

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ПРОФЕССИОНАЛЬНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ИРКУТСКОЙ ОБЛАСТИ
«ЧЕРЕМХОВСКИЙ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЙ КОЛЛЕДЖ
ИМ. М.И. ЩАДОВА»**

РАССМОТРЕНО

на заседании ЦК

«Горных дисциплин»

Протокол №6

«04» февраля 2025 г.

Председатель: Н.А. Жук

Утверждаю:

Зам. директора

О.В. Папанова

«26» мая 2025 г.

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

по практическим занятиям студентов

учебной дисциплины

***ПМ.01 Ведение технологических процессов обогащения полезных ископаемых
согласно заданным параметрам***

21.02.18 Обогащение полезных ископаемых

Разработал
Самородова Т.В.

2025 г.

СОДЕРЖАНИЕ

	СТР
1. ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА	3
2. ПЕРЕЧЕНЬ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ	11
3. СОДЕРЖАНИЕ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ	15
4. ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ	251
ЛИСТ ИЗМЕНЕНИЙ И ДОПОЛНЕНИЙ, ВНЕСЕННЫХ В МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ	254

1. ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

Методические указания по практическим занятиям по **ПМ 01 Ведение технологических процессов обогащения полезных ископаемых согласно заданным параметрам** составлены в соответствии с учебным планом и рабочей программы по специальности **21.02.18 Обогащение полезных ископаемых**.

Цель проведения практических занятий: формирование практических умений, необходимых в последующей профессиональной и учебной деятельности.

Методические указания являются частью учебно-методического комплекса по **ПМ 01 Ведение технологических процессов обогащения полезных ископаемых согласно заданным параметрам** и содержат задания, указания, теоретический минимум, формулы, необходимые для решения практических занятий. Перед выполнением практических занятий каждый студент обязан показать свою готовность к выполнению занятия: пройти тестирование, ответить на вопросы. По окончании занятия студент оформляет отчет, защищает работу.

В результате выполнения полного объема заданий практических занятий обучающийся должен получить:

навыки:

изучения технологических схем производственных процессов обогатительной фабрики;

организации ведения технологического процесса;

обеспечения соблюдения параметров и осуществления контроля за соблюдением технологических режимов процессов обогащения полезных ископаемых;

проведения анализа нарушения требований безопасности и правил безопасности.

участия в монтаже, регулировке, наладке технического обслуживания эксплуатируемого оборудования;

выявления и устранения причин, которые могут привести к аварийным режимам работы обогатительного оборудования.

контроля соблюдения правил эксплуатации транспортного оборудования в заданном технологическом режиме, правил эксплуатации бункерных, приемных и погрузочных устройств, складов и отвалов;

участия в ремонте и обслуживании транспортного оборудования.

соблюдения правил эксплуатации насосных и компрессорных станций, монтажа и эксплуатации водопроводных сетей;

принятия оперативных решений при нарушении параметров работы автоматических систем;

соблюдения оптимального режима технологического процесса, работы отдельных машин и комплексов оборудования;

контроля заземляющих устройств;

выявления причин срабатывания систем автоматической защиты.

заполнения журналов "приема-сдачи" смены, "Проведения инструктажей охраны труда";

оформления наряда и заполнения книги выдачи нарядов, "наряд-допусков на работы повышенной опасности".

определения мест отбора проб в зависимости от применяемой технологической схемы и требований, предъявляемых потребителем.

Умения:

пользоваться безопасными приемами производства работ;

использовать прикладное программное обеспечение и информационные ресурсы в области обогащения полезных ископаемых;

осуществлять контроль соблюдения параметров и режимов технологических процессов обогащения;

читать режимные карты технологического процесса;

применять техническую терминологию;

выполнять технологические схемы с использованием прикладных программ;

выделять из технологической схемы обогащения, составляющие её технологические процессы;

читать типовые технологические схемы обогащения и производить их расчёт по заданным технологическим параметрам

производить расчет и выбор подготовительного, основного и вспомогательного оборудования для осуществления технологических процессов обогащения полезных ископаемых;

соблюдать технологические параметры работы обогатительного оборудования в соответствии с паспортными характеристиками.

производить выбор и расчёт транспортного оборудования для осуществления технологических процессов обогащения полезных ископаемых; ленточных, скребковых, пластинчатых конвейеров, обезвоживающих элеваторов;

производить расчёт бункерных, приёмных, погрузочных устройств, складов и отвалов.

рассчитывать элементы водопроводных сетей;

выбирать и рассчитывать насосные станции;

выбирать и рассчитывать компрессорные станции;

читать схемы электроснабжения стационарных электроустановок обслуживаемого участка;

выявлять основные неисправности обслуживаемого электрооборудования.

читать структурные схемы систем автоматического управления, защиты, сигнализации, регулирования и контроля технологических процессов;

составлять схемы отбора проб.

обрабатывать пробу для анализа;

выполнять анализы на определение показателей качества исходного сырья и продуктов обогащения.

Знания:

техническая терминология;
понятие о технологической дисциплине;
классификация технологических схем обогатительных процессов;
назначение и сущность процессов подготовки полезных ископаемых к дальнейшему обогащению: дробления, грохочения, измельчения;
основные технологические параметры и типовые технологические схемы подготовительных процессов;
основные технологические процессы:
промывка, гравитационные методы, флотация, магнитная и электрическая сепарация;
физико-химические основы процессов;
основные технологические параметры и типовые технологические схемы основных процессов;
назначение основных процессов обогащения полезных ископаемых;
специальные методы обогащения, назначение, технологические параметры и схемы;
сущность операций обезвоживания и пылеулавливания;
сушку, технологию процесса, контрольно-измерительные приборы сушильных установок;
очистку сточных вод, схемы очистки;
современные технологии обогащения:
пневматическое обогащение;
требования охраны труда и правила безопасности при ведении технологических процессов, технические характеристики оборудования (основные и вспомогательные);
организацию обеспечения безопасного технологического процесса обогащения;
прикладное программное обеспечение и информационные ресурсы в области обогащения полезных ископаемых.
устройство, принцип действия обогатительного оборудования;
область применения оборудования;
технические характеристики применяемого оборудования;
правила эксплуатации подготовительного, основного обогатительного и вспомогательного оборудования для обогащения полезных ископаемых;
устройство и принцип действия систем автоматических защит и блокировок обогатительного оборудования.
виды, классификацию транспортных средств обогатительных фабрик;
виды и средства внутрифабричного транспорта;
транспортные установки непрерывного действия, конструкции, правила их эксплуатации;
виды и средства внешнего транспорта, элементы конструкций, правила их эксплуатации;
назначение, типы, конструкцию, правила эксплуатации бункерных, приемных и погрузочных устройств, складов и отвалов;

системы автоматизации и элементы автоматических устройств транспортного оборудования;
основные виды, назначение, элементы грузоподъемных машин, ремонт и смазку машин и оборудования, правила эксплуатации;
техника безопасности при эксплуатации транспортного и складского оборудования обогатительных фабрик.
водоснабжение обогатительных фабрик:
источники, схемы, системы;
схемы водопроводных сетей, элементы, расчет;
систему канализации и очистки сточных вод;
хвостовое хозяйство обогатительных фабрик;
оборотное водоснабжение фабрик;
 типовые схемы электроснабжения стационарных электроустановок;
устройство, принцип действия электрооборудования стационарных электроустановок;
 типовые схемы ручного и дистанционного управления и системы автоматизированного управления процессами обогащения.
методы, средства и устройство автоматического контроля;
аппаратура и система централизованного диспетчерского управления и контроля;
виды технической и технологической документации;
формы документов;
порядок и требования к оформлению документации в соответствии с установленными правилами.
цели и задачи опробования;
виды проб;
требования, предъявляемые к пробам;
методы отбора и обработки проб;
приборы, реактивы для определения показателей качества полезных ископаемых;
методические стандарты (ГОСТы) определения показателей качества полезного ископаемого.

Вариативная часть

навыки:

- изучения технологических схем производственных процессов обогащения угля;
- осуществления контроля технологических режимов процессов обогащения угля;
- отбор проб угля в зависимости от применяемой технологической схемы и требований, предъявляемых потребителем;

уметь:

- Определять гранулометрический состав углей (задачи)
- Определять содержание ценного компонента в руде
- Вести обработку пластовых и эксплуатационных проб

- Определять усреднение на складах
- Производить расчет параметров оборудования для отбора проб
- Контролировать качество добываемых углей
- Вести обработку товарных проб
- Контролировать технологические процессы обогащения
- Вести количественный контроль
- Производить обработку качества полезного ископаемого согласно стандартизации
- Определять по кривым обогатимости выход и зольность заданного класса
- Составлять теоретический баланс продуктов обогащения
- Строить кривые Тромпа по результатам фракционного анализа
- Определять показатели качества углей
- Определять структуру технологических схем
- Рассчитывать водно-шламовые схемы.
- Вести расчет технологической схемы на основании составления баланса ценного компонента в процессах и операциях
- Вести расчет качественно-количественной схемы по методике К.А. Разумова
- Определять структуру схем и режимы обогащения сульфидных руд
- Вести расчет качественно-количественной схемы обогащения магнетитовой руды
- Вести расчет качественно-количественной схемы обогащения алмазосодержащей руды
- Выбирать качественные показатели процесса обогащения
- Определять минимально допустимое содержание полезного компонента в руде
- Определять производительность и режим работы фабрики и отдельных цехов
- Проводить анализ характеристики сырьевой базы ископаемых углей
- Производить технологическую оценку углей
- Проектировать элементы самотечного транспорта в технологической схеме
- Проектировать цеха основного производства (выполнение чертежа по требованиям ЕСКД)

знать:

- Классификацию углей
- Основные характеристики вещественного состава полезных ископаемых
- Технологические свойства минералов
- Технологические процессы добычи, переработки и обогащения полезных ископаемых

- Влияние вещественного состава полезных ископаемых на показатели обогащения
- Последовательность выделения классов при грохочении
- Назначение и классификация флотационных реагентов
- Комплексность использования сырья в процессах его добычи и обогащения
- Охрана окружающей среды
- Технологические требования к качеству полезных ископаемых, поступающих на обогащение
- Усреднение полезных ископаемых и продуктов их обогащения
- Отбор проб от движущихся потоков
- Технологическую оценку полезных ископаемых
- Оценку эффективности разделительных процессов обогащения
- Основные направления совершенствования технологии добычи и обогащения углей
- Комбинированные схемы переработки бурых углей
- Особенности компоновки оборудования

Правила выполнения практических занятий

Выполняя практические занятия, студент должен:

- подготовиться к выполнению задания. Для этого необходимо выполнить весь объем домашней работы, в части изучения теоретических положений учебного материала;
- знать, что перед выполнением занятия будут проведены выборочные проверки готовности студентов к выполнению практического занятия через решение тестов, лабиринтов;
- знать, что после выполнения практического занятия, студенты должны будут представить отчет о проделанной работе;
- знать, что по результатам каждого занятия будут подведены итоги, проведено обсуждение полученных результатов и сделаны выводы.

В процессе подготовки к решению заданий студенту необходимо:

- Произвести анализ учебной литературы, предлагаемой преподавателем по конкретной теме занятия;
- произвести анализ Интернет источников по предложенным преподавателем Интернет сайтам;
- подготовить вопросы к преподавателю по изученной теме;
- самостоятельно осуществлять поиск необходимой информации по теме учебной дисциплины.

В процессе изучения учебной дисциплины на учебном занятии в учебной группе студенту целесообразно:

- конспектировать предлагаемый преподавателем теоретический и иллюстративный практический материал;
- активно участвовать в решении учебных задач, поставленных преподавателем перед учебной группой с использованием

калькуляторов и других технических средств, необходимых для решения поставленной задачи;

- быть готовым ответить на поставленный преподавателем вопрос;
- быть готовым задавать вопросы и самостоятельно предлагать решения по поставленным задачам и ситуациям.

В процессе закрепления учебного материала студенту необходимо:

- ознакомиться с имеющимися нормативными документами, в науке и практике

теориями, положениями, законами, методами и методиками, относящимися к теме учебного занятия;

- выполнить внеаудиторные задания (аналогичные) самостоятельно вне учебной аудитории;
- в случае возникновения проблем с решением задачи постараться найти ответ на вопрос в учебной литературе или Интернет-ресурсах и при невозможности поиска информации подготовить вопросы к преподавателю.

Совокупность предлагаемых рекомендаций позволит студенту успешно справиться при решении практических занятий.

Студенты, отсутствовавшие на практическом занятии в отведенное расписанием время, обязаны отработать его (в домашних условиях) и представить выполненное задание на проверку.

Требования к рабочему месту: Практические занятия проводятся в учебной аудитории. В аудитории находятся все студенты группы. Во время выполнения практического занятия студенты рассаживаются по двое (по одному, в минигруппах) за учебное место. В наличии у каждого должны быть следующие предметы труда:

- тетрадь для практических работ;
- канцелярские принадлежности (ручка, линейка, микрокалькулятор);
- методическое обеспечение.

На первом занятии проводится инструктаж по технике безопасности, студенты расписываются в специальном журнале учета проведенных инструктажей.

Оценка выполнения заданий практических занятий

Оценка «отлично» ставится, если студент выполнил практическое занятие в полном объеме с соблюдением необходимой последовательности действий; в ответе правильно и аккуратно выполняет все записи, таблицы, вычисления; правильно выполняет анализ ошибок.

Оценка «хорошо» ставится, если студент выполнил требования к оценке "5", но допущены 2-3 незначительных недочета.

Оценка «удовлетворительно» ставится, если студент выполнил практическое занятие не полностью, но объем выполненной части таков, что позволяет получить правильные результаты и выводы; в ходе проведения занятия были допущены ошибки.

Оценка «неудовлетворительно» ставится, если студент выполнил практическое занятие не полностью или объем выполненной части не позволяет сделать правильных выводов.

В соответствии с учебным планом и рабочей программы ПМ 01 **Ведение технологических процессов обогащения полезных ископаемых согласно заданным параметрам на практические (лабораторные) занятия отводится 220 часов**

2. ПЕРЕЧЕНЬ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

МДК 01. 01 Основы обогащения полезных ископаемых

№ п/п	Тема практических занятий	Количество часов
1.	Практическое занятие №1-2 Выделение из технологической схемы обогащения, составляющие ее технологические процессы. Чтение технологических схем обогащения.	4 часа
2.	Практическое занятие №3-4 Выполнение технологических схем	4 часа
3.	Практическое занятие №5-6 Решение задач на определение технологических показателей с применением технической терминологии	4 часа
4.	Практическое занятие №7-8 Определение гранулометрического состава углей	4 часа
5.	Практическое занятие №9-10 Решение задач Основы грохочения	4 часа
6.	Практическое занятие №11-12 Решение задач Оборудование для грохочения	4 часа
7.	Практическое занятие №13-14 Решение задач Основы процесса дробления	4 часа
8.	Практическое занятие №15 Составление типовых технологических схем дробления	2 часа
9.	Практическое занятие №16-17 Решение задач Оборудование для дробления	4 часа
10.	Практическое занятие №18 Составление типовых технологических схем для дробления	2 часа
11.	Практическое занятие №19 Составление типовых технологических схем для измельчения	2 часа
12.	Практическое занятие №20-21 Составление типовых технологических схем подготовительных операций обогащения	4 часа
13.	Практическое занятие №22 Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы грохотов	2 часа
14.	Практическое занятие №23 Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы щековых дробилок.	2 часа
15.	Практическое занятие №24 Выявление и устранение причин, неисправностей конусных дробилок	2 часа
16.	Практическое занятие №25 Расчет параметров дробилок	2 часа
17.	Практическое занятие №26 Выявление и устранение	2 часа

	причин, которые могут привести к аварийным режимам работы молотковых дробилок.	
18.	Практическое занятие №27-28 Решение задач Фракционный анализ и обогатимость углей	4 часа
19.	Практическое занятие №29-30 Решение задач Основы процесса обогащения в тяжелых средах.	4 часа
20.	Практическое занятие №31 Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы тяжелосредних установок.	2 часа
21.	Практическое занятие №32-33 Решение задач Оборудование для обогащения в тяжелых суспензиях	4 часа
22.	Практическое занятие №34 Чтение режимной карты тяжелосреднего сепаратора.	2 часа
23.	Практическое занятие №35 Организация обеспечения безопасного технологического процесса обогащения в тяжелых средах	2 часа
24.	Практическое занятие №36 Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы отсадочных машин	2 часа
25.	Практическое занятие №37-38 Решение задач Основы процесса отсадки. Оборудование для отсадки	4 часа
26.	Практическое занятие №39 Чтение режимной карты отсадочной машины и осуществление регулировки ее работы.	2 часа
27.	Практическое занятие №40 Организация обеспечения безопасного технологического процесса обогащения в отсадочных машинах.	2 часа
28.	Практическое занятие №41 Решение задач Основы процесса концентрации на столах	2 часа
29.	Практическое занятие №42 Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы концентрационных столов.	2 часа
30.	Практическое занятие №43-44 Решение задач Оборудование для противоточного гравитационного обогащения	4 часа
31.	Практическое занятие №45 Решение задач Основы процесса пневматического обогащения	2 часа
32.	Практическое занятие №46-47 Составление технологических схем обогащения.	4 часа
33.	Практическое занятие №48-49 Построение кривых обогатимости	4 часа
34.	Практическое занятие №50-51 Решение задач Эффективность гравитационного обогащения	4 часа
35.	Практическое занятие №52-53 Построение кривых флотуемости	3 часа
36.	Практическое занятие №54 Решение задач Оборудование для флотации	2 часа
37.	Практическое занятие №55 Решение задач Основы процесса. Оборудование для сгущения	2 часа
Итого		109 часов

МДК 01.02.Технологический процесс обогащения полезных ископаемых

№ п/п	Тема практических занятий	Количество часов
1.	Практическое занятие №1 Решение задач на определение ценного компонента в руде	2 часа
2.	Практическое занятие №2 Решение задач Пластовые и эксплуатационные пробы	2 часа
3.	Практическое занятие №3 Изучение принципа усреднения на складах	2 часа
4.	Практическое занятие №4 Решение задач Отбор проб	2 часа
5.	Практическое занятие №5 Решение задач Расчет норм показателей качества продуктов на углеобогащительных фабриках	2 часа
6.	Практическое занятие №6 Составление схемы отбора проб.	2 часа
7.	Практическое занятие №7 Обработка проб для анализа.	2 часа
8.	Практическое занятие №8 Выполнение анализов на определение показателей качества исходного сырья и продуктов обогащения	2 часа
9.	Практическое занятие №9 Чтение режимных карт технологического процесса	2 часа
10.	Практическое занятие №10 Решение задач Определение эффективности работы обогатительного оборудования	2 часа
11.	Практическое занятие №11 Чтение типовых технологических схем обогащения	2 часа
12.	Практическое занятие №12 Решение задач Отбор товарных проб	2 часа
13.	Практическое занятие №13 Решение задач Определение по кривым обогатимости выхода и зольности заданного класса	2 часа
14.	Практическое занятие №14 Решение задач теоретический баланс	2 часа
15.	Практическая работа № 15 Построение кривых Тромпа по результатам фракционного анализа	2 часа
16.	Практическое занятие №16 Производство расчета типовой схемы дробления.	2 часа
17.	Практическое занятие №17 Производство расчета типовой схемы измельчения.	2 часа
18.	Практическое занятие №18 Показатели качества углей	2 часа
19.	Практическое занятие №19 Структура технологических схем	2 часа
20.	Практическое занятие №20 Производство расчета типовой схемы обогащения углей	2 часа
21.	Практическое занятие №21 Расчет водно-шламовой схемы. Баланс водопотребления и водоотведения	2 часа
22.	Практическое занятие №22 Производство расчета типовой водно-шламовой схемы обогащения углей.	2 часа

23.	Практическое занятие №23 Пример расчета технологической схемы на основании составления баланса ценного компонента в процессах и операциях	2 часа
24.	Практическая работа №24 Расчет качественно-количественной схемы по методике К.А. Разумова	2 часа
25.	Практическое занятие №25 Производство расчета и выбора подготовительного оборудования для организации ведения технологического процесса грохочения	2 часа
26.	Практическое занятие №26 Производство расчета и выбора подготовительного оборудования для организации ведения технологического процесса дробления	2 часа
27.	Практическое занятие №27 Выбор и расчет оборудования для классификации	2 часа
28.	Практическое занятие №28 Производство расчета и выбора основного оборудования для организации ведения технологического процесса обогащения углей	2 часа
29.	Практическое занятие №29 Производство расчета и выбора основного оборудования для организации ведения технологического процесса обогащения углей	2 часа
30.	Практическое занятие №30 Производство расчета и выбора вспомогательного оборудования для организации ведения технологического процесса обогащения	2 часа
31.	Практическое занятие №31 Составление схемы оборудования	2 часа
32.	Практическое занятие №32 Выбор качественных показателей процесса обогащения	2 часа
Итого		64 часа

МДК 01. 03Механизация основных и вспомогательных процессов обогатительной фабрики

№ п/п	Тема практических занятий	Количество часов
1.	Практическое занятие №1 Технологический расчет радиального сгустителя	2 часа
2.	Практическое занятие №2 Расчет водно-шламовых схем	2 часа
3.	Практическое занятие №3 Расчет наружных водопроводных сетей.	2 часа
4.	Практическое занятие №4 Расчет внутренних водопроводных сетей.	2 часа
5.	Практическое занятие №5 Расчет трубопроводов.	2 часа
6.	Практическое занятие №6 Расчет канализационных сетей	2 часа
7.	Практическое занятие №7 Составление схем обратного водоснабжения обогатительных фабрик	2 часа

8.	Практическое занятие №8 Основы расчета бункеров	2 часа
9.	Практическое занятие №9 Основы расчета питателей	2 часа
10.	Практическое занятие №10 Расчет складов	2 часа
11.	Практическое занятие №11 Выбор и расчет центробежных насосов	2 часа
12.	Практическое занятие №12 Выбор и расчет поршневых насосов	2 часа
13.	Практическое занятие №13 Расчет ленточных конвейеров для осуществления технологических процессов обогащения.	2 часа
14.	Практическое занятие №14 Выбор и расчет пластинчатых конвейеров для осуществления технологических процессов обогащения	2 часа
15.	Практическое занятие №15 Расчет скребковых конвейеров для осуществления технологических процессов обогащения	2 часа
Итого:		30 часа

МДК. 01.04. Электроснабжение и автоматизация процесса обогащения

№ п/п	Тема практических занятий	Количество часов
1.	Практическое занятие №1 Чтение схем усилителей, стабилизаторов напряжения и датчиков.	2 часа
2.	Практическое занятие №2 Чтение схем реле различных конструкций.	2 часа
3.	Практическое занятие №3 Чтение структурной схемы автоматического управления процессом дробления.	2 часа
4.	Практическое занятие №4 Чтение структурной схемы автоматического управления процессом сушки.	2 часа
5.	Практическое занятие №5 Чтение структурной схемы автоматического управления процессом погрузки продуктов обогащения.	2 часа
6.	Практическое занятие №6 Разборка и сборка электродвигателей с короткозамкнутым ротором.	2 часа
7.	Практическое занятие №7 Разборка двигателей переменного тока с короткозамкнутым ротором.	2 часа
8.	Практическое занятие №8 Расчет осветительных сетей	2 часа
9.	Практическое занятие №9 Расчет сетей осветительных установок	1 часа
Итого		17 часов

3. СОДЕРЖАНИЕ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

МДК01.01

Практическое занятие №1-2

Тема: Выделение из технологической схемы обогащения, составляющие ее технологические процессы. Чтение типовых технологических схем обогащения.

