 атм.

Так, для охлаждения широкой грани сляба на МНЛЗ между поддерживающими роликами в ЗВО установлено по 2 плоскофакельные форсунки типа У90 (с каждой стороны). При этом расстояние между ними составляет: в секциях №1-3 – 300 мм, в секциях №4-11 – 340 мм. На рисунке 5.4 представлено распределение охладителя по поверхности заготовки при различных расположениях форсунок относительно центра заготовки.

При расположении форсунок относительно центра заготовки на расстоянии 150 и 170 мм (см. рисунок 44), что соответствует фактическим конструктивным параметрам ЗВО, в ее центральной части наблюдается резкое увеличение плотности орошения в месте перекрытия факелов от форсунок, что может привести к локальному переохлаждению поверхности заготовки в центральной части.

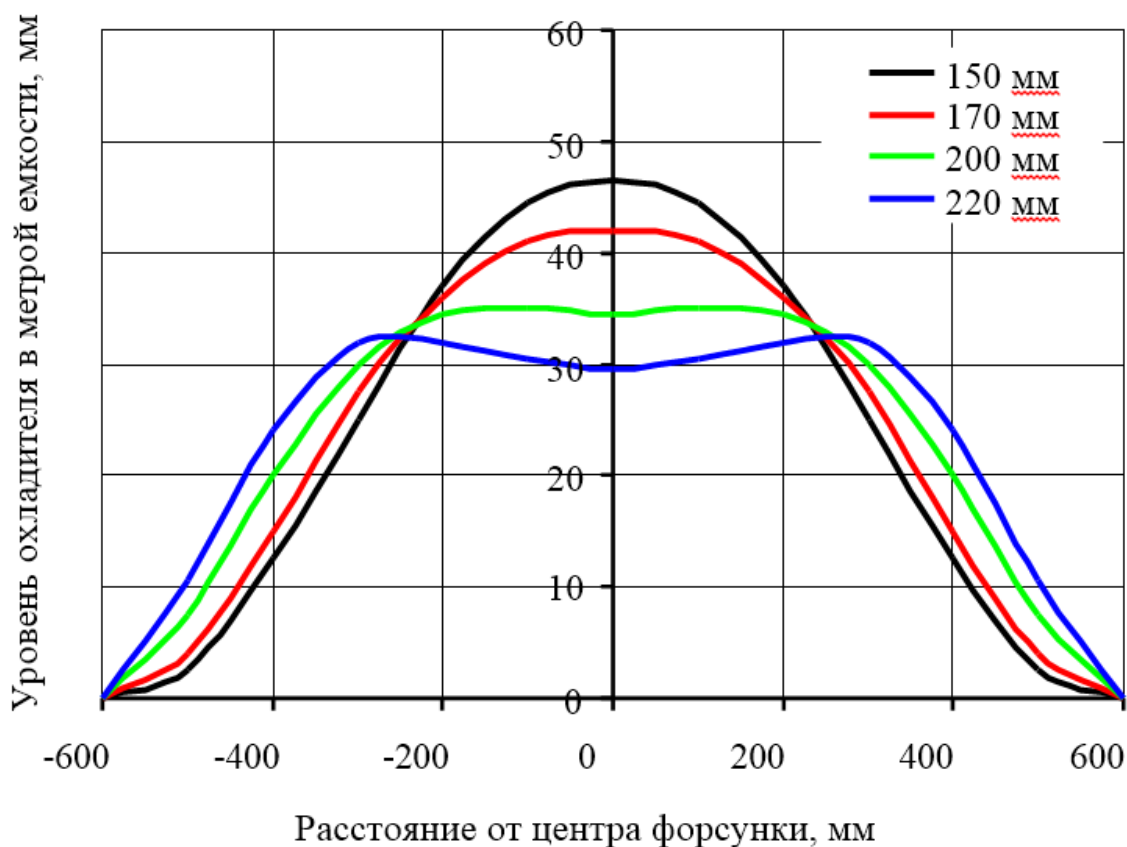


Рисунок 44 – Сравнительный анализ распределения объема охладителя по поверхности заготовки в сечениях №1-11 ЗВО при различном удалении форсунок от центральной оси движения заготовки (цифры у кривых).