Цель: Формирование умения выделять из технологической схемы обогащения, составляющие её технологические процессы;

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

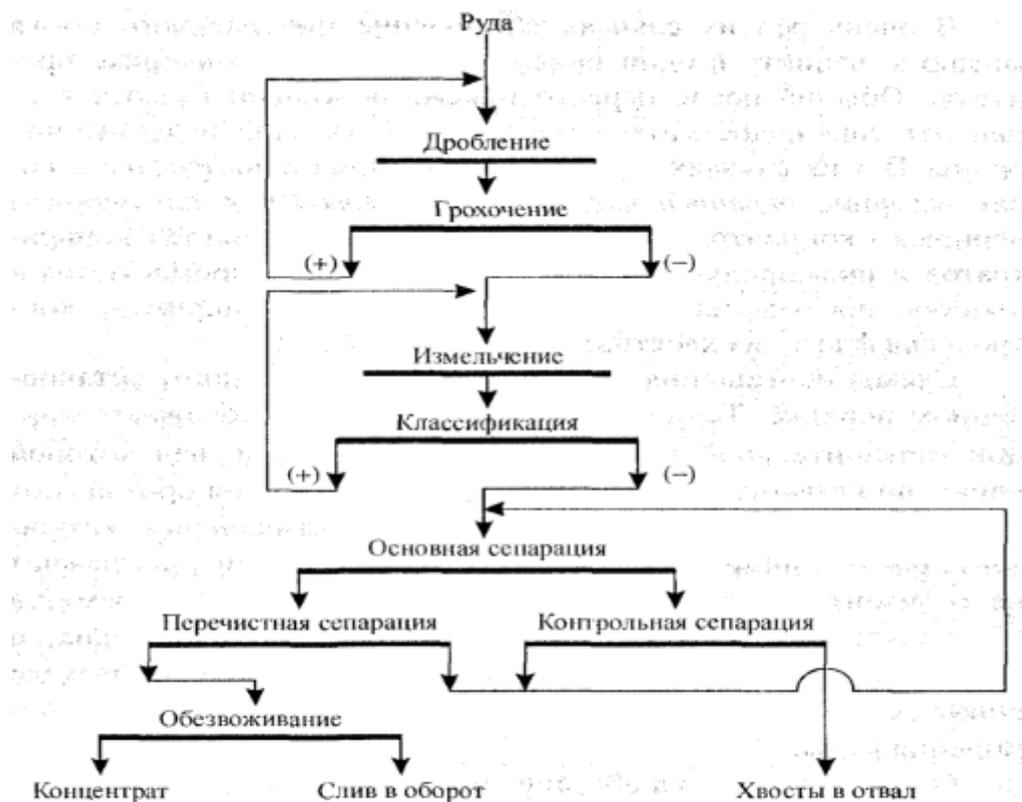


Рис. 2.2. Принципиальная схема обогащения

Подготовительные процессы

Собственно обогащение

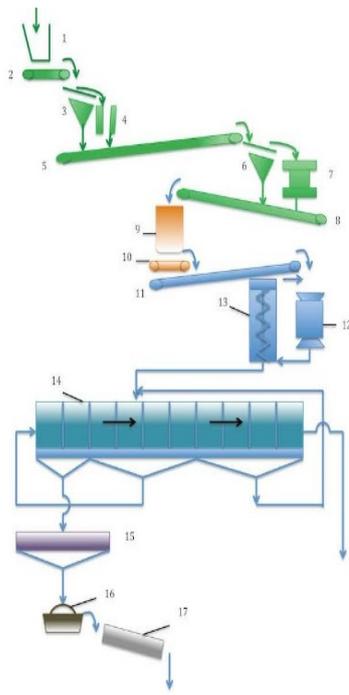
Вспомогательные процессы





Задание 1. Выделить подготовительные процессы в схеме цепи аппаратов.

Задание 2. Преобразовать схему цепи аппаратов в линейную. Выделить основные процессы



1 - бункер исходной руды; 2, 5, 8, 10, 11 - конвейеры; 3, 6 - решетки; 4 - щековая дробилка; 7 - конусная дробилка; 9 - бункер дробленой руды; 12 - мельница; 13 - спиральный классификатор; 14 - флотационная машина; 15 - сдуватель; 16 - вакуумный фильтр; 17 - сушильный барабан.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схему, выполненную по ситуационному заданию в рабочих тетрадях для практических занятий, также необходимо ответить на контрольные вопросы, приведенные ниже.

Контрольные вопросы

1. Какие типы технологических схем Вы знаете?
2. Что такое схема цепи аппаратов.
3. Что означает качественная схема технологического процесса?
4. Как Вы можете охарактеризовать качественно-количественную схему обогащения?
5. Что означает водно-шламовая схема?
6. Какие характеристики можно получить, следуя технологическим схемам?

Практическое занятие №3-4

Тема: Выполнение технологических схем

Цель: Формирование умения выполнения технологических схем обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Схемы обогащения изображают в определенном установленном порядке. Технологические операции изображают жирной горизонтальной линией толщиной 1-2 мм, над которой написано название операции. Движение продуктов обозначают линиями со стрелкой. При пересечении вертикальных и горизонтальных линий движения продуктов обводку показывают на горизонтальной линии. При построении схемы стремятся обеспечить минимум потоков, направляемых вертикально, и вывод всех продуктов обогащения на горизонтальную прямую внизу схемы. На рис. 2.2 представлена упрощенная схема обогащения руды.

Одна и та же схема обогащения может быть выполнена различным образом. Так, отдельные операции могут осуществляться в разных аппаратах, а одна и та же операция может выполняться в одной или нескольких машинах.

Задание составить технологическую схему по ее описанию.

Описание технологической схемы

Рядовой уголь, крупностью более 80 мм поступает на подготовительные грохочение. В результате грохочения образуется два класса 0–25мм и 25-80 мм. Класс 25-80мм поступает на дешламацию. В результате дешламации получается класс 25-80мм и класс 0-25мм. Класс 25-80мм удаляется из операции, а класс 0-25мм поступает на обесшламливание. Образуется класс 0-1мм и класс 1-25мм. Класс 1-25мм поступает на обогащение методом отсадки. В результате обогащения получается продукты концентрат и отходы. Отходы удаляются, а концентрат поступает далее на обезвоживание. В результате обезвоживания получается класс 13-25мм и класс 0-13мм. Класс 0-13мм поступает на отмучивание, где разделяется на классы 0-1мм и 1-13мм. Класс 1-13мм поступает на центрифугирование, где разделяется на классы 0-1мм и 1-13мм и удаляется из процесса обогащения.

Класс 0-1мм после операций: дешламация, обесшламливание, обогащение, обезвоживание, отмучивание и центрифугирование отправляется в наружные шламовые отстойники.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схему, выполненную по ситуационному заданию в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №5-6

Тема: Решение задач на определение технологических показателей с применением технической терминологии

Цель: приобретение навыков определения технологических показателей с применением технической терминологии

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задача 1. При обогащении 2500 т рядового угля получено 2033 т концентрата. Определить выход концентрата. Ответ. 81,3%.

$$\gamma_{к-та} = \frac{Q_{к-та}}{Q_{р.у}} \cdot 100; \quad \%$$

№ В-та	$Q_{р.у}(т)$	$Q_{к-та}(т)$	№ В-та	$Q_{р.у}(т)$	$Q_{к-та}(т)$	№ В-та	$Q_{р.у}(т)$	$Q_{к-та}(т)$
1	2600	2114	8	2100	1707	15	5100	4146
2	1450	1179	9	1520	1236	16	6150	5000
3	8450	6870	10	8100	6585	17	8150	6626
4	3250	2642	11	3100	2520	18	3215	2614
5	1820	1480	12	1900	1545	19	1615	1313
6	2230	1813	13	2200	1789	20	1915	1557
7	4420	3593	14	4500	3659	21	3830	3114

Задача 2. При обогащении 3200 т рядового угля получено 2406,4 т концентрата, 128 т промпродукта и 665,6 т отходов. Определить выходы продуктов обогащения. Ответ. $\gamma_{к-та}=75,2\%$; $\gamma_{пп}=4,0\%$; $\gamma_0=20,8\%$.

При решении индивидуальных занятий необходимо найти $Q_{отходов}$

$$Q_{отходов} = Q - Q_{к-т} - Q_{п/п-та}, \quad т; \quad \gamma_{к-та} = \frac{Q_{к-та}}{Q_{р.у}} \cdot 100; \quad \%$$

$$\gamma_{пп} = \frac{Q_{п/п-та}}{Q_{р.у}} \cdot 100, \quad \%;$$

$$\gamma_0 = \frac{Q_{отходов}}{Q_{р.у}} \cdot 100, \quad \%$$

№ В-та	$Q_{к-т}(т)$	$Q_{р.у}(т)$	$Q_{п/п-та}(т)$	№ В-та	$Q_{к-т}(т)$	$Q_{р.у}(т)$	$Q_{п/п-та}(т)$	№ В-та	$Q_{к-т}(т)$	$Q_{р.у}(т)$	$Q_{п/п-та}(т)$
1	2380	3200	120	8	2300	3100	125	15	2450	3300	130
2	3050	4100	180	9	2950	4000	160	16	3100	4200	170
3	5000	6500	250	10	4750	6400	250	17	4900	6600	260
4	4300	5700	200	11	4150	5600	210	18	4300	5800	230
5	2150	2900	150	12	2080	2800	120	19	2220	3000	130
6	5350	7150	300	13	5250	7100	300	20	5350	7200	320
7	6150	8200	320	14	6000	8100	350	21	5900	8000	320

Задача 3. Рассчитать выход никелевого концентрата, массовая доля никеля в котором равна $\beta = 10\%$. На фабрику поступает руда с массовой, долей никеля $\alpha = 3,2\%$, Извлечение никеля в концентрат $\varepsilon = 82\%$. Ответ: 26,24%.

№ В-та	$\beta(\%)$	$\alpha(\%)$	$\varepsilon(\%)$	№ В-та	$\beta(\%)$	$\alpha(\%)$	$\varepsilon(\%)$	№ В-та	$\beta(\%)$	$\alpha(\%)$	$\varepsilon(\%)$
--------	-------------	--------------	-------------------	--------	-------------	--------------	-------------------	--------	-------------	--------------	-------------------

1	10,0	3,2	82,0	8	9,0	4,0	81,0	15	12,0	3,0	85,0
2	10,0	5,0	81,0	9	12,0	3,12	80,0	16	11,0	7,0	66,0
3	12,0	4,0	78,0	10	9,0	3,1	81,0	17	7,0	3,0	84,0
4	9,0	3,7	90,0	11	7,0	2,1	82,0	18	8,0	4,0	88,0
5	9,0	3,8	81,0	12	8,0	3,0	80,0	19	9,0	3,8	81,0
6	10,0	3,1	79,0	13	8,8	4,18	72,8	20	10,0	5,0	81,0
7	10,0	3,0	79,0	14	10,0	4,0	80,0	21	8,2	4,0	82,0

Задача 4. Найти выходы концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с содержанием меди $\alpha = 1,5\%$, а после обогащения получают два продукта: концентрат с содержанием меди $\beta = 20\%$ и хвостов с содержанием меди $\vartheta = 0,1\%$.
 Ответы: 7,04 и 92,96 %.

№ В-та	$\alpha(\%)$	$\beta(\%)$	$\vartheta(\%)$	№ В-та	$\alpha(\%)$	$\beta(\%)$	$\vartheta(\%)$	№ В-та	$\alpha(\%)$	$\beta(\%)$	$\vartheta(\%)$
1	1,4	20	0,1	8	1,25	19	0,3	15	1,35	19	0,1
2	1,2	18	0,15	9	1,4	21	0,2	16	1,1	21	0,2
3	1,15	19	0,2	10	1,27	19,0	0,1	17	1,25	20	0,15
4	1,3	21	0,25	11	1,35	18	0,15	18	1,3	19	0,3
5	1,1	18	0,1	12	1,45	19	0,25	19	1,4	21	0,3
6	1,4	19,5	0,15	13	1,5	21	0,2	20	1,45	22	0,3
7	1,6	20	0,2	14	1,25	20	0,15	21	1,2	19	0,2

Задача 5. Определить содержание полезного компонента в хвостах, если из $Q_{исх} = 1\ 000$ т руды с содержанием полезного компонента $\alpha = 0,8\%$ в процессе обогащения получено $Q_{к-та} = 13$ т концентрата при извлечении 90% .

$$\gamma_{к-та} = \frac{Q_{к-та}}{Q_{исх}} \cdot 100; \quad \%$$

$$\varepsilon_{отх} = 100 - \varepsilon_{к-та}, \quad \%$$

$$\gamma_{отх} = 100 - \gamma_{к-та}, \quad \%$$

$$\vartheta = \frac{\varepsilon_{отх} \cdot \alpha}{\gamma_{отх}}, \quad \%$$

№ В-та	$Q_{исх}(т)$	$\alpha(\%)$	$Q_{к-та}(т)$	$\varepsilon(\%)$	№ В-та	$Q_{исх}(т)$	$\alpha(\%)$	$Q_{к-та}(т)$	$\varepsilon(\%)$
1.	1000	0,8	13,0	90,0	11.	1050	0,8	21,0	90
2.	1000	0,7	14,0	85,0	12.	1200	0,7	24,0	85
3.	800	0,9	12,0	80,0	13.	1300	0,9	26,0	80
4.	1000	0,8	12,0	85,0	14.	1400	0,8	14,0	85
5.	1200	1,0	15,0	80,0	15.	1200	1,0	18,0	80
6.	1400	2,0	28,0	85,0	16.	1400	2,0	21,0	85
7.	1200	2,0	12,0	90,0	17.	1200	2,0	12,0	90
8.	1300	0,9	26,0	80,0	18.	1300	0,7	26,0	80
9.	1500	0,9	30,0	90,0	19.	1500	0,9	37,5	90
10.	1200	0,7	30,0	80,0	20.	1200	1,1	30,0	90

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №7-8

Тема: Определение гранулометрического состава углей

Цель: Формирование умения обработки результатов гранулометрического состава

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Методические указания

Среднеарифметический диаметр класса

$$d_{cp} = \frac{d_1 + d_2}{2}, \text{мм}$$

где d_1 и d_2 — минимальный и максимальный размер частиц класса, мм.

Эквивалентный диаметр частицы

$$d_э = 1,24 \cdot \sqrt[3]{\frac{m}{\delta}}$$

где m — масса частицы, кг;

δ — плотность частицы, кг/м³.

Среднединамический диаметр частиц сыпучей массы

$$d_{cp} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}$$

где $\gamma_1 \dots \gamma_n$ — выход классов, %;

$d_1 \dots d_n$ — среднеарифметические диаметры соответствующих классов, мм; n — число классов.

Масса порций для ситового анализа определяется по ГОСТ 16094-78 (см. приложение 1); количество порций — 30.

1. Масса порций и пробы для ситового анализа

Максимальный размер кусков, мм	Минимальная масса, кг,	
	порции	пробы
Более 200	60	1800
До 200	40	1200
150	30	900
100	20	600
50	10	300
25	5	150
13	2,6	78
6	1,2	36

Суммарные выходы и среднединамическую зольность отдельных классов, а также всего угля определяют по формулам баланса:

$$\gamma = \gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n, \%$$
$$A^c = \frac{\gamma_1 A_1^c + \gamma_2 A_2^c + \dots + \gamma_n A_n^c}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}, \%$$

$\gamma_1 \dots \gamma_n$ — выходы классов, %;

$A_1^c \dots A_n^c$ — зольность соответствующих классов, %.

Формулу (8) также используют при определении среднединамических показателей S_{06}^c и W^p , подставляя их в формулу вместо A^c .

Задача 1. Определить среднеарифметические диаметры классов 50—100, 25—50 и 13—25 мм. Ответ. 75 мм; 37,5 мм; 19 мм.

Задача 2. Определить среднединамический диаметр частиц сыпучей смеси классов 13—25 и 0—13 мм, если их выход соответственно равен 45 и 20%

Ответ. 15,1 мм.

Задача 3. Определить среднединамический диаметр частиц смеси классов 13—25, 25—50 и 50—100 мм, если их выход соответственно равен 25, 15 и 10%. Ответ. 35,6%.

Задача 4. Масса частицы неправильной формы равна 10 г и ее плотность 1400 кг/м³.

Определить эквивалентный диаметр частицы. Ответ. 24 мм.

Задача 5. Масса частицы равна 40 г и ее плотность 2200 кг/м³. Определить эквивалентный диаметр частицы. Ответ. 33 мм.

Задача 6. Определить минимальную массу пробы для ситового анализа угля, если максимальный размер частиц 200 мм. Ответ. 1800 кг.

Задача 7. Определить минимальную массу пробы для ситового анализа угля, если максимальный размер частиц 150 мм. Ответ. 900 кг.

Задача 8. По результатам ситового анализа угля (табл. 1) определить выходы отдельных продуктов и классов, суммарные выходы и зольность классов, зольность всего угля.

Класс, мм	Масса класса, кг	Выход класса, %	Суммарный выход, %	Состав топлива по компонентам			A ^c , %
				Наименование компонента	Масса, кг	Выход, %	
1	2	3	4	5	6	7	8
>150	84,4	4,7		Уголь	65,0		6,6
				Сростки	4,0		35,1
				Порода	15,4		80,2
				Колчедан	-		-
				Итого			
100-150	154,1	-		Уголь	115,4	-	7,4
				Сростки	20,3	-	38,0
				Порода	15,8	-	79,1
				Колчедан	2,6	-	24,8
				Итого		-	-
50—100	130,1	-		Уголь	95,2	-	6,5
				Сростки	12,5	-	36,2
				Порода	22,4	-	78,3
				Колчедан	-	-	-
				Итого		-	-
25—50	275,2	-		Уголь	220,7	-	11,0
				Сростки	16,3	-	35,8
				Порода	30,0	-	72,3
				Колчедан	8,2	-	25,3
				Итого		-	-
13—25	220,0	-		-	-	-	14,8
6—13	170,5	-		-	-	-	21,3
3—6	220,7	-		-	-	-	20,7
1—3	210,8	-		-	-	-	23,4
0,5—1	150,0	-		-	-	-	22,1
0—0,5	184,2	-		-	-	-	19,5
Всего	1800	-		-	-	-	

Решение.

1. Заполняем графу 7 табл. 1 по данным графы 6. Выходы продуктов класса >150 мм:

$$\gamma_{>150\text{уголь}} = \frac{\text{бгр.класс}>150\text{уголь}}{\text{2гр.всего}} 100, \%$$

$$\gamma_{>150\text{сростки}} = \frac{\text{бгр.класс}>150\text{сростки}}{\text{2гр.всего}} 100, \%$$

$$\gamma_{>150\text{порода}} = \frac{\text{бгр.класс}>150\text{порода}}{\text{2гр.всего}} 100, \%$$

Общий выход класса >150 мм строка «Итого» гр.6

$$\gamma_{>150} = \gamma_{>150\text{уголь}} + \gamma_{>150\text{сростки}} + \gamma_{>150\text{порода}}, \%$$

Зольность (графы 7) строка «Итого» определяем по формуле:

$$A^c = \frac{\gamma_{>150\text{уголь}} A^c_{>150\text{уголь}} + \gamma_{>150\text{сростки}} A^c_{>150\text{сростки}} + \gamma_{>150\text{порода}} A^c_{>150\text{порода}}}{\gamma_{>150}}$$

И т.д для других классов.

2. Графу 4 заполняем последовательным суммированием данных графы 3
3. Зольность всего угля (строка всего графы 8) определяется по формуле:

$$A^c = \frac{\gamma_1 A_1^c + \gamma_2 A_2^c + \dots + \gamma_n A_n^c}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}$$

Задача 9. По результатам ситового анализа угля (табл. 2), определить зольность класса >100 мм и общую зольность угля

Классы, мм	Продукт	$\gamma, \%$	$A^c, \%$
>100	Уголь	1,6	8,7
	Сростки	1,4	38,5
	Порода	3,6	79,5
	ИТОГО	6,6	-
50-100	Необогащенный уголь	7,0	24,4
25-50	То же	9,2	26,7
13-25	То же	9,9	20,4
6-13	То же	14,4	20,9
3-6	То же	6,4	19,3
1-3	То же	19,0	21,3
0,5-1	То же	11,5	22,4
0-0,5	пыль	16,0	22,2
	Всего	100	-

Задача 10. По результатам ситового анализа угля (табл. 3) построить кривые ситового анализа α и β и определить выход и зольность класса 6—10 мм.

Таблица 3

Классы, мм	$\gamma, \%$	$A^c, \%$	Суммарно, %	
			$\gamma, \%$	$A^c, \%$
1	2	3	4	5
50- 100	15,0	29,5		
25- -50	27,5	20,5		
10- 25	22,5	16,3		
0- 10	35,0	13,0		
Итого	100,0	18,3	-	-

Решение.

1. Определяем суммарные выходы и зольность классов сверху (графы 4 и 5 табл. 3):

2. Строим кривую ситового анализа α . На оси ординат (рис. 1) откладываем в масштабе суммарные выходы (данные графы 4 табл. 3 и проводим вспомогательные линии, параллельные оси абсцисс. На этих линиях откладываем в масштабе размер отверстий сит (данные графы 1). Полученные точки соединяем кривой α .

3. Строим кривую средней зольности β . На вспомогательных линиях откладываем в масштабе среднюю зольность классов (данные графы 5). Полученные точки соединяем плавной кривой β .

4. Определяем выход класса 6—10 мм. На оси абсцисс (см. рис. 1) откладываем в масштабе размер отверстий сит

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №9-10

Тема: Решение задач Основы грохочения

Цель: приобретение навыков определения основных технологических параметров процесса грохочения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Методические указания

Основные формулы:

Шкала грохочения

$$m = \frac{d_{max}}{d_{min}}$$

где d_{max} и d_{min} — размер класса соответственно максимальный и минимальный.

Общая шкала грохочения

$$m_0 = m_1 m_2 \dots m_n$$

где m_1, m_2, \dots, m_n — шкалы грохочения отдельных классов.

При одинаковой шкале грохочения m

$$m_0 = m^n$$

где n — число классов.

Коэффициент живого сечения:

листовых сит с круглыми отверстиями и шахматным расположением

$$\beta = 90,7 \frac{d^2}{t^2}, \%$$

листовых сит с квадратными отверстиями:

$$\beta = 100 \frac{d^2}{t^2}, \%$$

d -размер отверстия сита, мм

t -шаг отверстий, мм.

листовых сит с щелевыми отверстиями:

$$\beta = \frac{1}{4} \left[\frac{\pi d^2 + 4d(l-d)}{(s+d)(s+l)} \right] 100, \%$$

где d и l — ширина и длина щели, мм;

s — расстояние между сторонами и концами щели, мм;

проволочных сит с квадратными отверстиями:

$$\beta = \frac{d^2}{(d_1+d)^2} \cdot 100, \%$$

проволочных сит с прямоугольными отверстиями:

$$\beta = \frac{bl}{(b+d_1)(l+d_1)} \cdot 100, \%$$

где d — размер отверстий сита, мм;

d_1 — диаметр проволоки, мм;

b и l — ширина и длина отверстий, мм.

Условие движения частиц по сити неподвижного наклонного грохота

$$\alpha \geq \psi,$$

где α — угол наклона сита, градус;

ψ — угол трения, градус.

Угол трения

$$\tan \psi = f_{\text{тр}},$$

где $f_{\text{тр}}$ — коэффициент трения скольжения частицы по сити грохота.

Ускорение частицы при ее движении по сити:

горизонтального грохота с прямолинейными колебаниями под углом к сити:

$$a \geq \frac{\sin \psi}{\cos(\psi - \beta)} g, \text{ м/с}^2$$

с подбрасыванием:

$$a \geq \frac{g}{\sin \beta}, \text{ м/с}^2$$

где ψ — угол трения, градус;

β — угол между направлением колебаний и плоскостью сита, градус;

$g = 9,81 \text{ м/с}^2$ — ускорение свободного падения;

наклонного грохота с круговыми колебаниями в вертикальной плоскости:

$$a \geq \frac{\sin(\psi - \alpha)}{\cos(\psi - \varphi)} g, \text{ м/с}^2$$

с подбрасыванием:

$$a \geq \frac{\cos \alpha}{\sin \varphi} g, \text{ м/с}^2$$

ψ и α — угол соответственно трения и наклона сита, градус;

φ — переменный угол между направлением колебания и плоскостью сита, градус.

Допустимая скорость движения частиц по сити:

$$v \leq 1,57\sqrt{D}, \text{ м/с}$$

Где D — размер отверстий сита, мм.

Максимальный размер частиц подрешетного продукта:

$$d = D \cos \alpha - b \sin \alpha,$$

где D — размер отверстий сита, мм;

α — угол наклона сита, градус;

b — толщина сита, мм.

Эффективность грохочения на односитном грохоте:

$$\eta = \frac{Q_1}{Q} 100, \%$$

Где Q_1 - масса полученного подрешетного продукта, т

Q - масса полученного подрешетного продукта в исходном питании, т.

Эффективность грохочения на односитном грохоте:

$$\eta = \frac{100(b-c)}{b(100-c)} 100, \%$$

Где b и c - содержание подрешетного продукта, соответственно в исходном питании и надрешетном продукте, %.

Эффективность грохочения на двухситном грохоте:

На верхнем сите:

$$\eta_1 = \frac{100(b_1-c_1)}{b_1(100-c_1)} 100, \%$$

Где b_1 и c_1 - содержание подрешетного продукта, соответственно в исходном питании и надрешетном продукте верхнего сита, %.

На нижнем сите:

$$\eta_2 = \frac{100(b_2-c_2)}{b_2(100-c_2)} 100, \%$$

Где b_2 и c_2 - содержание подрешетного продукта, соответственно в исходном питании и надрешетном продукте нижнего сита, %.

Значение b_2 определяют из уравнения баланса подрешетного продукта нижнего сита.

Задача 1. Определить общую шкалу грохочения при разделении угля на классы 13—100 и 0,5—13 мм. Ответ. 200.

Задача 2. Определить общую шкалу грохочения при разделении угля на классы 50—100; 25—50; 13—25; 6—13; 3—6; 1—3 и 0,5—1 мм. Ответ. 200.

Задача 3. Определить коэффициент живого сечения листового сита с круглыми отверстиями диаметром $d = 13$ мм и шагом $t = 20$ мм. Расположение отверстий шахматное. Ответ. 38,3%.

Задача 4. Определить коэффициент живого сечения листового сита с круглыми отверстиями диаметром $d = 50$ мм и шагом $t = 65$ мм. Расположение отверстий шахматное. Ответ. 53,6%.

Задача 5. Определить коэффициент живого сечения листового сита с квадратными отверстиями $d = 13$ мм и шагом $t = 20$ мм. Ответ. 42,3%.

Задача 6. Определить коэффициент живого сечения листового сита с щелевыми отверстиями, если ширина щели $d = 5$ мм, длина щели $l = 20$ мм, расстояние между сторонами и концами щелей $s = 5$ мм. Ответ. 37,8%.

Задача 7. Определить коэффициент живого сечения проволочного сита, если размер отверстий $d = 6$ мм и диаметр проволоки $d_f = 1,8$ мм. Ответ. 59,2%.

Задача 8. Определить коэффициент живого сечения проволочного сита, если размер отверстий $d = 25$ мм и диаметр проволоки $d_l = 3$ мм. Ответ. 79,7%.

Задача 9. Определить коэффициент живого сечения проволочного сита с щелевыми отверстиями, если ширина щели $b = 6$ мм, длина щели $l = 25$ мм, диаметр проволоки $d_l = 2$ мм. Ответ. 69,4%.

Задача 10. Определить коэффициент живого сечения щелевого сита, если ширина щели $b = 0,5$ мм, длина щели $l = 75$ мм, диаметр проволоки $d_l = 2,5$ мм.

Ответ. 16,1%.

Задача 11. Определить минимальный угол наклона неподвижного наклонного грохота при условии движения частиц по сити, если коэффициент трения скольжения частиц по сити $f_{\text{тр}} = 0,6$. Ответ. 31° .

Задача 12. Определить ускорение частицы при ее движении по сити горизонтального грохота, если коэффициент трения скольжения частицы по сити $f_{\text{тр}} = 0,55$, угол между направлением колебаний и плоскостью сита $\beta = 55^\circ$.

Ответ. $5,27 \text{ м/с}^2$.

Задача 13. Определить ускорение частицы при ее подбрасывании на сите горизонтального грохота, если угол между направлением колебаний и плоскостью сита $\beta = 50^\circ$. Ответ, $12,8 \text{ м/с}^2$.

Задача 14. Определить ускорение частицы при ее движении по сити наклонного грохота с круговыми колебаниями в вертикальной плоскости, если угол наклона сита $\alpha = 20^\circ$, коэффициент трения скольжения частицы по сити $f_{\text{тр}} = 0,5$, значение переменного угла между направлением колебаний и плоскостью сита $\varphi = 90^\circ$.

Ответ. $2,6 \text{ м/с}^2$.

Задача 15. Определить ускорение частицы при ее подбрасывании на сите наклонного грохота с круговыми колебаниями в вертикальной плоскости, если угол наклона грохота $\alpha = 15^\circ$, значение переменного угла между направлением колебаний и плоскостью сита $\varphi = 45^\circ$. Ответ. $13,4 \text{ м/с}^2$.

Задача 16. Определить максимальную скорость движения частиц по сити с отверстиями 13 мм. Ответ. $0,179 \text{ м/с}$.

Задача 17. Определить максимальную скорость движения частиц по сити с отверстиями 6 мм. Ответ. $0,122 \text{ м/с}$.

Задача 18. Определить максимальный размер частицы при рассеивании угля на сите с отверстиями 50 мм, если толщина сита $b = 5$ мм и угол наклона сита $\alpha = 15^\circ$.

Ответ. 47 мм.

Задача 19. При грохочении угля на грохоте получено 500 т подрешетного продукта. Определить эффективность грохочения, если содержание подрешетного продукта в исходном питании равно 580 т. Ответ. 86,2%.

Задача 20. Содержание подрешетного продукта в исходном питании грохота составляет 30,5% и в надрешетном продукте = 10,3%. Определить эффективность грохочения. Ответ. 73,8%.

Задача 21. Определить эффективность грохочения на грохоте с отверстиями сита 13 мм, если содержание класса 0 — 13 мм в исходном питании составляет 77,3% и в надрешетном продукте 34,3%. Ответ. 84,7%.

Задача 22. Определить эффективность грохочения на грохоте с отверстиями сита 6 мм, если содержание класса 0—6 мм и в исходном питании составляет 68,8% и в надрешетном продукте 46,4%. Ответ. 60,8%.

Задача 23. Определить эффективность грохочения на верхнем и нижнем ситах грохота при грохочении угля на классы 13—100, 6—13 и 0—6 мм. Результаты отсева исходного питания и продуктов грохочения приведены в табл. 6.

Таблица 6.

Результаты ситового анализа исходного питания и продуктов грохочения

Класс, мм	Выход, %		
	исходного питания	надрешетного продукта верхнего сита	надрешетного продукта нижнего сита
13-100	55,0	87,5	-
6-13	14,5	2,5	65,6
0-6	30,5	10,0	34,4
Итого	100	100	100

Решение.

1. По табл. 6 находим содержание подрешетного продукта (класс 0—13 мм) в исходном питании

$$b_1 = 14,5 + 30,5 = 45\%$$

и в надрешетном продукте верхнего сита

$$c_1 = 2,5 + 10,0 = 12,5\%.$$

2. По формуле определяем эффективность грохочения на верхнем сите

$$\eta_1 = \frac{100(b_1 - c_1)}{b_1(100 - c_1)} 100, \%$$

3. Определяем выход от исходного питания класса 0—13 мм, поступающего на нижнее сито,

$$\gamma_2 = \frac{b_1 \eta_1}{100}, \%$$

4. Определяем выход надрешетного продукта верхнего сита

$$\gamma_1 = 100 - \gamma_2, \%$$

5. Определяем содержание подрешетного продукта (класс 0—6 мм) в питании нижнего сита из уравнения баланса класса 0—6 мм

$$\gamma_1 b_4 + \gamma_2 b_2 = 100 b_3$$

b_4, b_2 и b_3 - содержание класса 0—6 мм соответственно в

надрешетном продукте верхнего сита, в питании нижнего сита и в исходном питании, %.

По табл. 6 находим $b_3=30,5\%$ и $b_4= 10,0\%$.

$$b_2 = \frac{100b_3 - \gamma_1 b_4}{\gamma_2}, \%$$

6. По табл. 6 находим содержание класса 0—6 мм в надрешетном продукте нижнего сита $c_2=34,4\%$.

7. По формуле определяем эффективность грохочения на нижнем сите $\eta_2 = \frac{100(b_2 - c_2)}{b_2(100 - c_2)} 100, \%$

Задача 24. Определить эффективность грохочения на верхнем и нижнем ситах грохота при разделении угля на классы 10-100, 6-10 и 0-6 мм. Результаты рассева исходного питания и продуктов грохочения приведены в табл. 7.

Ответ. $\eta_1=85,2\%$; $\eta_2 = 76,2\%$.

Таблица 7.

Результаты ситового анализа исходного питания и продуктов грохочения

Класс, мм	Выход, %		
	исходного питания	надпешетного продукта верхнего сита	надпешетного продукта нижнего сита
10-100	22,7	65,7	-
6-10	17,0	24,3	39,6
0-6	60,3	10,0	60,4
Итого	100	100	100

Задача 25. Определить эффективность грохочения на верхнем и нижнем ситах грохота при разделении угля на классы 50—100, 25—50 и 0—25 мм. Результаты рассева исходного питания и продуктов грохочения приведены в табл. 8.

Ответ, $\eta_1=90\%$; $\eta_2=86,8\%$.

Таблица 8.

Результаты ситового анализа исходного питания и продуктов грохочения

Класс, мм	Выход, %		
	исходного питания	надпешетного продукта верхнего сита	надпешетного продукта нижнего сита
50-100	20,1	71,4	-
25-50	9,9	10,6	41,4
0-25	70,0	18,0	58,6
Итого	100	100	100

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №11-12

Тема: Решение задач Оборудование для грохочения

Цель: приобретение навыков расчета и выбора подготовительного оборудования для грохочения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Методические указания

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ГРОХОЧЕНИЯ

Основные формулы.

Производительность неподвижных колосниковых, гидрогрохотов ГГЛ и резонансных грохотов

$$Q = qF, \text{ т/ч,}$$

где q — удельная производительность, т/(ч*м²) (см. приложение 2);
 F — рабочая площадь сита, м² (см. приложение 3).

Число грохотов

$$i = \frac{kQ}{qF_1}$$

Где k — коэффициент неравномерности загрузки грохотов

q — удельная производительность грохота, т/(ч*м²) (см. приложение 2);

F_1 — рабочая площадь сита одного грохота, м² (см. приложение 3).

Число двухситных грохотов определяют по верхнему и нижнему ситам и принимают большее число.

Частота колебаний короба инерционного грохота ГИТ

$$n = 56 \sqrt{\frac{\cos \alpha}{A}}, \text{ кол/мин}$$

где α — угол наклона короба, градус;

A — амплитуда колебаний короба, м.

Производительность инерционных грохотов ГИТ и ГИЛ [15, 14]

$$Q = F_1 q \delta_0 k l, \text{ т/ч,}$$

где F_1 — рабочая площадь сита грохота, м² (см. приложение 4);

q — удельная производительность, м³/(ч*м²) (см. приложение 5);

δ_0 — насыпная плотность угля, т/м³;

k, l — поправочные коэффициенты на условия грохочения (см. приложение 6).

Число инерционных грохотов

$$i = \frac{kQ}{Q_1}$$

где Q — количество угля, поступающего на грохочение, т/ч;

Q_1 — производительность одного грохота, т/ч.

Частота колебаний короба самобалансного грохота ГСЛ

$$n = 69 \sqrt{\frac{\cos \beta}{A}}, \text{ кол/мин}$$

где β — угол между направлением колебаний и плоскостью сита, градус;

A — амплитуда колебаний короба, м.

Число грохотов ГЦЛ определяют по формуле, $i = \frac{kQ}{Q_1}$

Где Q_1 берут по технической характеристике.

Задача 43. Определить производительность неподвижного колосникового грохота с размером отверстий между колосниками 150 мм, если ширина решета 1000 мм и длина 2000 мм.

Ответ. 200 т/ч.

Задача 44. Рассчитать число грохотов ГГЛ-2 для мокрого подготовительного грохочения угля в количестве $Q=600$ т/ч на классы 13—100 и 0—13 мм.

Ответ. Один грохот.

Задача 45. Рассчитать число грохотов ГГЛ-3 для мокрого подготовительного грохочения угля на классы 25—100 и 0—10 мм и количестве $Q=300$ т/ч.

Ответ. Один грохот.

Задача 46. Определить производительность комплекса для подготовки угля к обогащению КПУ-800, если площадь сита равна 5 м^2 , размер отверстий сита 13 мм.

Ответ. 750 т/ч.

Задача 47. Определить частоту колебаний короба грохота ГИЛ-42, если угол наклона короба $\alpha = 20^\circ$ и амплитуда колебаний $A = 3$ мм.

Ответ. 990 кол/мин.

Задача 48. Определить частоту колебаний короба грохота ГИЛ-72, если угол наклона короба $\alpha = 25^\circ$ и амплитуда колебаний $A = 6$ мм.

Ответ. 688 кол/мин.

Задача 49. Рассчитать число двухситных грохотов ГИЛ-52 для окончательного грохочения угля в количестве $Q=350$ т/ч на классы 50—100, 25—50 и 0—25 мм. Насыпная плотность угля $\delta_0 = 1 \text{ т/м}^3$. Эффективность грохочения на сите с отверстиями 50 мм $\eta = 0,95$. Кривая ситового анализа угля показана на рис. 2. Уголь сухой, грохочение сухое.

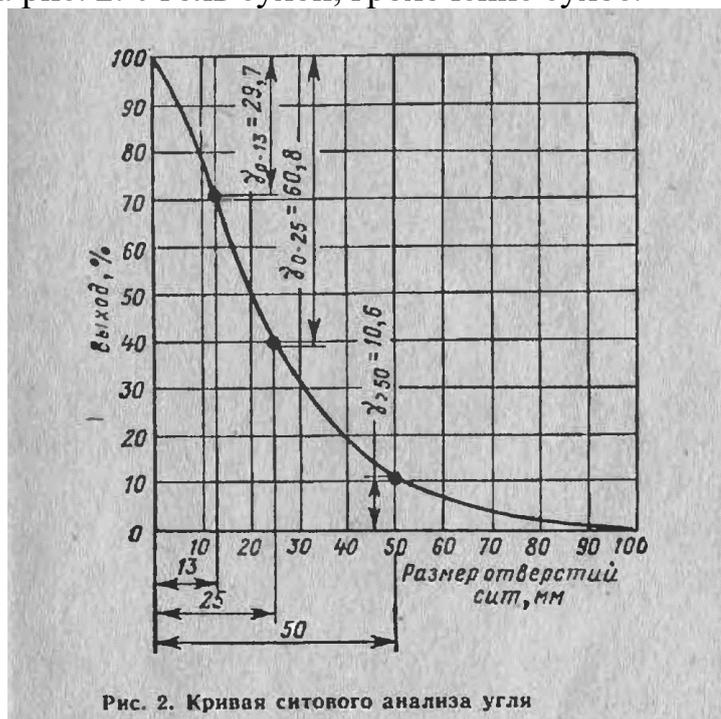


Рис. 2. Кривая ситового анализа угля

Решение.

1. Определяем число грохотов с отверстиями сита 50 мм.

По приложению 5 находим удельную производительность $q_1 = 33,7 \text{ м}^3/(\text{ч}\cdot\text{м}^2)$.

По кривой ситового анализа (см. рис. 2) определяем содержание в исходном питании частиц крупностью менее половины размера отверстий сита $\gamma_{0-25} = 60,8\%$.

По приложению 6 находим $k_1 = 1,4$.

По кривой определяем содержание избыточных частиц $\gamma_{>50} = 10,6\%$ и по приложению 6 находим $l_1 = 0,94$.

Производительность грохота по верхнему сити определяем по формуле

$$Q_1 = F_1 q \delta_0 k l, \text{ т/ч,}$$

Число грохотов рассчитываем по формуле $i = \frac{kQ}{Q_1}$

Принимаем число грохотов $i_1 = 1$.

2. Определяем число грохотов по нижнему сити.

По приложению 5 находим $q_2 = 27,9 \text{ м}^3/(\text{ч}\cdot\text{м}^2)$.

По кривой (см. рис. 2) определяем выход классов 0—50 и 0—13 мм

$$\gamma_{0-50} = 100 - \gamma_{>50}, \%$$

$$\gamma_{0-13} = 29,7\%$$

Определяем содержание в исходном питании частиц крупностью менее половины размера отверстий нижнего сита

$$\gamma_{0-13}' = \frac{\gamma_{0-13} 100}{\gamma_{0-50}}, \%$$

По приложению 6 находим $k_2 = 0,93$.

По кривой ситового анализа определяем содержание избыточных частиц в питании нижнего сита

$$\gamma_{>25} = \gamma_{25-50} = 28,6 \%$$

или к исходному питанию

$$\gamma_{>25}' = \frac{\gamma_{>25} 100}{\gamma_{0-50}}, \%$$

По приложению 6 находим $l_2 = 1,04$.

Производительность грохота по нижнему сити

$$Q_2 = F_1 q \delta_0 k l, \text{ т/ч,}$$

Число грохотов

$$i = \frac{kQ\gamma_{0-50}\eta}{Q_2 100}$$

Принимаем большее число грохотов $i_2 = 2$.

Задача 1. Рассчитать число грохотов ГИЛ 42 для подготовительного грохочения угля в количестве $Q = 200 \text{ т/ч}$ на классы 13—100 и 0—13 мм, если насыпная плотность угля $\delta_0 = 0,8 \text{ т/м}^3$, содержание в исходном питании частиц размером менее половины размера отверстий сит $\gamma_{0-6} = 60\%$, содержание избыточных частиц $\gamma_{>13} = 30\%$.

Ответ. Два грохота.

Задача 2. Рассчитать число грохотов ГИТ-71 для предварительного грохочения угля в количестве $Q = 550 \text{ т/ч}$ на классы >100 и 0—100 мм, если

насыпная плотность угля $\delta_0 = 0,9 \text{ т/м}^3$, содержание в исходном питании частиц размером менее половины размера отверстий сит $\gamma_{0-50} = 45\%$, содержание избыточных частиц $\gamma_{>100} = 10\%$.

Ответ. Одни грохот.

Задача 3. Рассчитать число грохотов ГИЛ-43 для окончательного грохочения антрацита в количестве $Q=300 \text{ т/ч}$ на классы 50—100, 25—50, 13—25 и 0—13 мм, если насыпная плотность антрацита $\delta_0=1 \text{ т/м}^3$, содержание в исходном питании частиц размером менее половины размера отверстий сит: первого $\gamma_{0-25} = 37\%$, второго $\gamma_{0-13} = 27\%$, третьего — 30% ; содержание избыточных частиц в питании сит: $\gamma_{>50} = 13\%$, $\gamma_{>25} = 33\%$; $\gamma_{>13} = 40\%$; эффективность грохочения на первом сите $\eta_1 = 0,95$, на втором $\eta_2 = 0,92$.

Выход класса 0—50 мм $\gamma_{0-50} = 87\%$ и 0—25 мм $\gamma_{0-25} = 62\%$. Указание. Число грохотов рассчитывать по каждому сити.

Ответ. Два грохота.

Задача 4. Определить производительность грохота ГИЛ-72, если размер отверстия верхнего сита 13 мм и нижнего 6 мм; насыпная плотность угля $\delta_0 = 0,8 \text{ т/м}^3$; содержание в питании частиц размером менее половины размера отверстий сит: верхнего $\gamma_{0-6} = 40\%$, нижнего $\gamma_{0-3} = 30\%$; содержание избыточных частиц $\gamma_{>13} = 10\%$ и $\gamma_{>6} = 15\%$.

Ответ. По верхнему сити 213 т/ч , по нижнему (класс 0—13 мм) 122 т/ч .

Задача 5. Рассчитать число грохотов ГРД-62 для подготовительного грохочения угля в количестве $Q=400 \text{ т/ч}$ на классы >25 , 13—25 и 0—13 мм, если выход класса 0—13 мм по ситовому анализу $\gamma_{0-13} = 60\%$, эффективность грохочения на верхнем сите $\eta = 0,85$.

Ответ. Два грохота.

Задача 6. Определить производительность грохота ГРД-72 с отверстиями сит 50 и 13 мм для подготовительного грохочения.

Ответ. По верхнему сити 450 т/ч , по нижнему 300 т/ч .

Задача 7. Определить частоту колебаний короба грохота ГСЛ-72, если угол между направлением колебаний и плоскостью сита $\beta = 55^\circ$ амплитуда колебаний короба $A = 4,25 \text{ мм}$.

Ответ. 800 кол/мин .

Задача 8. На предварительное грохочение поступает $Q=1200 \text{ т/ч}$ угля. Рассчитать число грохотов ГЦЛ-3-1.

Ответ. Одни грохот.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №13-14

Тема: Решение задач Основы процесса дробления

Цель: формирование умения осуществлять контроль соблюдения параметров процесса дробления

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Методические указания

Основные формулы. *Степень дробления*

$$i = \frac{D_{max}}{d_{max}}$$

Или

$$i = \frac{D_{cp}}{d_{cp}}$$

где D_{max} и d_{max} — максимальный размер частиц в исходном питании и дробленом продукте, мм;

D_{cp} и d_{cp} — среднединамический диаметр частиц в исходном питании и в дробленом продукте, мм.

Общая степень дробления

$$i = i_1 \cdot i_2 \dots i_n,$$

где $i_1, i_2 \dots, i_n$ — степень дробления в отдельных стадиях.

Удельная работа дробления

$$A = \frac{3\sigma_p^2(i-1)}{2E}, \text{ Дж/м}^3$$

где σ_p — предел прочности материала на сжатие, Па;

i — степень дробления;

E — модуль упругости, Па.

Эффективность дробления

$$E = \frac{b_{1-s} - a_{1-s}}{a_{>s}}$$

где s — заданная крупность дробления, мм;

a_{1-s} и b_{1-s} — содержание класса $1 - s$ мм в исходном питании и дробленом продукте, %;

$a_{>s}$ — содержание класса $> s$ мм в исходном питании, %.

Задача 58. Определить степень дробления, если уголь класса 100—250 мм дробится до 100 мм.

Ответ. 2,5.

Задача 59. Определить степень дробления угля по результатам рассева исходного питания и дробленого продукта, приведенного в табл. 9.

Ответ. 8,8.

Таблица 9.

Результаты ситового анализа исходного питания и дробленного
продукта

Класс, мм	Выход, %	
	исходного питания	Дробленного продукта
50-100	81,7	-
25-50	8,4	0,5
13-25	4,9	6,3
0-13	5,0	93,2
Итого	100	100

Задача 60. Определить общую степень дробления угля в три стадии, если степень дробления в первой стадии 2,5, во второй 4 и в третьей 8.

Ответ. 80.

Задача 61. Определить удельную работу дробления угля, если степень дробления $i=3$, предел прочности угля на сжатие $\sigma_p=7$ МПа и модуль упругости $E=1800$ МПа.