Показанные на рисунке 44 закономерности распределения охладителя в сечениях ЗВО № 1-11 МНЛЗ подтверждаются экспериментальными данными измерений температуры поверхности заготовки. Так, при выходе сляба толщиной 270 мм (марка стали 09Г2С, скорость вытягивания 0,9 м/мин) из бункера ЗВО на поверхности заготовки со стороны малого радиуса наблюдается темная холодная сердцевина и две светлые горячие полосы на расстоянии $\sim 1/4$ от края слитка и далее более темные края (рисунок 45).

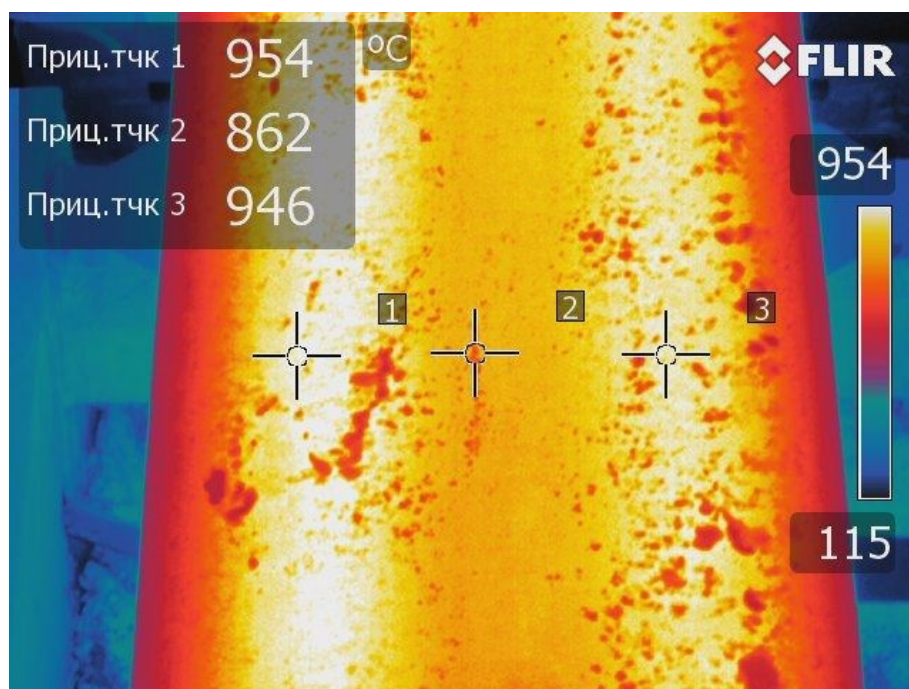


Рисунок 45 – Термограмма поверхности заготовки на выходе из бункера ЗВО.

Таким образом, неравномерность охлаждения заготовки как в поперечном, так и в продольном (относительно направления вытягивания) направлении, является причиной возникновения термических напряжений, способствующих возникновению внутренних и поверхностных дефектов в затвердевающей заготовке. Для получения качественной заготовки необходимо оптимизировать режим вторичного охлаждения, изменяя параметры подачи охладителя (расход, давление), конструкцию и взаимное расположение форсунок.

Зная распределение плотности орошения форсунки при различных параметрах охладителя, можно корректировать распределение охладителя по поверхности заготовки (в поперечном сечении) добиваясь равномерной температуры на поверхности заготовки по ее периметру. Регулирующими факторами при этом являются (при постоянных параметрах охладителя) высота и взаимное расположение форсунок. При существующей конструкции ЗВО такими регулирующими факторами является расход и давление

охладителя, а также конструкция форсунок, определяющие угол раскрытия струи и плотность орошения поверхности заготовки.