Ответ. 0,082 МДж/м³

Задача 62. Определить удельную работу дробления антрацита. если степень дробления $i=4$, предел прочности антрацита на сжатие $\sigma_p=30$ МПа и модуль упругости $E=3200$ МПа.

Ответ. 1,27 МДж/м³.

Задача 63. Уголь класса >100 мм дробится до 100 мм. Определить эффективность дробления, если содержание класса 100 мм в исходном питании 85%, содержание класса 1—100 мм в исходном питании 10% и в дробленном продукте 78%. Ответ. 96,2%.

Задача 64. Определить эффективность дробления угля до 13 мм, если содержание в исходном питании класса >13 мм 65%, содержание класса 1—13 мм в исходном питании 25% и в дробленном продукте 80%.

Ответ. 84,6%.

Задача 65. Определить эффективность дробления промпродукта до 10 мм по результатам ситового анализа исходного питания и дробленного продукта (табл. 10). Ответ. 80,4%.

Таблица 10.

Результаты ситового анализа исходного питания и дробленного продукта

Класс, мм	Выход, %	
	исходного питания	Дробленного продукта
>10	72,0	8,2
1-10	20,1	78,0
0-1	7,9	13,8
Итого	100	100

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №15

Тема: Составление типовых технологических схем дробления

Цель: приобретение практических навыков при расчете типовой схемы дробления

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Ход практического занятия

1. Формулирование темы занятия, пояснение связи темы с другими темами МДК 01.02;
2. Проверка готовности студентов к занятию;
3. Проведение непосредственно занятия согласно тематике и в соответствии с рабочей программой дисциплины.
4. Рассмотреть примеры решения типовых заданий.
5. Выполнить задание.

6. Ответить на контрольные вопросы.

1. Обоснование и выбор схемы дробления руды

Существуют следующие схемы дробления:

А - операции предварительного грохочения, дробления и поверочного грохочения;

Б - операции предварительного грохочения и дробления;

В - операции дробления и поверочного грохочения;

Г - операция дробления.

В схемах дробления А можно совмещать операции предварительного и поверочного грохочения.

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала. В зависимости от общей степени дробления и производительности фабрики принимается двух-, трех- и четырехстадиальные схемы дробления.

Схема дробления выбирается по таблице 1. Исходные данные для выбора схемы в таблице 3. Выбор варианта по таблице 2.

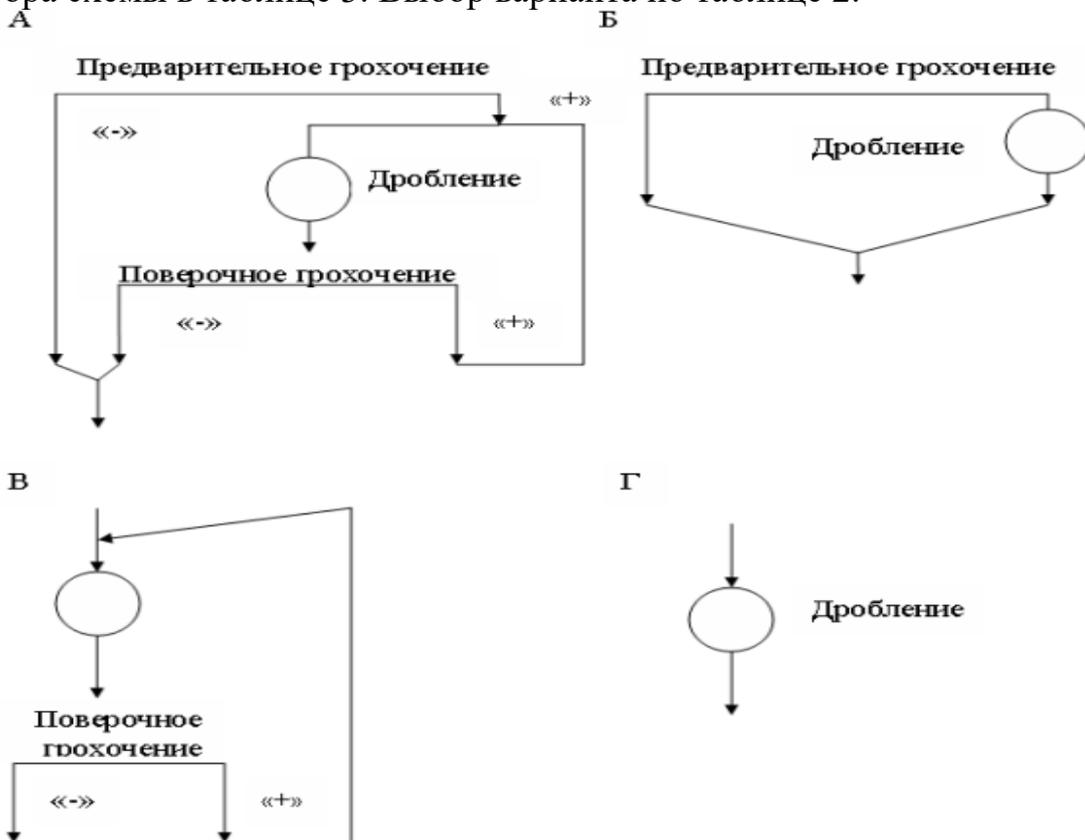


Рисунок 1 – Разновидности схем дробления

Таблица 1

Основные варианты схем дробления в зависимости от степени дробления (S), крупности дробимого (D) и дробленого продукта (d)

Обозначения схемы	Общая степень дробления, $S_{\text{общ}}$	Наибольшая крупность исходной руды (D), мм		
		1200	600	300
		Крупность конечного продукта (d), мм		
ББ	12-20	55-60	50-55	45-50

БА	20-30	40-45	35-40	30-35
БББ	30-55	25-30	20-25	15-20
ББА	55-200	13-15	10-13	6-10

2. Данные для расчета схемы дробления

Q , тыс. т/год – производительность фабрики;

D , мм – наибольшая крупность исходной руды;

d , мм – крупность дробленого продукта;

E , % – эффективность грохочения.

Насыпной вес руды принимается – $1,8 \text{ т/м}^3$;

Количество дней работы фабрики в год – 330 дней;

Чистое время работы цеха в сутки – 15 часов.

Для приближенного расчета схемы дробления можно пользоваться типовыми характеристиками крупности (приложение). Характеристика крупности исходной руды при отсутствии практических данных принимается прямолинейной.

3. Пример расчета схемы дробления

На рисунке 2 показана схема ББА, где все продукты нумеруются арабскими цифрами, а операции римскими цифрами.

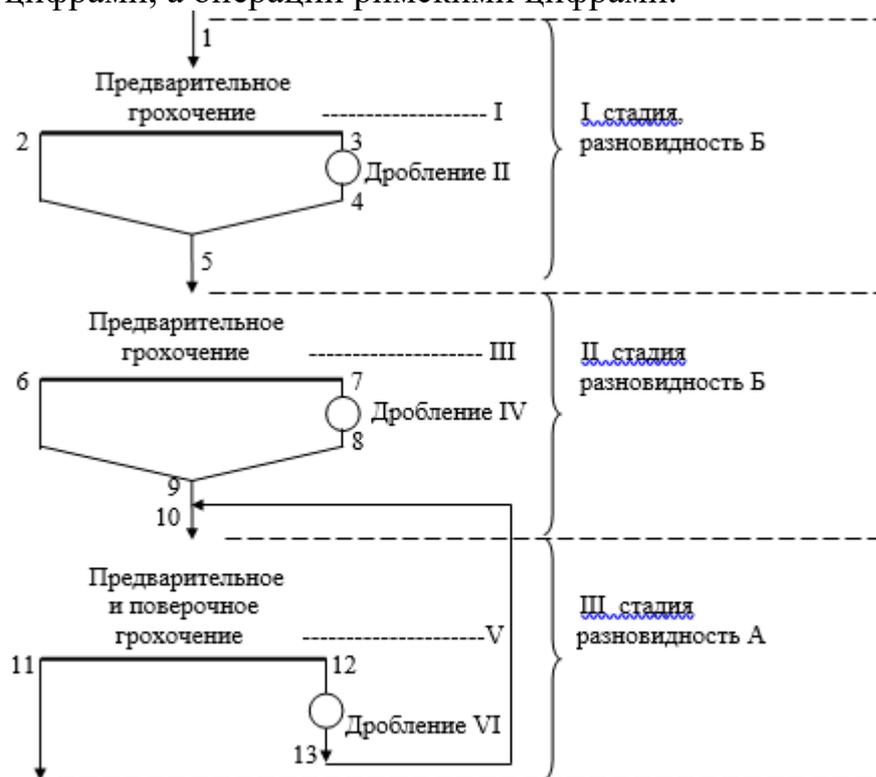


Рисунок 2 - К расчету схемы дробления ББА

Данные для расчета схемы:

- производительность обогатительной фабрики – 1300 тыс.т/год;
- календарное время – 330 дней;
- руда относится к категории твердых руд;
- максимальная крупность исходной руды $D=500$ мм;
- максимальная крупность дробленого продукта $d=10$ мм;

- эффективность грохочения:
 - а) для первой стадии грохочения $E_I=70\%$;
 - б) для второй и третьей стадии $E_{II}=85\%$;
- насыпной вес руды $1,8 \text{ т/м}^3$;
- чистое время работы цеха в сутки - 15 часов.

Схема дробления рассчитывается в следующем порядке:

1. Определяется суточная и часовая производительность оборудования по формулам:

$$Q_c = Q_r / T_{\text{раб}} \cdot 1000; \quad (1)$$

$$Q_{\text{ч}} = k \cdot Q_c / t; \quad (2)$$

где Q_r – годовая производительность, тыс.т/ч;
 Q_c – суточная производительность цеха, т/с;
 $Q_{\text{ч}}$ – часовая производительность, т/ч;
 k – поправочный коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья, влияющий на производительность оборудования данного цеха. Принимается для рудных фабрик $K=1.1$, для углеобогажительных (прочих) – 1.15;

t – чистое время работы цеха в сутки (15 часов);

$T_{\text{раб}}$ – время работы оборудования $T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}$;

$T_{\text{пер}}$ – время перерывов на ремонт оборудования (24 – 35 дней/год);

$T_{\text{кал}}$ – календарное время (365 дней);

$T_{\text{раб}} = 365 - 35 = 330$ дней;

$Q_c = 1300 / 330 \cdot 1000 = 3939,39$ т/с;

$Q_{\text{ч}} = 1,1 \cdot 3939,39 / 15 = 288,9$ т/ч.

2. Определяется общая степень дробления $S_{\text{общ}}$ по формуле:

$$S_{\text{общ}} = D_{\text{max}} / d_{\text{max}}; \quad (3)$$

где D_{max} – максимальная крупность исходной руды, мм;

d_{max} – максимальная крупность дробленой руды, мм.

$$S_{\text{общ}} = 500 / 10 = 50.$$

3. Устанавливается степень дробления на отдельных стадиях:

$$S_{\text{общ}} = S_1 \cdot S_2 \cdot S_3. \quad (4)$$

Степень дробления в каждой стадии выбирается исходя из следующего:

- дробилки крупного дробления позволяют получить до 5;
- дробилки для среднего дробления при работе без поверочного грохочения – до 6;
- те же дробилки при работе в замкнутом цикле с поверочным грохочением – до 10;
- дробилки мелкого дробления при работе без поверочного грохочения – до 3;
- те же дробилки при работе в замкнутом цикле – до 5.

Таким образом поверочное грохочение в любой стадии дает повышение степени дробления почти в два раза.

Поэтому для первой стадии принимаем $S_1=3$, для второй стадии дробления $S_2=3,33$ и для третьей стадии $S_3 = 50 / (3 \cdot 3,33) = 5$

4. Определяется условная максимальная крупность дробленых продуктов после отдельных стадий дробления (D_5, D_9, D_{11}) по формулам:

$$\text{Для первой стадии дробления } D_5 = D_1 / S_1; \quad (5)$$

$$\text{Для второй стадии дробления } D_9 = D_1 / (S_1 \cdot S_2); \quad (6)$$

$$\text{Для третьей стадии дробления } D_{11} = D_1 / (S_1 \cdot S_2 \cdot S_3); \quad (7)$$

где D_1 – максимальная крупность исходной руды;

D_5, D_9, D_{11} – максимальная крупность руды после первой, второй и третьей стадии дробления соответственно, мм;

S_1, S_2, S_3 - степени дробления первой, второй и третьей стадий.

$$D_5 = 500 / 3 \approx 167 \text{ мм};$$

$$D_9 = 500 / (3 \cdot 3,33) \approx 50 \text{ мм};$$

$$D_{11} = 500 / (3 \cdot 3,33 \cdot 5) \approx 10 \text{ мм}.$$

5. Подсчитывается для каждой стадии дробления ширину разгрузочной щели дробилки по формуле:

$$i = D / Z_p \quad (8)$$

где Z_p – относительная крупность дробленых продуктов, определяется по таблице 3;

D – наибольший размер куска руды после дробления, мм.

Таблица 3 – Значения относительной крупности дробленых продуктов Z_p

Категория твердости руд	Крупное дробление, до 100 мм	Среднее дробление, до 25 мм	Мелкое дробление, до 6 мм
Мягкие	1,3	1,5	2,0
Средней твердости	1,4	2,0	2,5
Твердые	1,7	2,5	2,8

Для каждой стадии дробления рассчитывается ширина разгрузочного отверстия i :

$$i_{III} = D_5 / Z_p = 167 / 1,7 \approx 98 \text{ мм};$$

$$i_{IV} = D_9 / Z_p = 50 / 2,5 \approx 20 \text{ мм};$$

$$i_{VI} = D_{11} / Z_p = 10 / 2,8 \approx 3,6 \text{ мм}.$$

6. Подсчитывается ширина загрузочной щели дробилки B , мм по формуле:

$$B = 1,15 \cdot D, \quad (9)$$

где D – максимальный размер куска руды перед дроблением, мм

Для первой стадии дробления – $B_{III} = 1,15 \cdot 500 = 575 \text{ мм}.$

Для второй стадии дробления – $B_{IV} = 1,15 \cdot 167 = 192 \text{ мм}.$

Для третьей стадии дробления – $B_{VI} = 1,15 \cdot 50 = 58 \text{ мм}.$

7. Выбираются размеры отверстий грохотов для первой, второй и третьей стадии дробления.

В операциях предварительного грохочения размеры отверстий сита грохотов «а» принимают в пределах $i < a < D$ (где D – условная максимальная крупность дробленого продукта, поступающего на грохот).

В операциях поверочного грохочения и совмещенных операциях предварительного и поверочного грохочения размеры отверстий сита принимают немного меньшими или равными условной максимальной крупности дробленого продукта.

Для рассчитываемой схемы принимаем:

– в операциях предварительного грохочения:

$$\begin{aligned} i_{II} < a_I < D_5 & & i_{IV} < a_{III} < D_9 \\ 98 < a_I < 167 & & 20 < a_{III} < 50 \\ a_I = 133 \text{ мм} & & a_{II} = 35 \text{ мм} \end{aligned}$$

– в операциях поверочного грохочения:

$$\begin{aligned} i_{VI} < a_V < D_{11} \\ 3,6 < a_V < 10 \\ a_{III} = 10 \text{ мм.} \end{aligned}$$

8. Определяются приближенные значения весов продуктов

а) для первой стадии дробления

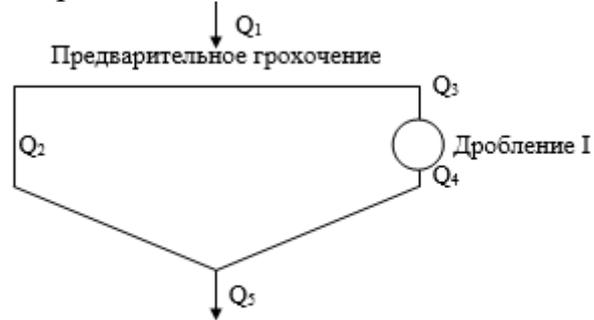


Рисунок 3 - Схема I стадии дробления

Вес нижнего продукта Q_2 определяется по формуле:

$$Q_2 = Q_1 \cdot \gamma_1 \cdot E_1, \quad (10)$$

где γ_1 – выход подрешетного продукта или количество продукта, прошедшего через сито грохота (определяется по характеристике крупности исходного продукта), %;

E_1 – эффективность грохочения, %.

Размер зерна, проходящего через сито грохота, равен отверстию в сите, поэтому для грохочения в первой стадии принимаем размер зерна равным 133 мм. По характеристике крупности (приложение) находим выход, соответствующий размеру зерна, равному 133 мм. Он будет равен 75 % или 0,75 у.е.

$$Q_2 = 288,9 \cdot 0,75 \cdot 0,7 = 151,7 \text{ т/ч.}$$

Определяется вес верхнего продукта Q_3 (Q_4) из соотношения:

$$\begin{aligned} Q_3 &= Q_4 = Q_1 - Q_2; & (11) \\ Q_3 &= Q_4 = 288,9 - 151,7 = 137,2 \text{ т/ч;} \\ Q_5 &= Q_1 = 288,9 \text{ т/ч.} \end{aligned}$$

б) для второй стадии дробления

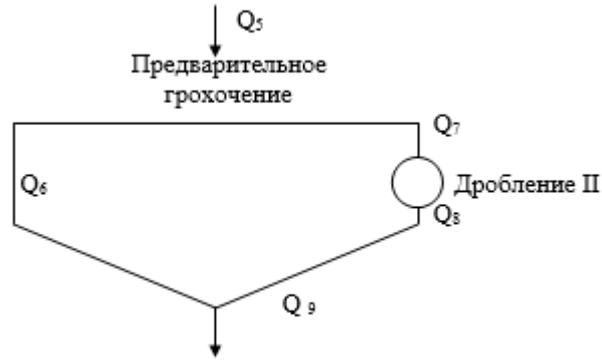


Рисунок 4 – Схема II стадии дробления

Определяется вес нижнего продукта Q_6 , по формуле:

$$Q_6 = Q_5 \cdot \gamma_2 \cdot E_2; \quad (12)$$

Для зерна размером в 35 мм выход соответствует 93 % или 0,93 у.е.

$$Q_6 = 288,9 \cdot 0,93 \cdot 0,85 = 228,4 \text{ т/ч}$$

Определяется вес продукта Q_7 (Q_8), по формуле

$$Q_7 = Q_8 = Q_5 - Q_6; \quad (13)$$

$$Q_7 = Q_8 = 288,9 - 228,4 = 60,5 \text{ т/ч};$$

$$Q_9 = Q_1 = Q_5 = 288,9 \text{ т/ч}.$$

в) для третьей стадии дробления

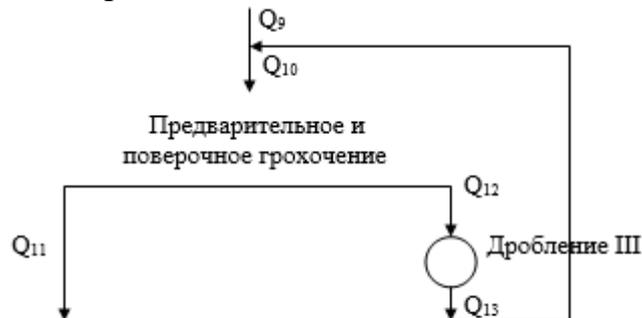


Рисунок 5 - Схема III стадии дробления

Для зерна размером в 10 мм выход подрешетного продукта соответствует 98 % или 0,98 у.е.

Вес подрешетного продукта может быть определен по формуле

$$Q_{11} = Q_{10} \cdot \gamma_3 \cdot E_2; \quad (14)$$

Выразив Q_{10} через Q_{11} , получим:

$$Q_{10} = Q_{11} / (\gamma_3 \cdot E_2); \quad (15)$$

Для рассчитываемой схемы

$$Q_{11} = Q_9 = 288,9 \text{ т/ч};$$

$$Q_{10} = 288,9 / (0,98 \cdot 0,85) = 346,8;$$

Определяется вес продуктов Q_{12} (Q_{13}) т/ч по формуле:

$$Q_{12} = Q_{13} = Q_{10} - Q_{11}; \quad (16)$$

$$Q_{12} = Q_{13} = 346,8 - 288,9 = 57,9 \text{ т/ч}.$$

г) рассчитывается объемная производительность дробилок по формуле:

$$\Theta_n = Q_n / \delta_n, \quad (17)$$

где δ_n – насыпной вес руды, т/м³.

Для первой стадии $\Theta_3 = Q_3 / 1,8 = 137,2 / 1,8 = 76,2$ м³/ч;

Для второй стадии $\Theta_7 = Q_7 / 1,8 = 60,5 / 1,8 = 33,6$ м³/ч;

Для третьей стадии $\Theta_{12} = Q_{12} / 1,8 = 57,9 / 1,8 = 32,2$ м³/ч.

Требования, которым должны удовлетворять дробилки, согласно результатам предварительного расчета схемы дробления, сводим в таблицу 4.

Таблица 4 - Требования, которым должны удовлетворять дробилки

Показатели	Стадии дробления		
	I	II	III
Крупность куска, мм	500	167	50
Размер загрузочной щели, мм	575	192	58
Ширина разгрузочной щели, мм	98	20	3,6
Требуемая производительность, т/ч	137,2	60,5	57,9
Объемная производительность, м ³ /ч	76,2	33,6	32,2

Результаты расчета количественной схемы сводится в таблицу 5.

Таблица 5 - Результаты расчета количественной схемы дробления

№	Наименование операции и продукта	Обозначение	Производительность, т/ч	Выход, %
I	<u>Предварительное грохочение</u>			
	Поступает: исходная руда	Q ₁	288,9	100,0
	Всего:		288,9	100,0
	Выходит:			
	подрешетный продукт	Q ₂	151,7	52,5
	надрешетный продукт	Q ₃	137,2	47,5
	Всего:		288,9	100,0
II	<u>Дробление 1 стадия</u>			
	Поступает:			
	надрешетный продукт	Q ₃	137,2	47,5
	Всего:		137,2	47,5
	Выходит:			
Выходит: дробленый продукт	Q ₄	137,2	47,5	
	Всего		137,2	47,5
III	<u>Предварительное грохочение</u>			
	Поступает:			
	подрешетный продукт	Q ₂	151,7	52,5
	дробленый продукт	Q ₄	137,2	47,5
	Всего:		288,9	100,0
	Выходит:			
	подрешетный продукт	Q ₆	228,4	88,5
	надрешетный продукт	Q ₇	60,5	11,5
	Всего:		288,9	100,0
IV	<u>Дробление 2 стадия</u>			
	Поступает:			

	надрешетный продукт	Q ₇	33,0	11,5
	Всего:		33,0	11,5
	Выходит:			
	дробленый продукт	Q ₈	33,0	11,5
	Всего:		33,0	11,5
V	<u>Предварительное и поверочное грохочение</u>			
	Поступает:			
	подрешетный продукт	Q ₆	255,9	88,5
	дробленый продукт	Q ₈	33	11,5
	дробленый продукт	Q ₁₃	38,1	13,2
	Всего:		327	113,2
	Выходит:			
подрешетный продукт	Q ₁₁	288,9	100,0	
надрешетный продукт	Q ₁₂	38,1	13,2	
Всего:		327,0	113,2	
VI	<u>Дробление 3 стадия</u>			
	Поступает:			
	надрешетный продукт	Q ₁₂	38,1	13,2
	Всего:		38,1	13,2
	Выходит:			
дробленый продукт	Q ₁₃	38,1	13,2	
Всего:		38,1	13,2	

ЗАДАНИЕ:

Таблица 3 – Задание для расчета по вариантам

Вариант	Q, тыс. т/год	D, мм	d, мм	E, %		Руда	Фабрика
				1 стадия	2 стадия		
1	1000	1200	13	60	75	Мяг.	Флотационная
2	1100	600	10	61	76	Мяг.	Флотационная
3	1200	300	6	62	77	Сред.	Флотационная
4	1300	1200	15	63	78	Сред.	Гравитационная
5	1400	600	13	64	79	Тверд.	Гравитационная
6	1500	300	10	65	80	Тверд.	Гравитационная
7	1600	1200	25	66	81	Мяг.	Прочие
8	1700	600	20	67	82	Мяг.	Флотационная
9	1800	300	10	68	83	Сред.	Флотационная
10	1900	1200	30	69	84	Сред.	Флотационная
11	2000	600	25	70	85	Тверд.	Гравитационная
12	2100	300	15	60	86	Тверд.	Гравитационная
13	2200	1200	40	61	74	Мяг.	Гравитационная
14	2300	600	25	62	75	Мяг.	Прочие
15	2400	300	15	63	76	Сред.	Флотационная
16	2500	1200	45	64	77	Сред.	Флотационная

17	2600	600	35	65	78	Тверд.	Флотационная
18	2700	300	20	66	79	Тверд.	Гравитационная
19	2800	1200	45	67	80	Мяг.	Гравитационная
20	2900	600	35	68	81	Мяг.	Гравитационная
21	3000	300	30	69	82	Сред.	Прочие
22	3100	1200	55	70	83	Сред.	Флотационная
23	3200	600	40	60	84	Тверд.	Флотационная
24	3300	300	35	61	85	Тверд.	Флотационная
25	3400	1200	55	62	86	Мяг.	Гравитационная

Порядок выполнения:

1. Изучить теоретический материал
2. Определить свой вариант задания
3. Изучить приведенный пример
4. Выполнить задание согласно своему варианту

Контрольные вопросы

1. Что называется, дроблением?
2. Какие способы разрушения существуют при дроблении?
3. Как различаются процессы разрушения, между собой?