Методика выполнения работы

Важнейшим элементом, определяющим параметры кристаллизации слитка в зоне вторичного охлаждения, является форсунка (водяная или водовоздушная). Основными критериями при выборе форсунок являются:

- тип форсунки, исходя из производимого сортамента и конструкций машин (круглофакельные, плоскофакельные);
- устойчивость параметров форсунки (угол раскрытия факела, распределение охладителя по площади орошения, коэффициент теплоотдачи);
- диапазон регулирования расхода жидкой фазы.

Изучение параметров работы форсунок проводится на лабораторной установке, позволяющей определять расходные характеристики форсунок и плотность орошения охлаждаемой поверхности. Схема лабораторной установки приведена на рисунке 46.

Основными узлами лабораторной установки являются сборная емкость, устройство крепления и позиционирования смесительной камеры и форсунки, системы подвода энергоносителей, измерительные и регулирующие устройства.

Сборная емкость представляет собой герметичный короб со множеством перегородок, образующих 64 изолированных друг от друга емкости высотой 200 и сечением 100x100 мм. Сборная емкость предназначена для улавливания охладителя, подаваемого форсункой и позволяет оценить габаритные размеры поля орошения, угол раскрытия струи и плотность орошения (по уровню воды в мерных емкостях) по осям факела.

Устройство крепления и позиционирования смесительной камеры и форсунки предназначено для установки форсунки (или форсунки со смесителем) в заданное положение над орошаемой поверхностью (верхний срез сборной емкости).

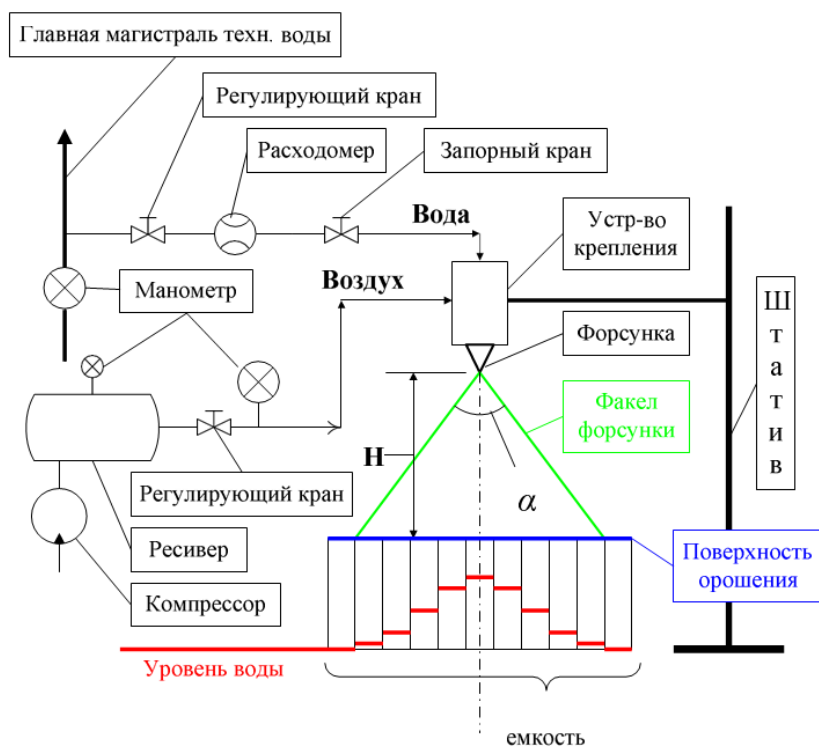


Рисунок 46 – Схема лабораторной установки (описание в тексте).

Работа предусматривает изучение параметров работы водяных (струйных) и водовоздушных форсунок, используемых в ЗВО МНЛЗ №1 и 2. Виды форсунок и условия их испытаний приведены в таблицах 5.2 и 5.3.

Таблица 2 – Характеристика опытных форсунок

Марка	Вид*1	Тип*2	Место установки		Производитель
			МНЛЗ	Секция ЗВО	
109У	П	С	№2	Подбой	Корад
УТ65	К	С		0	
158У/158Уг	П	С		1-11	
У90	П	ВВ		12-16	
У100	П	ВВ			
660.066.011.17	П	С	№1	Подбой (круг)	Lechler
460.406.30.СЕ	К	С		Сегмент 1 (круг)	
460.366.17.СЕ	К	С		Сегмент 2 (круг)	
148.496.30.39	П	ВВ		Подбой (блюм)	
1PM.021.17.07	К	ВВ		Сегмент 1-2 (блюм)	

*1 П – плоскофакельная; К – круглофакельная;
*2 С – струйная; ВВ – водовоздушная.