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №16-17

Тема: Решение задач Оборудование для дробления

Цель: формирование умения производить расчет оборудования для дробления

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Методические указания

Основные формулы.

Производительность щековой дробилки

$$Q = 600\delta_0LS, \text{ т/ч,}$$

где δ_0 —насыпная плотность угля, т/м³,

L и S —длина и ширина разгрузочной щели, м (см. приложение 8).

Расход электроэнергии

$$N = 10^4cLB, \text{ кВт,}$$

где $c = 1/60 \div 1/120$ — коэффициент, зависящий от размеров загрузочного отверстия дробилки;

L и B —длина и ширина загрузочного отверстия, м.

Оптимальная частота вращения эксцентрикового вала щековой дробилки

$$n = \frac{40}{\sqrt{s}}, \text{ об/мин}$$

где s — размах щеки, м.

Производительность конусной дробилки

$$Q = 980\delta_0D^{2,5}e \text{ т/ч,}$$

где δ_0 —насыпная плотность материала, т/м³;
 D — диаметр нижнего основания подвижного конуса, м;
 e —ширина разгрузочной щели, м (см. приложение 8).

Расход электроэнергии

$$N = 85D^2, \text{ кВт.}$$

Частота вращения эксцентрикового стакана конусной дробилки

$$n = 15\sqrt{\frac{g \tan \frac{\alpha}{2}}{2r}}, \text{ об/мин}$$

где α — угол захвата, градус;
 r — эксцентриситет подвижного конуса, м.

Технические характеристики щековых и конусных дробилок приведены в приложении 8.

Производительность валковой дробилки

$$Q_1 = 188DnLs\delta\mu, \text{ т/ч,}$$

где D — диаметр валков, м;
 n —частота вращения валков, об/мин;
 L —длина валков, м;
 s — ширина щели между валками, м;
 δ — плотность угля, т/м³;
 μ — коэффициент разрыхления материала.

Диаметр валков принимают

$$D = (2 \div 4)d_{max}, \text{ мм}$$

Где d_{max} — максимальный размер частицы в исходном питании, мм;
 D , L , n и s подбирают по приложению 9.

Число дробилок

$$i = \frac{kQ}{Q_1}$$

где Q — количество материала, поступающего на дробление, т/ч.

Расход электроэнергии

$$N = 0,85DLn, \text{ кВт.}$$

Удельная работа удара барабанной дробилки

$$A_0 = \frac{v^2}{2}, \text{ Дж/кг,}$$

Где v —скорость падения частиц материала в момент удара, м/с,

$$v = 5,83\sqrt{R}, \text{ м/с,}$$

R — радиус барабана, м.

Производительность молотковой дробилки

$$Q_1 = \frac{Kd^2Ln^2}{3600(i_1 - 1)}, \text{ т/ч}$$

Где $K = 4 \div 6,2$ — коэффициент, зависящий от конструкции дробилки и твердости угля;

d — диаметр ротора, м;

L —длина ротора, м;

n — частота вращения ротора, об/мин;

i_1 — степень дробления.

Величины d , L и n подбирают по приложению 10.

Число дробилок

$$i = \frac{kQ}{Q_1}$$

Где Q - количество материала, поступающего на дробление, т/ч.

Расход электроэнергии

$$N = 0,15d^2Ln, \text{ кВт.}$$

Число роторных дробилок определяют по формуле $i = \frac{kQ}{Q_1}$,

Где Q находят по приложению 10.

Задача 66. Определить производительность и мощность электродвигателя щековой дробилки СМД-58Б, если насыпная плотность угля $\delta_0=0,9 \text{ т/м}^3$.

Ответ. $Q = 84 \text{ т/ч}$; $N=90 \text{ кВт}$.

Задача 67. Определить производительность и мощность электродвигателя щековой дробилки СМД-59А, если насыпная плотность угля $\delta_0=0,95 \text{ т/м}^3$.

Ответ. $Q=128 \text{ т/ч}$; $N =150 \text{ кВт}$.

Задача 68. Определить частоту вращения эксцентрикового вала щековой дробилки, если размах щеки $s=55 \text{ мм}$.

Ответ. 170 об/мин .

Задача 69. Определить размах щеки щековой дробилки если частота вращения эксцентрикового вала $n = 135 \text{ об/мин}$.

Ответ. 88 мм .

Задача 70. Определить производительность и мощность электродвигателя конусной дробилки ККД-1200, если насыпная плотность угля $\delta_0=0,9 \text{ т/м}^3$.

Ответ. $Q=750 \text{ т/ч}$; $N =340 \text{ кВт}$.

Задача 71. Определить частоту вращения эксцентрикового стакана конусной дробилки, если эксцентриситет дробящего конуса $r =30 \text{ мм}$, угол захвата дробилки $\alpha=23^\circ$.

Ответ. 86 об/мин .

Задача 72. Определить производительность и мощность электродвигателя двухвалковой зубчатой дробилки ДДЗ-6. если ширина щели между валками $s=100 \text{ мм}$, плотность угля $\delta =1,6 \text{ г/м}^3$, коэффициент разрыхления угля $\mu = 0,5$.

Ответ. $Q=380 \text{ т/ч}$; $N=20 \text{ кВт}$.

Задача 73. Определить производительность двухвалковой зубчатой дробилки ДДЗ-10, если ширина щели между валками $s=100 \text{ мм}$, плотность угля $\delta=1,7 \text{ т/м}^3$, коэффициент разрыхления угля $\mu = 0,5$.

Ответ. 715 т/ч .

Задача 74. Рассчитать число двухвалковых зубчатых дробилок и мощность их электродвигателей для подготовительного дробления класса $100—250 \text{ мм}$ до 100 мм в количестве $Q =300 \text{ т/ч}$, если плотность угля $\delta =1,5 \text{ т/м}^3$, коэффициент разрыхления угля $\mu =0,5$.

Решение.

1. Диаметр валков определяем по формуле (47)

$$D = (2 \div 4)d_{max}, \text{ мм}$$

$$D = 3 \cdot 250 \text{ мм} = 750 \text{ мм.}$$

По приложению 9 принимаем дробилку ДДЗ-3М;

$D = 900 \text{ мм}$, $L = 900 \text{ мм}$, $n = 36 \text{ об/мин}$.

2. Производительность одной дробилки определяем по формуле

$$Q_1 = 188DnLs\delta\mu, \text{ т/ч}$$

3. Определяем число дробилок

$$i = \frac{kQ}{Q_1}$$

Принимаем одну дробилку ДДЗ-3М.

Мощность электродвигателя определяем по формуле

$$N = 0,85DLn, \text{ кВт.}$$

Задача 75. Рассчитать число двухвалковых зубчатых дробилок и мощность их электродвигателей для подготовительного дробления класса 80—200 мм до 80 мм в количестве $Q = 200 \text{ т/ч}$, если плотность угля $\delta = 1,6 \text{ т/м}^3$, коэффициент разрыхления угля $\mu = 0,45$.

Ответ. Одна дробилка ДДЗ-6; $N=20 \text{ кВт}$.

Задача 76. Определить удельную работу удара в барабанной дробилке ДБ-28 ($D = 2800 \text{ мм}$) для избирательного дробления угля.

Ответ. 23,8 Дж/кг.

Задача 77. Определить производительность и мощность электродвигателя молотковой дробилки М-8-6Б для дробления промпродукта класса 13—100 мм до 13 мм.

Ответ. $Q = 64 \text{ т/ч}$; $N=57 \text{ кВт}$.

Задача 78. Рассчитать число молотковых дробилок и мощность их электродвигателей для дробления промпродукта класса 10—100 мм до 10 мм в количестве $Q=80 \text{ т/ч}$.

Ответ. Одна дробилка М-10-8В, $N = 117 \text{ кВт}$.

Задача 79. Рассчитать число роторных дробилок ОЦД-50С для дробления промпродукта до 13 мм в количестве $Q = 40 \text{ т/ч}$.

Ответ. Одна дробилка.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №18

Тема: Составление типовых технологических схем для дробления

Цель: приобретение практических навыков при составлении и расчете типовой схемы дробления

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание:

Данные для расчета схемы дробления

Тип схемы БА, где все продукты нумеруются арабскими цифрами, а операции римскими цифрами.

Данные для расчета схемы:

- производительность обогатительной фабрики – 1300 тыс.т/год;
- календарное время – 330 дней;
- руда относится к категории твердых руд;
- максимальная крупность исходной руды $D=500$ мм;
- максимальная крупность дробленого продукта $d=10$ мм;
- эффективность грохочения:
 - а) для первой стадии грохочения $E_I=70\%$;
 - б) для второй и третьей стадии $E_{II}=85\%$;
- насыпной вес руды $1,8$ т/м³;
- чистое время работы цеха в сутки - 15 часов.

ЗАДАНИЕ:

Таблица 3 – Задание для расчета по вариантам

Вариант	Q, тыс. т/год	D, мм	d, мм	E, %		Руда	Фабрика
				1 стадия	2 стадия		
1	1000	1200	13	60	75	Мяг.	Флотационная
2	1100	600	10	61	76	Мяг.	Флотационная
3	1200	300	6	62	77	Сред.	Флотационная
4	1300	1200	15	63	78	Сред.	Гравитационная
5	1400	600	13	64	79	Тверд.	Гравитационная
6	1500	300	10	65	80	Тверд.	Гравитационная
7	1600	1200	25	66	81	Мяг.	Прочие
8	1700	600	20	67	82	Мяг.	Флотационная
9	1800	300	10	68	83	Сред.	Флотационная
10	1900	1200	30	69	84	Сред.	Флотационная
11	2000	600	25	70	85	Тверд.	Гравитационная
12	2100	300	15	60	86	Тверд.	Гравитационная
13	2200	1200	40	61	74	Мяг.	Гравитационная
14	2300	600	25	62	75	Мяг.	Прочие
15	2400	300	15	63	76	Сред.	Флотационная
16	2500	1200	45	64	77	Сред.	Флотационная
17	2600	600	35	65	78	Тверд.	Флотационная
18	2700	300	20	66	79	Тверд.	Гравитационная
19	2800	1200	45	67	80	Мяг.	Гравитационная
20	2900	600	35	68	81	Мяг.	Гравитационная
21	3000	300	30	69	82	Сред.	Прочие
22	3100	1200	55	70	83	Сред.	Флотационная
23	3200	600	40	60	84	Тверд.	Флотационная
24	3300	300	35	61	85	Тверд.	Флотационная
25	3400	1200	55	62	86	Мяг.	Гравитационная

Контрольные вопросы

4. Что называется, дроблением?
5. Какие способы разрушения существуют при дроблении?

6. Как различаются процессы разрушения, между собой?

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №19

Тема: Составление типовых технологических схем для измельчения

Цель: приобретение практических навыков при составлении типовых технологических схем для измельчения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание:

1. Изучить одностадиальные схемы измельчения
2. Изучить двухстадиальные схемы измельчения
3. Изучить трехстадиальные схемы измельчения

В зависимости от требуемой крупности измельчённого продукта применяются 1,2,3 – стадийные схемы измельчения.

Максимальная крупность кусков конечного дробленого продукта, поступающего на измельчение, для мельниц само- и полусамои измельчения не должна превышать 300-350 мм, для стержневых мельниц — 15-20 мм, для шаровых — 10-13 мм.

Схемы измельчения характеризуется большим разнообразием по числу стадий, характеру технологического процесса, числу и назначению операций классификации.



Рис. 3.10. Одностадиальные схемы измельчения

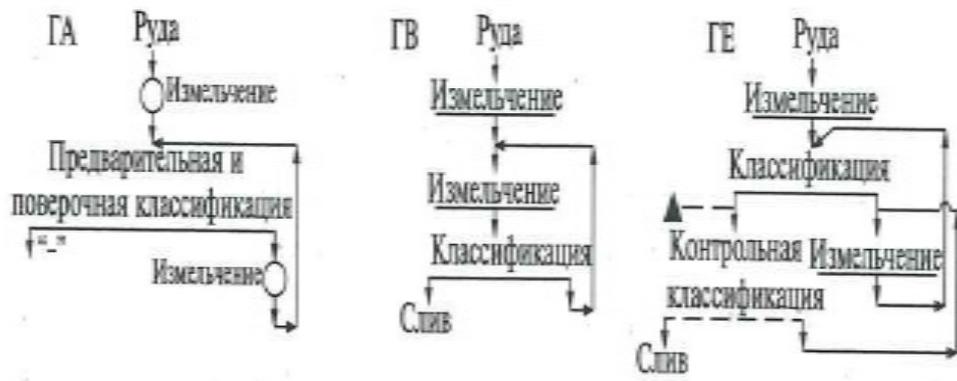


Рис. 3.11. Двухстадиальные схемы измельчения с открытым циклом в первой стадии

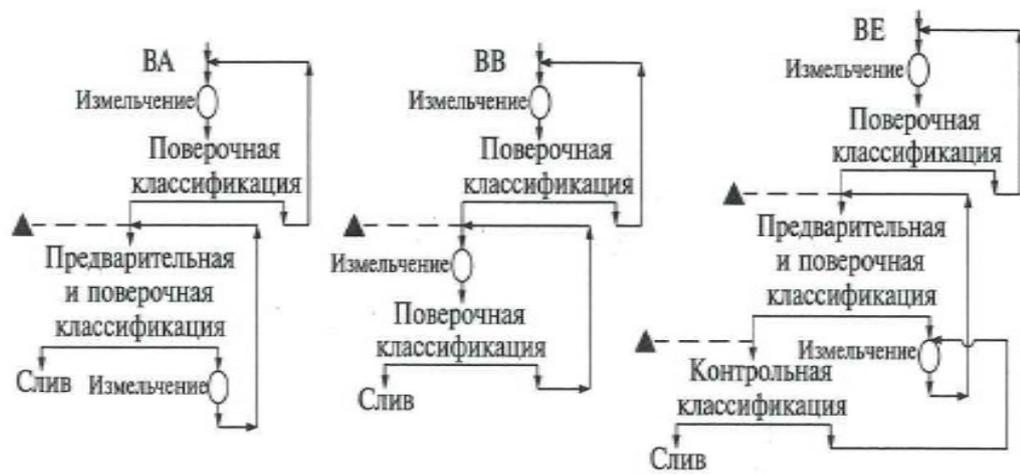


Рис. 3.12. Двухстадиальные схемы измельчения с полностью замкнутым циклом в первой стадии

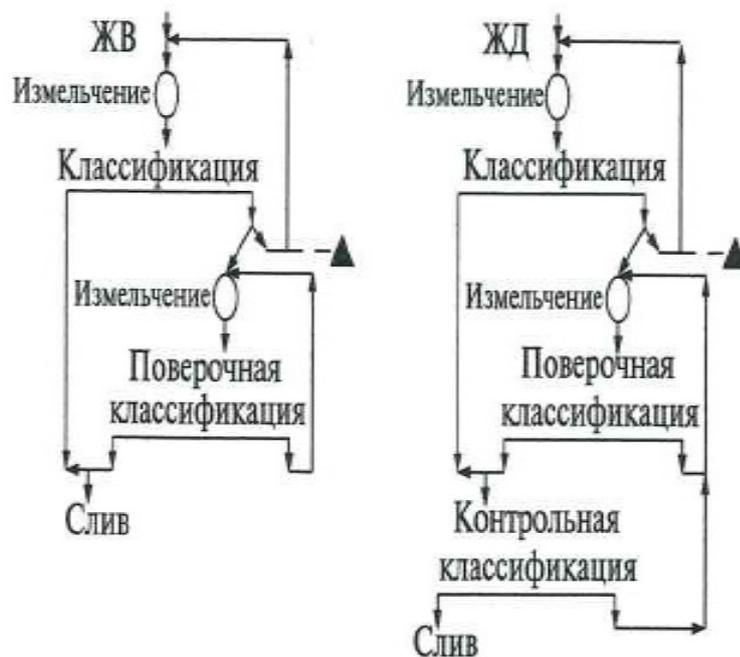


Рис. 3.13. Двухстадиальные схемы с частично замкнутым циклом в первой стадии

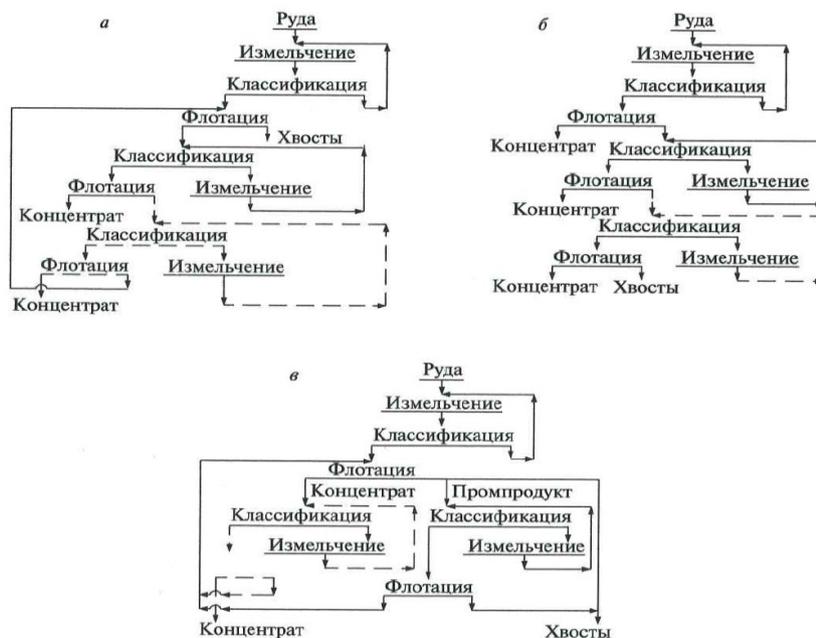


Рис. 3.14. Принципиальные трехстадиальные схемы измельчения и флотации

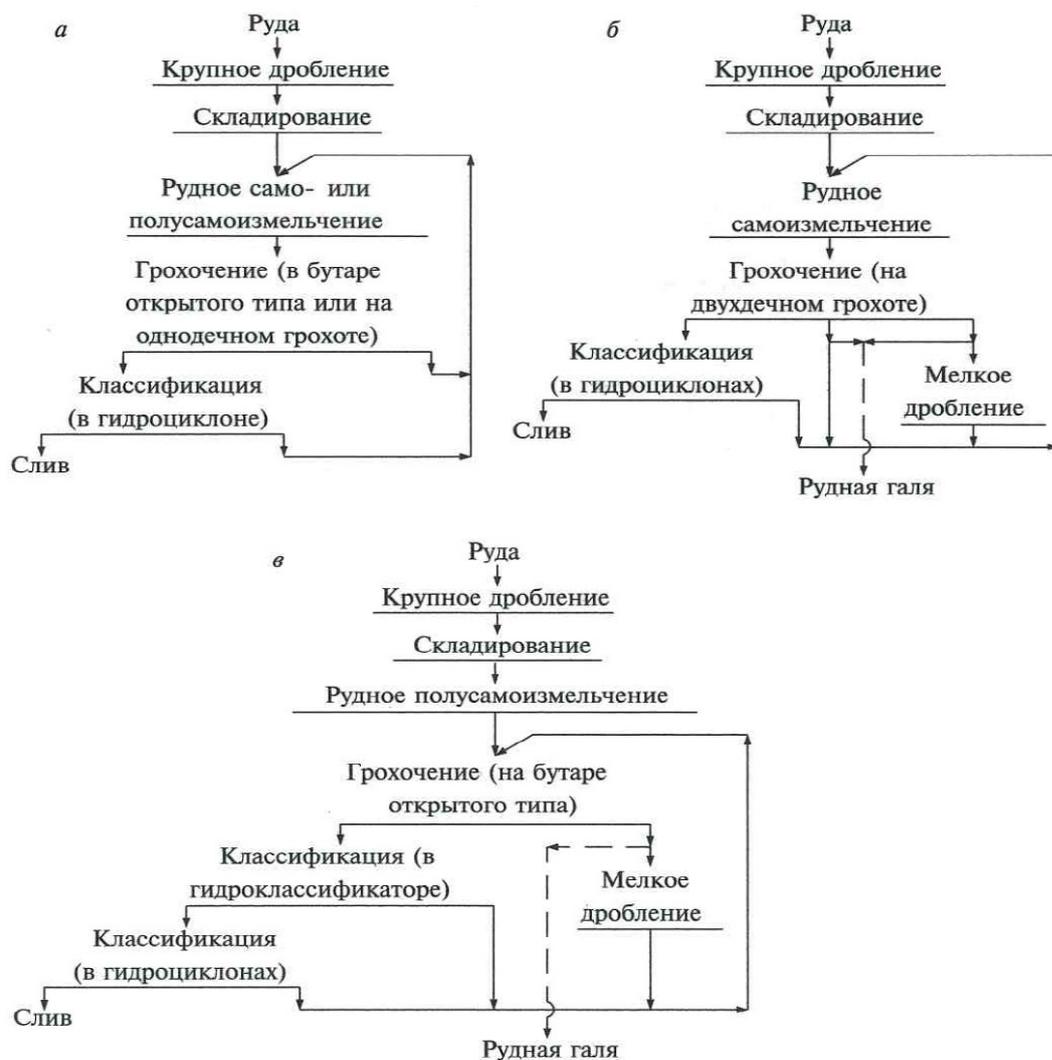


Рис. 3.15. Одностадиальные схемы полного рудного само- и полусамоизмельчения (а) и с операцией дробления кусков «критической» крупности в разгрузке мельницы (б, в)

Форма отчета: Студенты представляют для проверки задания, выполненные в рабочих тетрадах для практических занятий

Практическое занятие №20-21

Тема: Составление типовых технологических схем подготовленных операций обогащения

Цель: Приобретение практических навыков при составлении типовых технологических схем подготовленных операций обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задания:

1. На предварительное грохочение поступает рядовой уголь $\gamma_1 = 100\%$, $A_1^d = 33,1\%$. Рассчитать операции грохочения и дробления класса >100 мм, если выход класса >100 мм $\gamma_{>100} = 5,4\%$; эффективность грохочения на сите с отверстиями 100 мм $\eta_1 = 0,97$. Составить схему к задаче.

2. На грохочение поступает уголь класса 0-100 мм $\gamma_3 = 100\%$; $A_3^d = 33,1\%$. Рассчитать операцию мокрого подготовительного грохочения ни классы 13-100 и 0-13 мм, если выход и зольность классов по

гранулометрическому составу: $\gamma_{13-100} = 43,9\%$, $A_{13-100}^d = 41,2$ $\gamma_{0-13} = 56,1\%$, $A_{0-13}^d = 26,8\%$. Составить схему к задаче.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки задание, выполненное в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №22

Тема: Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы грохота

Цель: приобретение навыков изучения состава оборудования, связанного с областью применения, техническими характеристиками, эксплуатацией и ремонтом грохотов с подвижной просеивающей поверхностью на обогатительных фабриках

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание изучить с помощью макетов оборудования устройство и правила эксплуатации грохотов

Основные условия работы грохотов:

- равномерное питание исходным материалом как во времени, так и по ширине;
- правильное и равномерное натяжение сит;
- хорошее состояние и чистота сит;
- правильное направление вращения вала грохота;
- своевременная смазка и нормальный нагрев подшипников;
- исправность частей грохота.

Существует несколько способов крепления и натяжения решет и сит к корпусу грохота. Наиболее часто применяется поперечное натяжение сит.

Для лучшего распределения материала по ширине грохота сито делают несколько выпуклой формы. Очистка отверстий сит от посторонних предметов и застрявших кусков грохотимого материала проводится при помощи щеток и деревянных молотков.

Вал грохота должен вращаться в направлении движения материала.

Необходимо тщательно контролировать натяжение ремней, состояние подшипников и болтовых соединений.

Пуск грохота производить без нагрузки и после того, как вал вибровозбудителя наберет номинальную частоту вращения, начинать подачу материала.

Категорически запрещается включать электродвигатель, когда грохот завален рассеиваемым материалом.

Для остановки грохота вначале прекратить подачу на него материала, разгрузить грохот, а потом выключить электродвигатель привода.

Перечень наиболее часто встречающихся или возможных неисправностей приведен в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Перечень наиболее часто встречающихся неисправностей

Наименование неисправностей, внешнее проявление и дополнительные признаки	Вероятные причины	Метод устранения
1. Температура подшипников превышает температуру окружающей среды более чем на 60 °С	Трение корпуса подшипника о бортовину в результате ослабления болтов крепления. Трение вала о лабиринтное уплотнение торцевой крышки в результате износа подшипников. Отсутствие смазки в подшипниках	Подтяните болты динамометрическим ключом. Замените изношенные подшипники: снимите вместе с корпусом и крышками с помощью отжимных болтов. Смажьте подшипники через пресс-масленку.
2. Разность амплитуд колебаний правого и левого бортов короба более 0,5 мм	Дебалансы установлены неправильно	Установите правильно пальцы в правом и левом дебалансах
3. Стук грохота	Неравномерное питание грохота по ширине просеивающей поверхности. Ослабление крепления просеивающей поверхности	Замените питатель или измените его положение. Подтяните болты крепления

Форма отчета: Студенты представляют для проверки задание, выполненное в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №23

Тема: Выявление и устранения причин, которые могут привести к аварийным режимам работы щековых дробилок

Цель: приобретение навыков изучения состава оборудования, технических характеристик, эксплуатацию и ремонт щековых дробилок обогатительных фабриках

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание изучить технические характеристики, устройство и правила эксплуатации щековых дробилок

Эксплуатация дробилок

До начала эксплуатации дробилки необходимо проверить состояние отдельных узлов и деталей: исправность и натяжение приводных ремней, полумуфт, ограждений, загрузочных и разгрузочных желобов, решет, бил, валков, предохранительных устройств, футеровки щек, а также проверить наличие смазки и исправность маслосистем, плотность закрывания смотровых люков и др.

Неисправности должны быть устранены до пуска дробилки в работу.

Во время работы дробилок их обслуживание сводится к обеспечению равномерной загрузки исходным питанием, контролю гранулометрического состава дробленого угля, температуры подшипников, циркуляции смазки. Крупность дробленого угля изменяют регулированием положения дробящих

поверхностей (щеки, валков), что предусмотрено конструкцией дробилок всех типов.

Неравномерная загрузка приводит к снижению производительности дробилки или к перегрузкам, что влечет за собой нарушение режима работы, остановку или завал. Для надежной работы дробилки недопустимо попадание в ее рабочее пространство недробимых (металлических) предметов. Поэтому перед дробилкой устанавливают магнитные ловители или средства обнаружения металлических предметов, подающие условный сигнал или отключающие соответствующее оборудование. Однако из-за условий компоновки и типа, используемого оборудования не всегда можно установить средства улавливания или обнаружения металлических предметов. В таких случаях решающее значение имеет внимание обслуживающего персонала. При появлении ненормального стука или других признаков необходимо немедленно остановить дробилку.

Следует помнить, что отдельные предохранительные меры от поломки дробилок предусмотрены в их конструкции. Так, в щековых дробилках для предохранения конструкции от разрушающих усилий служат распорные плиты. В момент стопорения хода дробилки одна из них (обычно малая) ломается, и машина продолжает работать на холостом ходу, при котором подвижная щека перестает качаться.

Неполадки	Возможные причины неполадок	Способы их устранения
<i>Щековые дробилки</i>		
Чрезмерный нагрев подшипников	Нет смазки в подшипниках. Чрезмерное количество смазки. Загрязнение смазки.	Включить систему жидкой смазки. Отрегулировать подачу смазки. Заменить смазку.
Стук в распорных плитах.	Слабая растяжка замыкающего устройства. Износ узла опор качения.	Затянуть замыкающее устройство до устранения стука. Заменить изношенные детали узла опор качения.
Прекратилось дробление, материал выпадает недодробленным.	Поломка предохранительных распорных плит.	Заменить предохранительные плиты.
Дробящие плиты «дрожат».	Ослабло крепление плит.	Осадить кувалдой (через деревянную прокладку) клинья до отказа и затянуть гайки болтов клинового упора.
Стук в гнездах сухаря.	Недостаточное натяжение	Отрегулировать натяжные

	пружины, поломка пружины или большой износ сухаря.	пружины, заменить пружину или сухарь.
Увеличилась крупность выходящего материала.	Значительный износ частей дробящих плит.	Перевернуть дробящие плиты на 180 град. Или отрегулировать ширину выпускной щели.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки задание, выполненное в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №24

Тема: Выявление и устранение причин, неисправностей конусных дробилок

Цель: формирование навыков у студентов пользоваться полученными знаниями при выявлении и устранение причин, неисправностей конусных дробилок

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Данная практическая работа проводится в лаборатории на макете оборудования «Конусная дробилка»

Задание: Студенту необходимо выполнить чертеж конусной дробилки. Составить таблицу «Неполадки и способы устранения неисправностей конусных дробилок». Найти и устранить причину неисправностей конусных дробилок.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки , выполненное в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №25

Тема: Расчет параметров дробилок

Цель: формирование практического опыта при изучении параметров валковых дробилок

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание 1 Ознакомиться с конструкцией валковой дробилки, начертить схему машины и составить спецификацию основных деталей.

Задание 2 Рассчитать параметров валковых дробилок

1. Согласно табл. 1 определить вариант задания.

Вариант	Тип дробилки	Размер валков $D*L$, мм	Частота вращения валков n , об/мин	Ширина щели между валками, S , мм	Насыпная плотность руды δ т/м ³	Коэффициент разрыхления материала при выходе его из дробилки, κ
1.	ДГ	400x250	200	12	2,5	0,20
2.	ДГ	600x400	180	6	2,4	0,22

3.	ДДЗ	630x800	50	50	1,6	0,25
4.	ДДЗ	1000x1250	36	100	1,5	0,17
5.	ДГ	1500x600	83	20	1,8	0,30
6.	ДДЗ	1600x2000	41	200	1,6	0,15
7.	ДВ	230*230	110	5	1,6	0,25
8.	ДВ	400*250	200	16,2	2,5	0,20
9.	ДВ	600*400	180	32	1,8	0,30
10.	ДВ	800*500	150	43	1,5	0,17
11.	ДВ	1000*550	100	53,5	1,6	0,25
12.	ДВ	1500*600	83	65	1,8	0,30
13.	ДДЗ-4А	400*500	60	105	1,6	0,15
14.	ДДЗ-6А	630*800	50	150	1,6	0,25
15.	ДДГ-10А	1000*1250	50	240	2,5	0,20
16.	ДДС	900*1200	36	200	1,8	0,30
17.	ДДЗ	1600x2000	41	200	2,5	0,20
18.	ДВ	230*230	110	5	2,4	0,22
19.	ДВ	400*250	200	16,2	1,6	0,25
20.	ДВ	600*400	180	32	1,5	0,17
21.	ДГ	400x250	200	12	1,8	0,30
22.	ДГ	600x400	180	6	1,5	0,17

При выборе валковых дробилок с гладкими валками считают, что диаметр валка должен быть больше диаметра максимального куска в 20 раз.

23. Отношение между диаметром валков и диаметром максимального куска руды можно определить из выражения

$$2r = [2R(1 - \cos\alpha) + s] / \cos\alpha, (2)$$

где s - расстояние между валками, см;

α - угол захвата валковой дробилки, град;

r - радиус максимального куска исходной руды, см;

R - радиус валка, см.

При сдвинутых вплотную валках формула (2) примет вид

$$2r = [2R(1 - \cos\alpha)] / \cos\alpha (3)$$

Произвести необходимые преобразования формулы (3) для определения угла захвата α , который является важной технологической характеристикой валковых дробилок с гладкими валками. Это угол, образованный двумя касательными, проведенными к поверхностям валков в точках соприкосновения с дробимым куском. Угол захвата изменяется в зависимости от диаметра валка, размера дробимого куска и ширины щели между валками.

24. Окружную скорость гладких валков v , м/с, определяют по формуле

$$v = (\pi Dn) / 60, (4)$$

где D - диаметр валка, м;
 n - частота вращения валков, об/мин.

Результаты вычислений по формуле (4) должны соответствовать действующим практическим рекомендациям для валков диаметром меньше 1000 мм ($v \leq 4,2 \div 6,5$) м/с [2].

4. Теоретическая производительность валковой дробилки Q , т/ч, можно определить по формуле [2]

$$Q = 60n\pi DLs\mu\delta, \quad (5)$$

где μ - коэффициент разрыхления руды; δ - насыпная плотность руды (угля), т/м³; L - длина валков, м; D - диаметр валков, м; n - частота вращения валков, об/мин; s - ширина щели между валками, м.

Необходимо провести все расчеты согласно пунктам 1-4, а также выполнить эскизы с проставлением размеров и спецификации. Все найденные характеристики валковой дробилки сводят в табл. 11

Таблица 2

Техническая характеристика валковой дробилки

Диаметр валка, мм	Длина валка, мм	Предельная частота вращения валков, об/мин	Производительность, т/ч
-------------------	-----------------	--	-------------------------

Контрольные вопросы

1. Перечислить и охарактеризовать виды валковых дробилок.
2. Назвать область применения валковых дробилок.
3. Дать определение углу захвата валковых дробилок.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №26

Тема: Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы молотковых дробилок

Цель: приобретать навыки представления о причинах, которые могут привести к аварийным режимам работы валковых зубчатых и молотковых дробилок

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание 1 Изучить конструкцию валковых зубчатых и молотковых дробилок

Задание 2 Изучить техническое состояние дробилок

Задание 3 Ответить на контрольные вопросы

Валковые дробилки

Техническое состояние дробилок должно обеспечить степень дробления при дроблении твердых пород не менее 4, при дроблении мягких пород не менее 10.

В соответствии с ТУ 24.090.003.4—80 окружная скорость валков должна быть

м/с:

наименьшая 3, средняя 4,5, наибольшая 6.

Предельная окружная скорость валков не более 12 м/с.

Удельное давление на валки 1700 кПа.

Максимальный износ бандажей на толщину, мм: местный не более 5, на валках диаметром до 600 мм 10—12, на валках диаметром более 600 мм 20—25.

Биение цилиндрической поверхности бандажей не должно превышать (в долях от наружного диаметра бандажа): у дробилок типа ДГ 0,002, у дробилок типа ДР 0,01.

Длину валков дробилки обычно принимают в зависимости от свойств перерабатываемой горной массы:

при дроблении твердых пород — в долях от их диаметра 0,3—0,7; при дроблении мягких пород — кратная от их диаметра, 1,5—2,5.

При дроблении мягкой, вязкой и влажной горной массы разность частот вращения валков обычно колеблется в пределах 14—20%.

Техническое состояние дробилки должно обеспечивать степень сокращения дробления (измельчения) 10—15.

Молотковые дробилки

При дроблении сухой горной массы зазор между решеткой и молотками должен быть в пределах, мм: для крупности по наибольшему измерению до 5 мм 10—15, то же, до 10 мм 15—25. Номинальная окружная скорость молотков 20—55 м/с.

Молотки следует выбирать по массе в зависимости от крупности исходного, материала, кг: для дробления материала крупностью до 100—200 мм в пределах 3—15; для дробления материала крупностью до 600—800 мм в пределах 30—60; для дробления крупных кусков крепких пород — 60—150.

При статической балансировке ротора допускается дебаланс, г/см: без молотков до 170, с молотками до 200.

Отклонение массы одного ряда от массы соседнего ряда должно быть не более 200—300 г. Отклонение массы новых молотков должно быть не более 50 г: для получения одинаковой массы молотков допускается применение электросварки холодным методом; износ молотков (по массе) должен быть не более 50%.

Зазор между колосниками или щели в плитах должны иметь наклон в сторону вращения ротора под углом к радиусу 40—50° и расширяться в сторону разгрузки на угол 10—20°.

Потребляемая мощность на холостом ходу дробилки не должна иметь резких колебаний (при нормальной работе).

Для самоочищающихся молотковых дробилок следует выдерживать следующие параметры, мм: зазор между полотном ленты и ротором должен быть в пределах 80—100, для шарнирных валов отклонение от соосности не более 150,

При вращении дробилки без молотков двойная амплитуда колебаний не укрепленной станины не должна превышать 1 мм.

При продолжительной работе дробилки нагрев подшипников не должен превышать (должен быть в пределах) 60—70°С.

Контрольные вопросы:

1. Для каких дробилок применяется наименьшая длина валков
2. Перечислить преимущества и недостатки валковых дробилок.
3. Перечислить преимущества и недостатки молотковых дробилок.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №27-28

Тема: Решение задач Фракционный анализ и обогатимость углей

Цель: формирование навыков вести правильную обработку фракционного анализа, построение кривых обогатимости

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Основные формулы.

Масса пробы для фракционного анализа по ГОСТ 4790—75

$$M = 0,5 d_{max}, \text{ кг}$$

где d_{max} —максимальный размер частиц в пробе, мм.

При $d_{max}=0,5$ мм масса пробы 0,5 кг.

При обработке результатов фракционного анализа используют формулы

$$\gamma_{пр} = \frac{Q_{пр}}{Q} 100, \%$$

$$\gamma = \gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n, \%; A^c = \frac{\gamma_1 A_1^c + \gamma_2 A_2^c + \dots + \gamma_n A_n^c}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}, \%$$

Категорию обогатимости углей по ГОСТ 10100—84 определяют в зависимости от выхода приведенных промежуточных фракций плотностью

$$1,4—1,8 \text{ г/см}^3: \gamma_{(1,5-1,8)пр} = \frac{\gamma_{1,5-1,8}}{\gamma_{<1,8}} 100, \%$$

где $\gamma_{1,5-1,8}$ и $\gamma_{<1,8}$ - выход промежуточных фракций 1,5-1,8 г/см³ и суммарный, выход фракции <1,8 г/см³ по результатам фракционного анализа, %.

Таблица 1

Наименование угля	Плотность фракций, кг/м ³		
	в концентрате	в промежуточном продукте	в породе
Каменный уголь	До 1500	Св. 1500 до 1800 включ.	Св. 1800
Антрацит	До 1800	Св. 1800 до 2000 включ.	Св. 2000

Категории обогатимости углей и антрацитов

Показатель обогатимости (Т), %	Категория
До 5	1 (легкая)
Свыше 5 до 10 включ.	2 (средняя)
Свыше 10 до 15 включ.	3 (трудная)
Свыше 15	4 (очень трудная)

По приложению 1 определяют категорию обогатимости угля.

Категорию обогатимости антрацитов определяют в зависимости от фактического выхода промежуточной фракции плотностью 1,8—2,0 г/см³ по приложению 1.

Задача 101. Определить минимальную массу проб для фракционного анализа угля классов 50—100, 25—50 и 13—25 мм. Ответ. 50, 25 и 13 кг.

Таблица 22

Результаты фракционного анализа класса 13—25 мм				
Плотность фракции, г/см ³	Выход		A ^c %	S ^c _{об} , %
	кг	%		
1	2	3	4	5
<1,3	7,6		3,5	2,3
1,3—1,4	2,4		7,7	2,4
1,4—1,5	0,9		13,2	2,7
1,5—1,6	0,2		20,3	2,8
1,6—1,8	0,3		38,2	3,1
>1,8	2,2		75,6	5,2
Итого	13,6	100,0		

угля классов 50—100, 25—50 и 13—25 мм. Ответ. 50, 25 и 13 кг.

Задача 102. Заполнить графу 3 и подсчитать итоговые данные граф 4 и 5 табл. 22.

Задача 103. В табл. 23 приведены результаты фракционного анализа угля класса 50—100 мм,

выход которого к рядовому углю составляет $\gamma_p=8,9\%$. Заполнить графу 3 таблицы.

Таблица 23

Результаты фракционного анализа класса 13—25 мм			
Плотность фракции, г/см ³	Выход		A ^c %
	γ	γ_p	
1	2	3	4
<1,3	14,6		3,8
1,3—1,4	31,3		8,8
1,4—1,5	15,0		18,2
1,5—1,6	5,0		26,1
1,6—1,8	0,5		41,1
>1,8	24,6		72,0
Итого	100,0	100,0	

Таблица 24

Результаты фракционного анализа угля класса 50—100		
Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A ^c , %

Решение.

Выход к рядовому углю фракции плотностью <1,3 г/см³ $\gamma_{<1,3} = 14,6 \frac{8,9}{100}$

Аналогично определяем выходы других фракций.

<1,3	61,0	6,2
1,3-1,4	12,4	13,2
1,4—1,5	6,2	21,5
1,5-1,6	3,4	30,8
1,6-1,8	2,6	41,6
>1,8	14,4	82,5
Итого	100,0	20,8

Задача 104.
 Определить категорию обогатимости угля класса 50-100 мм по ГОСТ 10100—75.
 Результаты

фракционного анализа угля приведены в табл. 24. Ответ. Трудная.

Задача 105.

Таблица 25

Определить категорию обогатимости угля класса 6—13 мм по ГОСТ 10100—75.
 Результаты фракционного анализа угля приведены в табл. 25. Ответ. Трудная

Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A^c , %
<1,3	66,6	4,9
1,3-1,4	10,1	11,7
1,4-1,5	4,3	19,7
1,5-1,6	3,4	27,2
1,6-1,8	3,9	42,6
>1,8	11,7	75,0
Итого	100,0	16,6

Таблица 26

Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A^c , %
<1,4	48,6	3,7
1,4—1,5	30,8	7,8
1,5—1,6	4,7	17,2
1,6 – 1,8	4,7	35,1
1,8-2,0	3,7	51,5
>2,0	7,5	77,6
Итого	100,0	14,4

Задача 106.

Определить категорию обогатимости антрацита класса 13-100 мм по фракционному составу, приведенному в табл. 26.
 Ответ. Легкая.

2. КРИВЫЕ ОБОГАТИМОСТИ

Задача 107. Заполнить графы 4, 5, 6 и 7 табл. 27 и построить кривые обогатимости угля класса 13—100 мм.

Таблица 27

Результаты фракционного анализа угля и его зольность

Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A^c , %	Суммарные, %			
			всплывшие фракции		потонувшие фракции	
			сверху γ	A^c	снизу γ	A^c
1	2	3	4	5	6	7
<1,3	55,9	4,8	55,9	4,8		
1,3-1,4	9,4	10,1	65,3	5,6		
1,4-1,5	7,6	18,6	72,9	6,9		
1,5-1,6	3,3	30,0			27,1	66,3

1,6-1,8	3,1	45,9			23,8	71,4
1,8>	20,7	75,2			20,7	75,2
Итого	100	23,0	-	-	-	-

1. Заполняем графу 4 табл. 2 данными, полученными последовательным суммированием выходов фракций (графа 2) сверху:

$$55,9 + 9,4 = 65,3\% ; 65,3 + 7,6 = 72,9\% \text{ и т. д.}$$

2. Заполняем графу 5 данными расчетной средней зольности всплывших фракций сверху:

$$\frac{55,9 \cdot 4,8 + 9,4 \cdot 10,1}{65,3} = 5,6\% ; \frac{65,3 \cdot 5,6 + 7,6 \cdot 18,6}{72,9} = 6,9\% \text{ и т. д.}$$

3. Заполняем графу 6 данными, полученными последовательным суммированием выходов фракций (графа 2) снизу:

$$20,7 + 3,1 = 23,8\% ; 23,8 + 3,3 = 27,1\% \text{ и т.д.}$$

4. Заполняем графу 7 данными расчетной средней зольности потонувших фракций снизу:

$$\frac{20,7 \cdot 75,2 + 3,1 \cdot 45,9}{23,8} = 71,4\% ; \frac{23,8 \cdot 71,4 + 3,3 \cdot 30,0}{27,1} = 66,3\% \text{ и т. д.}$$

Графическая интерпретация результатов расчета фракционного анализа

1. Строим кривую элементарных фракций λ .

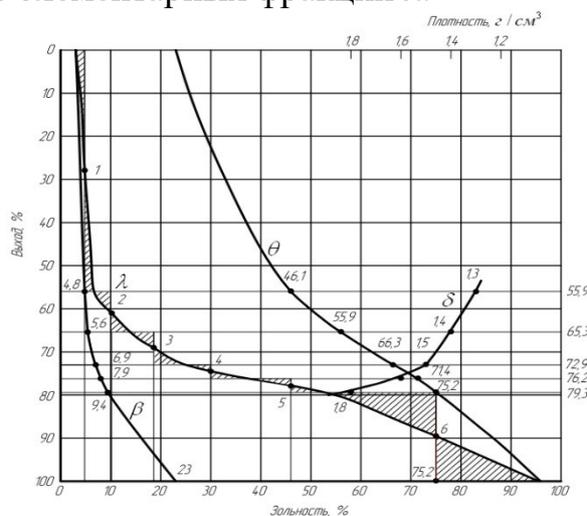


Рис. 3. Кривые обогатимости угля класса 13-100 мм

На оси ординат (рис. 3) откладываем в масштабе суммарные выходы всплывших фракций (графа 4): 55,9; 65,3; 75,9; 76,2; 79,3 и 100%. Проводим вспомогательные линии, параллельные оси абсцисс, и на этих линиях откладываем в масштабе зольность элементарных фракций (графа 3): 4,8; 10,1; 18,6; 30,0; 45,9 и 75,2%. В пределах каждой фракции проводим линии, параллельные оси ординат. Через середины этих линий проводим плавную кривую λ так, чтобы площади заштрихованных криволинейных треугольников были равновелики.