На лабораторном занятии студенты проводят исследование с одной-двумя форсунками в соответствии с заданным вариантом условий из таблицы 3. Испытания каждой форсунки следует производить при пяти значениях расхода воды из указанного в таблице 3 рабочего и опытного диапазона:

- первый и второй замер – при минимальных опытном и рабочем расходах;
- третий замер – при среднем рабочем расходе;
- четвертый и пятый замер – при максимальных рабочем и опытном расходах.

Таблица 3 – Условия проведения опытов

Марка	Высота расположения, мм	Параметры энергоносителей			
		Вода			Воздух
		Давление, атм*1	Расход, л/мин		Давление, атм*2
Рабочий	Опытный				
МНЛЗ №2					
109У	250	2-4	10,4-14,6	4,2-18	–
УТ65			4,0-6,2	2,6-7,0	–
158У/158Уг			6,2-9,3	4,3-11,0	–
У90			1,6-3,0	1,0-4,0	2-3
У100			0,4-1,0	0,4-2,7	
МНЛЗ №1					
660.066.011.17	300*3	2-4	0,8-1,3	0,5-2,4	–
460.406.30.СЕ			0,75-1,35	0,5-2,5	–
460.366.17.СЕ			0,75-1,0	0,5-1,6	–
148.496.30.39			0,8-1,8	0,4-2,2	2-3
1PM.021.17.07			0,8-1,6	0,3-2,4	
*1 Фиксируется по данным манометра, установленного на центральной магистрали;					
*2 Поддерживается на заданном уровне регулирующим краном;					
*3 Фактические расстояния 95-130 мм.					

Перед началом проведения активного эксперимента проводятся подготовительные операции:

- установка опытной форсунки на заданном расстоянии от орошаемой поверхности (Н, см. рисунок 5.6) при помощи устрой-

ства крепления и штатива (в случае использования водовоздушных форсунок перед установкой необходимо провести сборку форсунки и смесителя);

- позиционирование форсунки относительно сборной емкости строго по центру (вертикальная ось форсунки должна находиться по центру центральной мерной камеры сборной емкости);
- настройка расхода воды с помощью регулирующего крана на заданный уровень (при постоянном давлении в магистрали);
- закачка в ресивер воздуха до давления 10 атм (при изучении работы водовоздушной форсунки);
- подключение энергоносителей к форсунке: вода для струйной форсунки и вода с воздухом для водовоздушной (в последнем случае подключение производится через смеситель, входящий в комплект водовоздушной форсунки).

После завершения подготовки установки к работе приступают к выполнению исследования. Исследование параметров работы форсунки проводится в следующей последовательности:

- при исследовании водяной (струйной) форсунки производится подача воды (с установленным ранее расходом) в форсунку с помощью запорного крана (см. рисунок 6) в течение 2-3 минут, после чего измеряется уровень воды в каждой мерной камере сборной емкости (при помощи линейки);
- при исследовании водовоздушной форсунки, одновременно с подачей воды (с установленным ранее расходом), включается подача воздуха, давление которого регулируется краном (регулирующий кран на рисунке 4б) в соответствии с заданием (по манометру). Длительность опыта определяется возможностью поддержания заданного давления воздуха, которое зависит от уровня заданного давления и емкости ресивера. Подача воды прекращается, когда давление воздуха падает ниже заданного уровня, после чего измеряется уровень воды в каждой мерной камере сборной емкости (при помощи линейки).

Результаты измерений по каждой исследуемой форсунке при каждом расходе охладителя фиксируются в таблице, форма которой представлена в таблице 4.

По данным измерений для каждой изученной форсунки строятся конфигурации поля орошения (по примеру, представленному на рисунке 5.7) и графики распределения охладителя по поверхности орошения (по примеру, представленному на рисунке 5.3) при различных расходах охладителя (допускается изображение опытных данных на одном рисунке по каждой форсунке при различных расходах воды). Графики распределения охладителя для круглофакельной форсунки строятся по любой оси факела, проходящей через центр.

Таблица 4 – Результаты замеров уровня охладителя в поле орошения

Марка форсунки -							
Расход воды, л/мин -							
Угол раскрытия факела форсунки по большой оси факела, град. - *							
Угол раскрытия факела форсунки по малой оси факела, град. - *							
Уровень охладителя в мерных камерах сборной емкости, мм							
* угол раскрытия факела (см. рисунок 42) определяется с использованием основ тригонометрии.							

Для плоскофакельной форсунки аналогичные графики строятся по большой оси факела (см. рисунок 47).

Делаются выводы по влиянию расхода воды, вида форсунки и способа распыления (типа форсунки) на распределение охладителя по поверхности орошения и равномерность теплоотвода от поверхности непрерывнолитого слитка в зоне вторичного охлаждения.

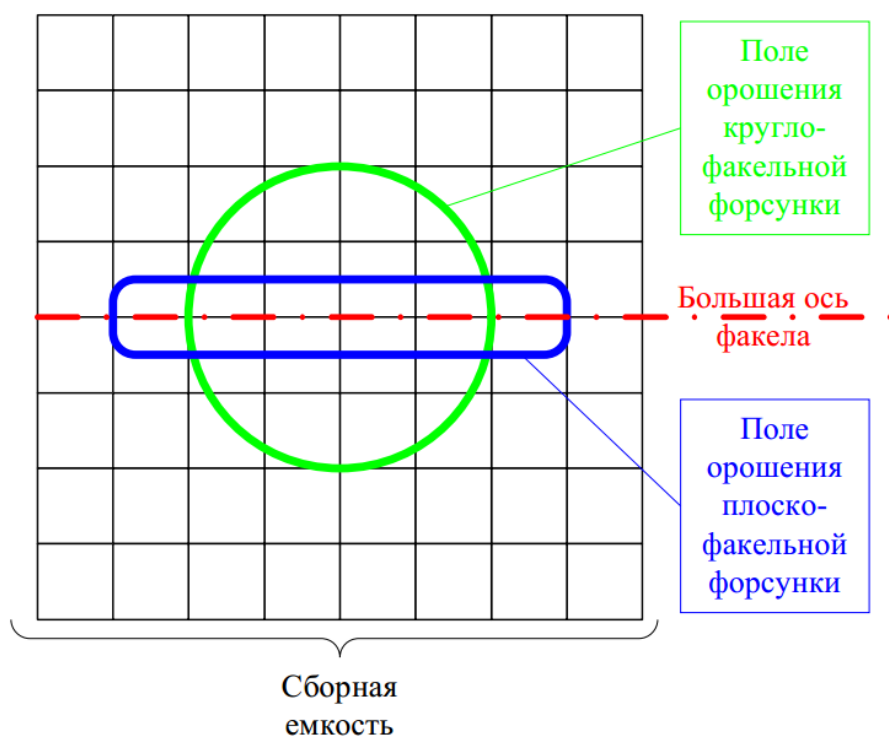


Рисунок 47 – Конфигурация поля орошения (пятно распыления) форсунки

Контрольные вопросы

- 1 Виды дефектов непрерывнолитой заготовки и основные причины их образования.
- 2 Требования к организации тепловых условий охлаждения непрерывнолитой заготовки в ЗВО.
- 3 Конструктивные элементы ЗВО современных МНЛЗ.
- 4 Условия охлаждения заготовки на разных участках МНЛЗ: особенности, механизмы и равномерность теплоотвода.
- 5 Характерное распределение охладителя по поверхности орошения при использовании современных форсунок.
- 6 Параметры форсунок ЗВО и их влияние на конструкцию ЗВО, условия теплоотвода и качество непрерывнолитой заготовки.
- 7 Влияние параметров охладителя на распределение плотности орошения форсунки и устойчивость ее характеристик.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каблуковский А.Ф. Производство электростали и ферросплавов. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. – 511 с.
2. Соколов А.М. Скоростная плавка стали в дуговых электропечах. – М.: «Машгиз», 1963. -273 с.
3. Семин А.Е., Кочетов А.И., Косырев К.Л. Выплавка стали в открытых дуговых печах. Уч. пособие. – М.: МИСиС, 1997. – 32 с.
4. Айзатулов Р.С. Харлашин П.С., Протопопов Е.В., Назюта Л.Ю. Теоретические основы сталеплавильных процессов. – М.: МИСиС, 2004. -320 с.