2. Строим кривую всплывших фракций β по данным граф 4 и 5 табл. 2. На вспомогательных линиях (см. рис. 2) откладываем в масштабе соответствующие значения средней зольности всплывших фракций (графа 5):

4,8; 5,6; 6,9; 7,9; 9,4; и 23%. Полученные точки соединяем плавной кривой β , начало которой должно совпадать с началом кривой λ .

3. Строим кривую потонувших фракций θ по данным граф 6 и 7 табл. 2. На вспомогательных линиях откладываем снизу в масштабе значения средней зольности потонувших фракций (графа 7): 75,2; 71,4; 66,3; 55,9; 46,1 и 23%. Полученные точки соединяем плавной кривой θ , конец которой должен совпадать с концом кривой λ , а начало должно соответствовать концу кривой β на линии, параллельной оси ординат.

4. Строим кривую плотностей δ по данным граф 1 и 4 табл. 2. На верхней стороне квадрата (принятого за ось плотности) откладываем в масштабе (справа налево) плотность фракций: 1,3; 1,4; 1,5; 1,6; и 1,8 $г/см^3$. Через эти точки проводим линии, параллельные оси ординат, до пересечения с соответствующими вспомогательными линиями выходов. Полученные точки соединяем плавной кривой δ .

Задача 108. Заполнить графы 4, 5, 6 и 7 табл. 28 и построить кривые обогатимости угля класса 0,5-13 мм.

Таблица 28

Результаты фракционного анализа угля и его зольность

Плотность фракции, $г/см^3$	$\gamma, \%$	$A^c, \%$	Суммарные, %			
			всплывшие фракции		потонувшие фракции	
			сверху γ	A^c	снизу γ	A^c
1	2	3	4	5	6	7
<1,3	45,9	4,3				
1,3-1,4	9,9	8,1				
1,4-1,5	3,1	14,5				
1,5-1,6	1,7	31,2				
1,6-1,8	1,7	32,9				
>1,8	37,7	81,7				
Итого	100,0	35,1	-	-	-	-

Задача 109. По кривым обогатимости угля класса 13— 100 мм (рис. 4) определить:

- 1) выход концентрата и плотность разделения δ'_p при заданной зольности $A^c_k = 5\%$;
- 2) выход отходов и плотность разделения δ''_p при заданной зольности $A^c_o = 78\%$;
- 3) выход и зольность концентрата при заданной плотности разделения $\delta_p = 1,55 \text{ кг/см}^3$.

Решение.

На оси абсцисс (см. рис. 4) откладываем в масштабе зольность концентрата $A^c_k = 5\%$ и проводим линию, параллельную оси ординат до пересечения с кривой всплывших фракций β . Через полученную точку a проводим демаркационную линию I , параллельную оси абсцисс.

Выход концентрата отсчитываем в масштабе по оси ординат сверху до линии I, $\gamma_k=53,5\%$.

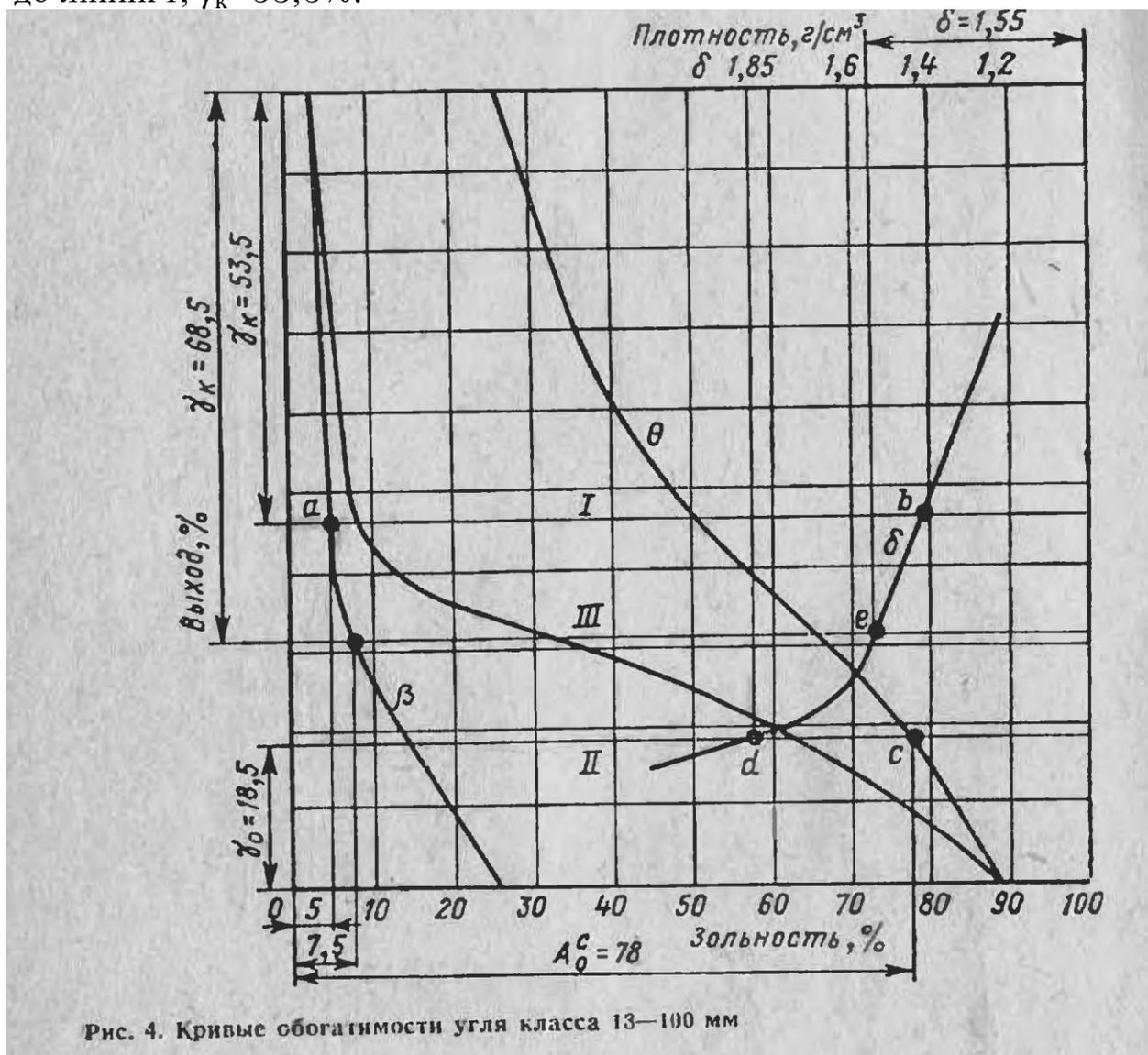


Рис. 4. Кривые обогащения угля класса 13—100 мм

Плотность разделения находим проектированием точки пересечения b линии I с кривой δ на ось плотности: $\delta'_p = 1,42 \text{ г/см}^3$.

На оси абсцисс откладываем в масштабе зольность отходов $A_0^c=78\%$ и проводим линию, параллельную оси ординат до пересечения с кривой θ . Через точку c проводим демаркационную линию II. Выход отходов отсчитываем в масштабе снизу по оси ординат до пересечения оси с линией II: $\gamma_0 = 18,5\%$.

Плотность разделения находим аналогично предыдущей плотности δ'_p , $\delta''_p = 1,85 \text{ г/см}^3$.

3. На оси плотности откладываем в масштабе плотность разделения $\delta_p = 1,55 \text{ г/см}^3$ и проводим линию, параллельную оси ординат, до пересечения с кривой δ . Через точку пересечения проводим демаркационную линию III.
4. Выход концентрата отсчитываем по оси ординат сверху — $\gamma_k=68,5\%$, а зольность по оси абсцисс — расстояние от оси

ординат до точки пересечения линии III с кривой β : $A_{\text{к}}^{\text{с}} = 7,5\%$.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №29-30

Тема: Решение задач Основы процесса обогащения в тяжелых средах

Цель: формировать навыки определения основных характеристик процесса обогащения в тяжелых средах

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Основные формулы.

Сила тяжести частицы в среде

$$G_0 = V(\delta - \Delta)g, \text{ Н}$$

Где V - объем частицы, м^3 , $V = \frac{m}{\delta}$,

m — масса частицы, кг; δ и Δ - плотность частицы и среды, $\text{кг}/\text{м}^3$

g - $9,81\text{м}/\text{с}^2$ - ускорение свободного падения

Объемная концентрация утяжелителя в суспензии

$$c = \frac{\Delta - 1}{\delta - 1}, \text{ доли единицы,}$$

δ и Δ - плотность суспензии и утяжелителя, $\text{т}/\text{м}^3$

Масса утяжелителя и воды

$$M = W_c \delta, \text{ т}$$

$$W = W_c(1 - c), \text{ м}^3$$

W_c - объем суспензии, м^3

Вязкость суспензии

$$\mu_c = \mu[1 + 1,84c + (3,3c)^9], \text{ Па} \cdot \text{с}$$

де $\mu = 0,01 \text{ Па} \cdot \text{с}$ - динамический коэффициент вязкости воды.

Плотность аэросуспензии

$$\Delta = (1 - \varepsilon)\delta, \text{ т}/\text{м}^3$$

где ε - коэффициент пористости суспензии;

δ — плотность утяжелителя, $\text{т}/\text{м}^3$.

Производительность колесных сепараторов СК и СКВ

$$Q = q \cdot B, \text{ т}/\text{ч},$$

где q - удельная нагрузка на 1 м ширины ванны сепаратора, т (см. приложение 16);

B — ширина ванны сепаратора, м (по технической характеристике).

Удельная нагрузка сепараторов СКВ [19]

Крупность обогащаемого угля, мм	При содержании всплывшего или утонувшего продукта >75% от исходного	При содержании всплывшего или утонувшего продукта <75% от исходного
	Нагрузка на 1 м ширины ванны по всплывшему или утонувшему продукту, т/ч	Нагрузка на 1 м ширины ванны по исходному питанию, т/ч
50—300	85	115
25—300	75	100
13 (10)—300	65	85
13 (10)—100	60	80
13—50	50	65
6—50	40	55
6—25	35	45

Число сепараторов СКВ и СТТ: $i = \frac{kQ}{q \cdot B}$; где $k=1,15$;

Q - количество материала, поступающего в сепараторы, т/ч.

Среднее вероятное отклонение показателя эффективности работы сепараторов СК и СТТ в зависимости от крупности обогащаемого угля в пределах [19]: 25 – 300 мм: $E_p = 0,01\delta_p + 0,02$

13-150 мм

$$E_p = 0,015\delta_p + 0,02$$

6-100 мм

$$E_p = 0,025\delta_p + 0,005$$

δ_p - плотность разделения, г/см³

Производительность комплексов гидроциклонных установок КГ-2 и трехпродуктовых гидроциклон-сепараторов ГТ приведена в приложении 17.

Диаметр гидроциклона, мм	КГ-2/50	КГ-2/100	ГТ-3/80
500	40—50	80—100	—
630 (I ступень)	—	—	55—60
500 (II ступень)	—	—	40—45

Среднее вероятное отклонение показателя эффективности работы двухпродуктовых гидроциклонов [19]:

$$E_p = 0,03\delta_p + 0,015$$

Трехпродуктовых

Для первой стадии обогащения

$$E_p = 0,04\delta_p - 0,01$$

Для второй стадии обогащения

$$E_p = 0,045\delta_p - 0,015$$

где δ_p — плотность разделения, г/см³.

Задача 120. Определить перемещение частицы угля и породы одинаковой массы $m = 100$ г в тяжелой среде плотностью $\Delta = 1500$ кг/м³, если плотность угля $\delta_1 = 1300$ кг/м³ и породы $\delta_2 = 2200$ кг/м³.

Ответ: $G_{01} = -0,15$ Н (частица угля всплывет); $G_{02} = 0,31$ Н (частица породы утонет).

Задача 121. Определить объемную концентрацию утяжелителя в суспензии плотностью $\Delta_1 = 1,5$ т/м³ и $\Delta_2 = 1,8$ т/м³, если плотность утяжелителя $\delta = 4,6$ т/м³.

Ответ. $c_1 = 0,14$; $c_2 = 0,22$.

Задача 122. Определить количество магнетита и воды для приготовления суспензии в количестве $W_c = 500$ м³, если плотность суспензии $\Delta = 1,5$ т/м³ и магнетита $\delta = 4,6$ т/м³. Ответ. $M = 322$ т; $W = 430$ м³.

Задача 123. Определить вязкость суспензии плотностью $\Delta = 1,8$ т/м³, если плотность магнетита $\delta = 4,6$ т/м³. Ответ. $0,0015$ Па·с.

Задача 124. Определить плотность аэросуспензии, если ее коэффициент пористости $\varepsilon = 0,6$ и плотность утяжелителя $\delta = 4,6$ т/м³. Ответ. $1,84$ т/м³.

Задача 125. Рассчитать число сепараторов СКВ-32 для СК-32 ($B = 3,2$ м) для обогащения угля класса 10—100 мм, если содержание в исходном питании всплывшего продукта 65% и утонувшего 35%. Ответ. 256 т/ч.

Задача 126. Рассчитать число сепараторов СКВ-32 для обогащения угля класса 13—100 мм в количестве $Q = 200$ т/ч, если содержание всплывшего продукта в исходном питании 80%. Ответ. Один сепаратор.

Задача 127. Определить производительность сепаратора СКВД-32 для обогащения классов 25—300 и 6—25 мм, если ширина ванны для крупного класса 2000 мм и мелкого 1200 мм. (содержание всплывших и утонувших продуктов <75%. Ответ. общая $Q = 254$ т.

Задача 128. Рассчитать число сепараторов СТТ-32 для обогащения угля класса 13—100 мм в количестве $Q = 250$ т/ч, если содержание всплывших и утонувших продуктов в исходном питании <75%. Ответ. Один сепаратор.

Задача 129. Определить среднее вероятное отклонение при обогащении угля класса 13-100 мм в сепараторе типа СКВ, если плотность разделения $\delta_p = 1,9$ г/см³.

Ответ. $0,048$.

Задача 130. Определить среднее вероятное отклонение при обогащении угля класса 6—100 мм в сепараторе типа СТТ если плотность разделения $\delta_p = 2$ г/см³.

Ответ. $0,055$.

Задача 131. Рассчитать число комплексов гидроциклонов установки КГ-2/100 для обогащения угля класса 0,5—25 мм и количестве $Q = 180$ т/ч.

Ответ. Два комплекса.

Задача 132. Рассчитать число трехпродуктовых гидроциклонов-сепараторов ГТ-3/80 для обогащения угля класса 0,5—13 мм в количестве $Q = 100$ т/ч.

Ответ. Два гидроциклона-сепаратора.

Задача 133. Определить среднее вероятное отклонение при обогащении угля класса 0,5—25 мм в гидроциклонной установке КГ-2, если плотность разделения $\delta_p = 1,8$ г/см³. Ответ. 0,069.

Задача 134. Определить среднее вероятное отклонение при обогащении угля класса 0,5—13 мм в гидроциклоне-сепараторе ГТ, если плотность разделения в первой ступени $\delta_p' = 1,5$ г/см³ и во второй $\delta_p'' = 1,8$ г/см³.

Ответ. $E_{p1} = 0,05$; $E_{p2} = 0,066$.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадах для практических занятий

Практическое занятие №31

Тема: Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы тяжелосредних установок

Цель: формировать навыки у студентов пользоваться полученными знаниями при выявлении и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы тяжелосредних установок

Данная практическая работа проводится в лаборатории на макете оборудования «Тяжелосредний сепаратор»

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Студенту необходимо выполнить чертеж тяжелосреднего сепаратора. Составить таблицу «Неполадки и способы устранения неисправностей тяжелосреднего сепаратора». Найти и устранить причину неисправностей тяжелосреднего сепаратора.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки, выполненное в рабочих тетрадах для практических занятий

Практическое занятие №32-33

Тема: Решение задач Оборудование для обогащения в тяжелых суспензиях

Цель: формирование практических навыков пользоваться технической литературой для расчета тяжелосредних установок

Основные формулы.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Сила тяжести частицы в среде

$$G_0 = V(\delta - \Delta)g, \text{ Н}$$

Где V - объем частицы, $m^3, V = \frac{m}{\delta}$,

m — масса частицы, кг; δ и Δ - плотность частицы и среды, $кг/м^3$

$g = 9,81 м/с^2$ - ускорение свободного падения

Объемная концентрация утяжелителя в суспензии

$$c = \frac{\Delta - 1}{\delta - 1}, \text{ доли единицы,}$$

δ и Δ - плотность суспензии и утяжелителя, $т/м^3$

Масса утяжелителя и воды

$$M = W_c \delta, \text{ т}$$

$$W = W_c(1 - c), \text{ м}^3$$

W_c - объем суспензии, $м^3$

Вязкость суспензии

$$\mu_c = \mu[1 + 1,84c + (3,3c)^9], \text{ Па} \cdot \text{с}$$

де $\mu = 0,01 \text{ Па} \cdot \text{с}$ - динамический коэффициент вязкости воды.

Плотность аэросуспензии

$$\Delta = (1 - \varepsilon)\delta, \text{ т/м}^3$$

где ε - коэффициент пористости суспензии;

δ — плотность утяжелителя, $т/м^3$.

Производительность колесных сепараторов СК и СКВ

$$Q = q \cdot B, \text{ т/ч,}$$

где q - удельная нагрузка на 1 м ширины ванны сепаратора, т (см. приложение 16);

B — ширина ванны сепаратора, м (по технической характеристике).

Число сепараторов СКВ и СТТ: $i = \frac{kQ}{q \cdot B}$; где $k=1,15$;

Q - количество материала, поступающего в сепараторы, т/ч.

Среднее вероятное отклонение показателя эффективности работы сепараторов СК и СТТ в зависимости от крупности обогащаемого угля в пределах [19]: 25 – 300 мм: $E_p = 0,01\delta_p + 0,02$

13-150 мм

$$E_p = 0,015\delta_p + 0,02$$

6-100 мм

$$E_p = 0,025\delta_p + 0,005$$

δ_p - плотность разделения, $г/см^3$

Производительность комплексов гидроциклонных установок КГ-2 и трехпродуктовых гидроциклон-сепараторов ГТ приведена в приложении 17.

Среднее вероятное отклонение показателя эффективности работы двухпродуктовых гидроциклонов [19]:

$$E_p = 0,03\delta_p + 0,015$$

Трехпродуктовых

Для первой стадии обогащения

$$E_p = 0,04\delta_p - 0,01$$

Для второй стадии обогащения

$$E_p = 0,045\delta_p - 0,015$$

где δ_p — плотность разделения, г/см³.

Задача 120. Определить перемещение частицы угля и породы одинаковой массы $m = 100$ г в тяжелой среде плотностью $\Delta = 1500$ кг/м³, если плотность угля $\delta_1 = 1300$ кг/м³ и породы $\delta_2 = 2200$ кг/м³.

Ответ: $G_{01} = -0,15$ Н (частица угля всплывет); $G_{02} = 0,31$ Н (частица породы утонет).

Задача 121. Определить объемную концентрацию утяжелителя в суспензии плотностью $\Delta_1 = 1,5$ т/м³ и $\Delta_2 = 1,8$ т/м³, если плотность утяжелителя $\delta = 4,6$ т/м³.

Ответ. $c_1 = 0,14$; $c_2 = 0,22$.

Задача 122. Определить количество магнетита и воды для приготовления суспензии в количестве $W_c = 500$ м³, если плотность суспензии $\Delta = 1,5$ т/м³ и магнетита $\delta = 4,6$ т/м³. Ответ. $M = 322$ т; $W = 430$ м³.

Задача 123. Определить вязкость суспензии плотностью $\Delta = 1,8$ т/м³, если плотность магнетита $\delta = 4,6$ т/м³. Ответ. $0,0015$ Па·с.

Задача 124. Определить плотность аэросуспензии, если ее коэффициент пористости $\varepsilon = 0,6$ и плотность утяжелителя $\delta = 4,6$ т/м³. Ответ. $1,84$ т/м³.

Задача 125. Рассчитать число сепараторов СКВ-32 для СК-32 ($B = 3,2$ м) для обогащения угля класса 10—100 мм, если содержание в исходном питании всплывшего продукта 65% и утонувшего 35%. Ответ. 256 т/ч.

Задача 126. Рассчитать число сепараторов СКВ-32 для обогащения угля класса 13—100 мм в количестве $Q = 200$ т/ч, если содержание всплывшего продукта в исходном питании 80%. Ответ. Один сепаратор.

Задача 127. Определить производительность сепаратора СКВД-32 для обогащения классов 25—300 и 6—25 мм, если ширина ванны для крупного класса 2000 мм и мелкого 1200 мм. (содержание всплывших и утонувших продуктов <75%. Ответ. общая $Q = 254$ т.

Задача 128. Рассчитать число сепараторов СТТ-32 для обогащения угля класса 13—100 мм в количестве $Q = 250$ т/ч, если содержание всплывших и утонувших продуктов в исходном питании <75%. Ответ. Один сепаратор.

Задача 129. Определить среднее вероятное отклонение при обогащении угля класса 13-100 мм в сепараторе типа СКВ, если плотность разделения $\delta_p = 1,9$ г/см³.

Ответ. 0,048.

Задача 130. Определить среднее вероятное отклонение при обогащении угля класса 6—100 мм в сепараторе типа СТТ если плотность разделения $\delta_p = 2$ г/см³.

Ответ. 0,055.

Задача 131. Рассчитать число комплексов гидроциклонов установки КГ-2/100 для обогащения угля класса 0,5—25 мм и количестве $Q = 180$ т/ч.

Ответ. Два комплекса.

Задача 132. Рассчитать число трехпродуктовых гидроциклонов-сепараторов ГТ-3/80 для обогащения угля класса 0,5—13 мм в количестве $Q = 100$ т/ч.

Ответ. Два гидроциклона-сепаратора.

Задача 133. Определить среднее вероятное отклонение при обогащении угля класса 0,5—25 мм в гидроциклонной установке КГ-2, если плотность разделения $\delta_p = 1,8$ г/см³. Ответ. 0,069.

Задача 134. Определить среднее вероятное отклонение при обогащении угля класса 0,5—13 мм в гидроциклоне-сепараторе ГТ, если плотность разделения в первой ступени $\delta_p' = 1,5$ г/см³ и во второй $\delta_p'' = 1,8$ г/см³.

Ответ. $E_{p1} = 0,05$; $E_{p2} = 0,066$.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №34

Тема: Чтение режимной карты тяжелосреднего сепаратора

Цель: формирование практических навыков чтения режимной карты тяжелосреднего сепаратора

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: студентам необходимо изучить технические характеристики сепаратора, режим работы, нормы засорения, схему цепи аппаратов и по шаблону составить режимную карту.