5. Эллиот Д.Ф., Глейзер М., Рамакришна В. Термохимия сталеплавильных процессов. М.: «Металлургия», 1969. – 252 с.
6. Белова Т.Г., Афанасьев М.И., Никольский В.С. Metallургия стали. Лаб. практикум. – Электросталь, ЭПИ МИСиС, 2006. - 126 с.
7. Мастрюков Б.С. Расчеты металлургических печей. – М.: Metallургия, 1986. -376 с.
8. Авдеев В.А., Друян В.М., Кудрин Б.И. Основы проектирования металлургических заводов. Справочник. – М.: Интернет Инжиниринг, 2002. -464 с.
9. Сталь на рубеже столетий/ Колл. авторов, ред. Карабасов Ю.С. – М.МИСиС, 2001. – 664 с.
10. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 768 с.
11. Шмарихин В.К. Учебное пособие по экономическим и организационным вопросам в дипломном проектировании для студентов специальностей 12.04. – М.: МИСиС, 1988. – 116 с.
12. Самарин А.М. Электрометаллургия. – М.: ГНТЧМ, 1943. – 516 с.
13. Шерашевский И.А. Конструирование промышленных зданий и сооружений. – Л.: Стройиздат, 1976. – 152 с.
14. Новик Л.М. Внепечная вакуумная металлургия стали. М.: – Наука, 1986. -192 с.

15. Поволоцкий Д.Я., Гудим Ю.А. Выплавка легированной стали в дуговых печах. – М.: Metallurgy, 1987. – 138 с.
16. Зальцман Э.С. Изложницы для легированных сталей. – Электросталь: ЭПИ МИСиС, 2004. – 208 с.
17. Соколов Г.А. Внепечное рафинирование стали. – М.: Metallurgy, 1977. -208 с.
18. Кудрин В.А. Metallurgy стали. – М.: Metallurgy, 1989. - 560 с.
19. Черепанов К.А., Черныш Г.И. и др. Утилизация вторичных материальных ресурсов в черной металлургии. – М.: Metallurgy, 1994. – 224 с.
20. Арутюнов В.А., Егоров А.В., Стомахин А.Я. Дожигание горючих компонентов в рабочих камерах промышленных печей. Известие ВУЗОВ. Ч.М. – 2003. № 3, 46 – 55 с.
21. Поволоцкий Д.Я. Кудрин В.А. Вишкарев А.Ф. Внепечная обработка стали. – М.: «МИСиС», 1995. – 256 с.
22. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. – М.: «Мир», 2003. – 528 с., ил.
23. Зайцев Н.Л. Экономика организации. – М.: «Экзамен», 2004. – 624 с.
24. Физико – химические расчеты электросталеплавильных процессов: Сб. задач с решениями / В.А. Григорян, А.Я. Стомахин, Ю.И. Уточкин и др. – М.: МИСиС, 2007. – 318 с.
25. Звонарев В.П., Щербаков С.И. и др. Глубокое восстановление хрома из шлаков в ДСП при производстве коррозионно-стойких сталей. Сталь. – 2007 – № 6, -30.
26. Кузьмин М.Г. Чередниченко В.С. Отечественный агрегат ковше-печь для внепечной обработки стали. – Сталь, 2006. – № 6, – .38 с.
27. Балландино В. Джордж К. Комплексная обработка стали в ковше-печи: практический подход. – Сталь, 2007. – № 11, – 52 с.