I. Техническая характеристика тяжелосреднего сепаратора СКВП - 20

Ширина ванны, мм	
Крупность исходного продукта, мм	13-300
Производительность по исходному продукту, т/ч, не более при крупности: 13-300 мм 25-300 мм	
Производительность в процентах от производительности по исходному продукту, % по всплывшему продукту, не более по потонувшему продукту, не более	
Занимаемая площадь, м ² , не более	
Удельный расход энергии при наибольшей производительности, кДж/т, не более	
Масса (без запасных частей), кг	15800 ⁺²⁵⁰ ₋₃₀₀
Габаритные размеры, мм, не более длина ширина высота	4500±100 4700±100 4100±100

II. Режим работы тяжелосреднего сепаратора СКВП – 20

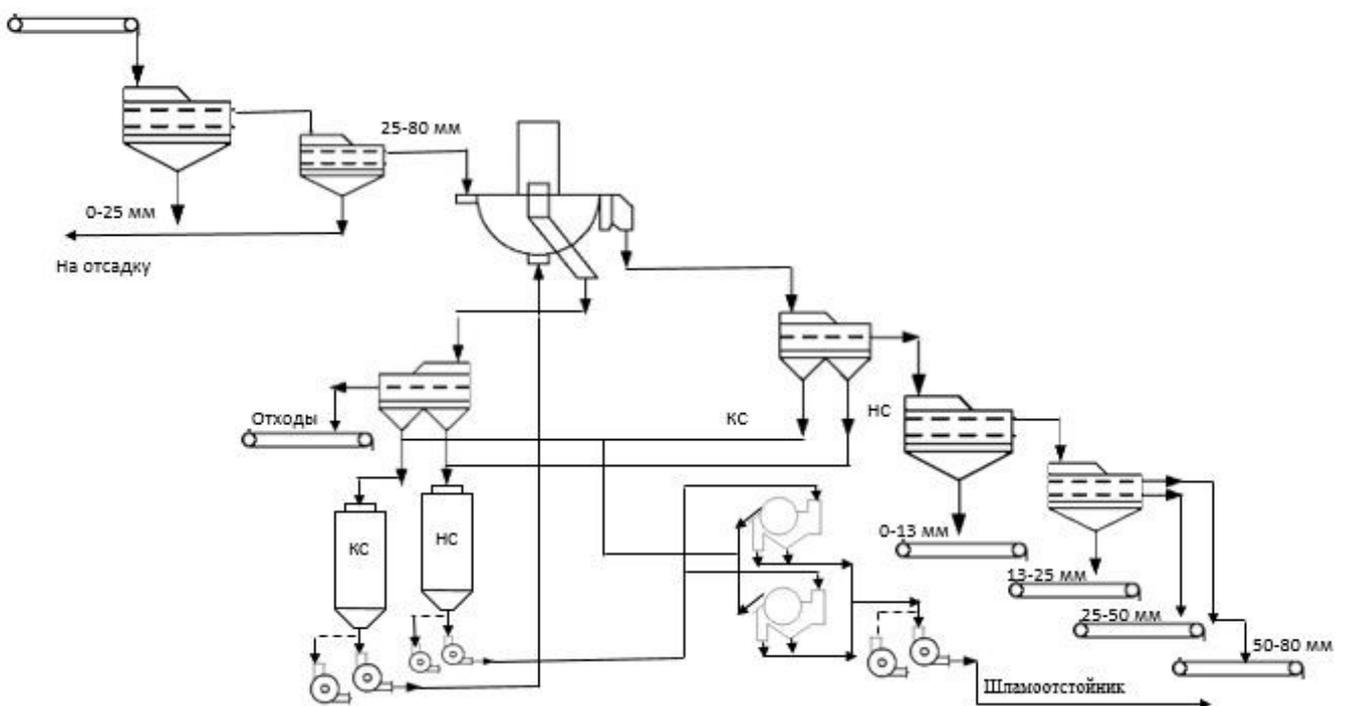
Крупность обогащаемого угля, мм	13-150
Производительность по питанию, т/ч	До 160
Плотность рабочей суспензии, кг/м ³	1890-1950
Объем суспензии подаваемой в сепаратор, м ³ /ч	140-170

Содержание класса 0-1,3 мм в питании, %, не более	0,2
Зольность промпродукта, %	35-40
Зольность отходов, %, не менее	
Количество сепараторов, шт	

III Рекомендуемые нормы засорения продуктов обогащения Тяжелосредних сепараторов (СКВП – 20)

Продукты	Содержание посторонних фракций в % от продукта	
легких	тяжелых	
Концентрат	99,2	0,8
Промпродукт	до 3	до 2
Отходы		
Ст. преподаватель		
Инженер - технолог ЗАО ОФ «Касьяновская»	В.В. Мелехин	
	СОГЛАСОВАНО	УТВЕРЖДАЮ
	директор «пу ОФ Касьяновская Д. Т. Н.	Главный инженер ЗАО «ОФ Касьяновская»
	_____ Г.В.Иванов	_____ В.В. Долматов
	« ____ » _____ 2017 г.	« ____ » _____ 2017 г.

Схема цепи аппаратов



Форма отчета: Студенты представляют для проверки тетради для практических занятий.

Практическое занятие №35

Тема: Организация обеспечения безопасного технологического процесса обогащения в тяжелых средах

Цель: формирование практических навыков у студентов пользоваться полученными знаниями при организации обеспечения безопасного технологического процесса обогащения в тяжелых средах\

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Данная практическая работа проводится на макете «Обогащительная фабрика»

Задание: Студенту необходимо организовать обеспечение безопасного технологического процесса обогащения в тяжелых средах. Выявить нарушения техники безопасности. Составить правила ТБ при обслуживании тяжелосредных сепараторов.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки , выполненное в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №36

Тема: Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы отсадочных машин

Цель: формирование практических навыков у студентов пользоваться полученными знаниями при выявлении и устранении причин, которые могут привести к аварийным режимам работы отсадочных машин

Данная практическая работа проводится в лаборатории на макете оборудования «Отсадочная машина»

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Студенту необходимо выполнить чертеж Отсадочная машина. Составить таблицу «Неполадки и способы устранения неисправностей отсадочной машины». Найти и устранить причину неисправностей на макете «Отсадочная машина»

Форма отчета: Студенты представляют для проверки , выполненное в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №37-38

Тема: Решение задач Основы процесса отсадки. Оборудование для отсадки

Цель: формирование практических навыков определения технологических параметров оборудования для отсадки

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Основные формулы. *Ускорение частиц* при перемещении их и отсадочной постели [1]

$$a = \frac{dv_z}{dt} = \frac{\delta - \delta_{cp}}{\delta} g, \text{ м/с}^2$$

где v_z — скорость вертикального перемещения частиц, м/с;
 δ и δ_{cp} — среднединамическая плотность частиц и постели, кг/м³;
 $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ — ускорение свободного падения.

Минимальная скорость восходящего потока воды для полного разрыхления постели: $u_0 = \varepsilon_0^2 v_{оп}$, м/с
 где ε_0 — коэффициент пористости уплотнения постели;
 $v_{оп}$ — конечная скорость свободного падения частицы породы крупностью d_{cp} , определяемой по формуле, м ($v_{оп}$ определять по числу Рейнольдса).

Максимальная скорость восходящего потока воды: $u_{max} = \varepsilon_{max}^2 v_{оп}$, м/с

где ε_{max} — коэффициент разрыхления при максимальном разрыхлении постели.

Время начала разрыхления постели при синусоидальном цикле отсадки: $t_0 = \frac{1}{\omega} \arcsin \left(\frac{\varepsilon_0}{\varepsilon_{max}} \right)^2$, с

где ω — частота пульсаций воды, с⁻¹.

Длительность одного цикла отсадки: $T = \frac{2\pi}{\omega} = \frac{60}{n}$

где n — число пульсаций воды, мин⁻¹.

Длительность периода разрыхления постели за один цикл отсадки

$$t_1 = 0,5T - 2t_0, \text{ с}$$

Относительное разрыхление постели: $e = \frac{h-h_0}{h_0}$

где h и h_0 — толщина разрыхленной и уплотненной постели, м.

Коэффициент разрыхления постели: $\varepsilon = \frac{\varepsilon_0 + e}{1 + e}$

Среднее значение коэффициента разрыхления при отсадке: $\varepsilon_{cp} = \frac{\varepsilon_0 + \varepsilon_{max}}{2}$

Средняя скорость расслоения частиц постели за один цикл отсадки

$$v = \frac{s_1}{T}, \text{ м/с}$$

где s_1 — путь, проходимый частицами за один цикл отсадки, м

$$s_1 = \frac{(\delta - \delta_{cp})}{\delta} g \frac{(0,5T - 2t_0)^2}{2}$$

Амплитуда пульсаций воды при синусоидальном цикле отсадки: $A = \frac{30\varepsilon_0^2 v_{оп}}{\pi n}$

Число отсадочных машин: по исходному питанию: $i = \frac{kQ}{q_1 F_1}$

по отходам: $i = \frac{kQ_0}{q_2 F_1}$

где Q —количество угля, поступающего на отсадку, т/ч,
 Q_0 — содержание отходов в исходном питании, т/ч;
 q_1 и q_2 — удельная производительность по исходному питанию и отходам (приложение 2 1), т/(ч·м²); F_1 — рабочая площадь сит одной отсадочной машины, м². Из двух расчетных величин i_1 и i_2 принимают большую.

Удельная производительность отсадочной машины

$$q = 3,6k_0(1 - \varepsilon_0)\delta_{cp}v_{cp}, \text{ т/(ч·м}^2\text{)},$$

где $k_0=0,10\div 0,15$ — коэффициент, учитывающий скорость разгрузки продуктов обогащения;

ε_0 — коэффициент пористости уплотненной постели;

δ_{cp} - среднединамическая плотность постели, кг/м³;

v_{cp} - средняя скорость расслоения легких фракций, определяемая по формуле, м/с

Время отсадки

$$t = \frac{h}{k_0v_{cp}}, \text{ с}$$

где h — толщина постели, м.

Задача 171. Определить ускорение частиц угля и породы и отсадочной постели, если среднединамическая плотность частиц угля $\delta_1= 1400$ кг/м³ и породы $\delta_2=2000$ кг/м³; среднединамическая плотность постели $\delta_{cp}=1580$ кг/м³.

Ответ. $a_1 = -1,2\text{С м/с}^2$ (частица перемещается вверх постели);
 $a_2 = + 2,06 \text{ м/с}^2$ (частица перемещается вниз постели).

Задача 172. Определить минимальную скорость восходящего потока воды в рабочем отделении отсадочной машины для разрыхления постели, если насыпная плотность угля $\delta_0=750$ кг/м³; среднединамическая плотность частиц постели $\delta_{cp}= 1530$ кг/м³ и частиц породы $\delta_{cp}'=2000$ кг/м³; коэффициент формы частиц $f=0,5$. Гранулометрический состав исходного питания приведен в табл. 38.

Т а б л и ц а 38

Гранулометрический состав класса 0,5—13 мм

класс, мм	$\gamma, \%$	$A^c \%$	d_{cp} м м
6-13	13,7	26,2	
3-6	26,7	24,2	
1,3	41,0	21,6	
0,5-1	18,6	28,5	
Итого	100,0	24,2	

Решение.

1. Определяем средний диаметр классов по данным Табл. 38:

$$\frac{6+13}{2} \text{ и т. д.}$$

По формуле определяем среднединамический диаметр масса 0,5—13 мм

$$d_{cp} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}$$

2. Определяем коэффициент пористости по формуле $\varepsilon_0 = 1 - \frac{\delta_0}{\delta_{cp}}$

3. Определяем конечную скорость свободного падения частиц породы размером d_{cp} по числу Рейнольдса:

$$Re^2 \psi = 5134 \cdot 10^6 d^3 (\delta - \Delta); Re = 1100; K_p = 0,35$$

$$v_0 = \frac{K \mu Re}{d_p \Delta}$$

4. Минимальную скорость восходящего потока воды определяем по формуле

$$u_0 = \varepsilon_0^2 v_0$$

Задача 173. Определить минимальную скорость восходящего потока воды в рабочем отделении отсадочной машины для разрыхления постели, если насыпная плотность угля $\delta_0 = 800 \text{ кг/м}^3$, среднединамическая плотность частиц постели $\delta_{cp} = 1665 \text{ кг/м}^3$ и частиц породы $\delta_{cp}' = 1900 \text{ кг/м}^3$, среднединамический диаметр частиц породы $d_{cp} = 50 \text{ мм}$, коэффициент формы частиц $f = 0,5$. Ответ. 0,124 м/с.

Задача 174. Толщина уплотненной постели $h_0 = 400 \text{ мм}$, толщина разрыхленной постели $h = 436 \text{ мм}$. Определить относительное разрыхление постели. Ответ. 0,09.

Задача 175. Определить коэффициент пористости разрыхленной постели, если коэффициент пористости уплотненной постели $\varepsilon_0 = 0,51$, относительное разрыхление постели $e = 0,1$. Ответ. 0,55.

Задача 176. Определить максимальную скорость восходящего потока воды в рабочем отделении отсадочной машины если среднединамический диаметр исходного класса $d_{cp} = 5 \text{ мм}$, среднединамическая плотность частиц породы $\delta_{cp} = 2100 \text{ кг/м}^3$ коэффициент пористости уплотненной постели $\varepsilon_0 = 0,5$, максимальное относительное разрыхление постели $e_{max} = 0,12$, коэффициент формы частиц $f = 0,5$.

Решение.

1. Определяем максимальный коэффициент разрыхления по формуле

$$\varepsilon_{max} = \frac{0,5 + 0,12}{1 + 0,12}$$

2. Определяем конечную скорость свободного падения частиц по числу Рейнольдса:

$$Re^2 \psi = 5134 \cdot 10^6 d^3 (\delta - \Delta); Re = 2000; K_p = 0,35; v_{оп} = \frac{K \mu Re}{d_p \Delta}$$

Максимальную скорость восходящего потока воды определяем по формуле: $u_{max} = \varepsilon_{max}^2 v_{оп}$

Задача 177. Определить максимальную скорость восходящего потока воды в рабочем отделении отсадочной машины, если среднединамический диаметр исходного класса $d_{cp} = 55$ мм, среднединамическая плотность частиц породы $\delta_{cp} = 2100$ кг/м³, коэффициент пористости уплотненной постели $\varepsilon_0 = 0,52$, максимальное относительное разрыхление постели $\varepsilon_{max} = 0,13$ коэффициент формы частиц $f = 0,5$. Ответ. 0,127 м/с.

Задача 178. Определить время начала разрыхления постели при синусоидальном цикле отсадки, если коэффициент пористости уплотненной постели $\varepsilon_0 = 0,52$, максимальное относительное разрыхление постели $e_{max} = 0,12$, число пульсаций воды $n = 50$ мин⁻¹.

Решение.

1. Определяем максимальный коэффициент разрыхления постели по формуле: $\varepsilon_{max} = \frac{\varepsilon_0 + e}{1 + e}$; Определяем частоту пульсаций воды $\omega = \frac{\pi n}{30}$

2. Время начала разрыхления определяем по формуле

$$t_0 = \frac{1}{\omega} \arcsin \left(\frac{\varepsilon_0}{\varepsilon_{max}} \right)^2; \text{откуда } \sin 5,23 t_0 = \left(\frac{\varepsilon_0}{\varepsilon_{max}} \right)^2; t_0 = \frac{\sin 56^\circ}{5,23}, \text{ с}$$

Задача 179. Определить длительность разрыхления постели за один цикл отсадки, если коэффициент пористости уплотненном постели $\varepsilon_0 = 0,5$, максимальный коэффициент разрыхления постели $\varepsilon_{max} = 0,58$, число пульсаций воды $n = 45$ мин⁻¹. Ответ. 0,3 с.

Задача 180. Определить среднюю скорость расслоения частиц постели, если насыпная плотность исходную питания $\delta_0 = 720$ кг/м³, максимальное относительное разрыхление постели $e_{max} = 0,12$, число пульсаций воды в отсадочной машине $n = 50$ мин⁻¹.

Фракционный состав исходного питания приведен в табл. 39

Решение.

1. Определяем среднединамическую плотность по формуле и данным табл.39

Постели:

$$\delta_{cp} = \frac{\gamma_1 \delta_1 + \gamma_2 \delta_2 + \dots + \gamma_n \delta_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}, \text{ кг/м}^3$$

частиц легкой фракции ($\delta < 1,5$ г/см³):

$$\delta_{<1,5} = \frac{\gamma_1 \delta_1 + \gamma_2 \delta_2 + \dots + \gamma_n \delta_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}$$

частиц тяжелой фракции ($\delta > 1,8$ г/см³)

$$\delta_{>1,8} = \frac{\gamma_1 \delta_1 + \gamma_2 \delta_2 + \dots + \gamma_n \delta_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}$$

Таблица 39

Фракционный состав исходного питания			
Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A^c , %	δ_{cp} г/см ³

1,2-1,3	57,3	4,6	
1,3-1,4	8,9	9,6	
1,4-1,5	3,2	16,1	
1,5-1,6	2,5	29,1	
1,6-1,8	1,9	36,5	
Итого	100,	2, 1	

Определяем коэффициент разрыхления: уплотненной постели по формуле: $\varepsilon_0 = 1 - \frac{\delta_0}{\delta_{cp}}$ максимальной разрыхленной постели по

формуле:

$$\varepsilon_{max} = \frac{\varepsilon_0 + e_{max}}{1 + e_{max}}$$

Определяем время начала разрыхления постели частота пульсаций

воды $\omega = \frac{\pi n}{30}$; $t_0 = \frac{1}{\omega} \arcsin \left(\frac{\varepsilon_0}{\varepsilon_{max}} \right)^2$; откуда $\sin 5,23 t_0 = \left(\frac{\varepsilon_0}{\varepsilon_{max}} \right)^2$; $t_0 = \frac{\sin 56^{\circ} 40'}{5,23}$, с

время одного цикла отсадки $T = \frac{60}{n}$

Определяем путь, проходимый частицами за один цикл отсадки, и среднюю скорость расслоения по формулам:

частиц легкой фракции: $s_1 = \frac{(\delta - \delta_{cp})}{\delta} g \frac{(0,5T - 2t_0)^2}{2}$; $v_{<1,5} = \frac{s_1}{T}$, м/с

частиц тяжелой фракции: $s_1 = \frac{(\delta - \delta_{cp})}{\delta} g \frac{(0,5T - 2t_0)^2}{2}$; $v_{>1,8} = \frac{s_1}{T}$, м/с

Задача 181. Определить амплитуду пульсаций воды в отсадочной машине крупного угля, если число пульсаций $n=36$ с⁻¹, среднединамическая плотность частиц породного слоя постели $\delta_{cp}=2200$ кг/м³, коэффициент пористости породного слоя $e_0=0,52$, коэффициент формы частица $f=0,5$.

Гранулометрический состав исходного питания приведен в табл. 40.

Класс, мм	γ %	d_{cp} Г/см ³
50-100	25,2	
25-50	26,4	
13-25	48,4	
Итого	100	

Решение.

1. Определяем среднединамический диаметр частиц по формуле (6)

и данным табл. 40: $d_{cp} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}$

2. Определяем конечную скорость свободного падения частиц породы по числу Рейнольдса:

$$Re^2 \psi = 5134 \cdot 10^6 d^3 (\delta - \Delta); Re = 45000; K_p = 0,35; v_{оп} = \frac{K \mu Re}{d_3 \Delta}$$

3. Определяем амплитуду пульсаций воды по формуле $A = \frac{30 \varepsilon_0^2 v_{оп}}{\pi n}$

Класс, мм	γ %	$d_{\text{ср}}$ г/см ³
6-13	41,5	
3-6	20,0	
1-3	16,3	
0,5-1	22,2	
Итого	100	-

Задача 182. Определить амплитуду пульсаций воды в отсадочной машине мелкого угля, если число пульсаций $n=45$ мин⁻¹, среднестатистическая плотность частиц породного слоя $e_0=0,51$ коэффициент формы частиц $f=0,5$.

Гранулометрический состав исходного питания приведен в табл. 41. Ответ. 10 мм.

Задача 183. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-8-1 для обогащения крупного класса в количестве $Q=250$ т/ч, если содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 20%; категория обогатимости угля легкая. *Решение.*

Определяем число машин по исходному питанию по формуле: $i = \frac{kQ}{q_1 F_1}$

по отходам: $i = \frac{kQ_0}{q_2 F_1}$

1. По приложениям 21 и 22 находим $q_1 = 18$ т/(ч·м²), $F_1 = 8$ м².

2. Определяем число машин по отходам. Содержание отходов в исходном: $i = \frac{kQ_0}{q_2 F_1}$; $Q_0 = \frac{20 \cdot 250}{100}$; $q_2 = 7$ т/(ч·м²)

Задача 184. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-12—1 для обогащения крупного класса в количестве $Q = 300$ т/ч, или содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 16%, категория обогатимости угля средняя. Ответ. Две машины.

Задача 185. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-12—I для обогащения мелкого угля в количестве $Q=200$ т/ч, если содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 30%, категория обогатимости угля средняя. Ответ. Две машины.

Задача 186. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-18—1 для обогащения мелкого класса в количестве $Q=300$ т/ч, если содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 32%, категория обогатимости угля трудная. Ответ. Две машины.

Задача 187. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-18—1 для обогащения неклассифицированного угля в количестве $Q=350$ т/ч, если содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 28%, категория обогатимости угля легкая. Ответ. Одна машина.

Задача 188. Рассчитать число отсадочных машин ОМА-10 для обогащения антрацита класса 6—250 мм в количестве $Q=190$ т/ч, если содержание фракции $>2,0$ г/см³ в исходном питании 20%, категория обогатимости антрацита легкая. Ответ. Одна машина

Задача 189. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-24 для обогащения мелкого класса в количестве $Q=400$ т/ч, если содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 20%, категория обогатимости угля легкая. Ответ. Одна машина.

Задача 190. Определить удельную производительность отсадочной машины и время отсадки, если средняя скорость расслоения легких фракций $v_{cp} = 0,039$ м/с, среднестатистическая плотность частиц постели $\delta_{cp} = 1550$ кг/м³, коэффициент пористости уплотненной постели $\varepsilon_0 = 0,52$, толщина постели $h = 350$ мм, коэффициент скорости разгрузки продуктов обогащения $k_0 = 0,1$.

Решение.

1. Определяем удельную производительность машины по формуле

$$q = 3,6k_0(1 - \varepsilon_0)\delta_{cp}v_{cp}, \text{ т/(ч}\cdot\text{м}^2); \quad t = \frac{h}{k_0v_{cp}}, \text{ с}$$

Задача 191. Определить удельную производительность отсадочной машины и время отсадки, если средняя скорость расслоения легких фракций $v_{cp} = 0,055$ м/с, среднестатистическая плотность частиц постели $\delta_{cp} = 1590$ кг/м³, коэффициент пористости уплотненной постели $\varepsilon_0 = 0,53$, толщина постели $h = 400$ мм, коэффициент скорости разгрузки продуктов обогащения $k_0 = 0,1$.

Ответ. $q = 14,7$ т/(ч*м²); $t = 73$ с.

Задача 192. Определить выход продуктов обогащения отсадочной машины, если зольность исходного питания $A_n^c = 23,8\%$ зольность концентрата $A_k^c = 5,0\%$ и отходов $A_o^c = 78,2\%$.

Указание, Использовать формулы баланса продуктов обогащения

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ

Практическое занятие №39

Тема: Чтение режимной карты отсадочной машины и осуществление регулировки ее работы

Цель: формирование практических знаний чтения режимной карты отсадочной машины и осуществление регулировки ее работы

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: студентам необходимо изучить технические характеристики отсадочной машины, режим работы, нормы засорения, схему цепи аппаратов и по шаблону составить режимную карту.

Режимные параметры работы отсадочных машин для углей

Параметры	Назначение отсадочной машины		
	для углей класса -13	для углей класса + 13 (10) мм и	для мелких

	(10) мм	ширококлас- сифицированных	углей
Удельная производительность, т/ч·м ²	12-17	15-20	10-16
Число пульсаций, мин ⁻¹			
Амплитуда колебаний, мм	-	-	-
Высота естественной постели, мм: ступень 1 ступень 2			
Искусственная постель, мм: крупность высота	30-50 70- 120	-	30-50 70-120
Материал постели	Полевой шпат	-	Полевой шпат
Давление воздуха и воздухосборнике, мм вод. ст.			
Расход, м ³ /т: воздуха подрешегной воды	8-10 1-1,3	10-12 1,2-1,6	11-13 1,1-1,2
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	0,5-0,7	0,5-0,7	0,5-0,7

Таблица 4.9

Режимные параметры работы отсадочных машин для железной и марганцевой руды

Параметры	Назначение отсадочной машины	
	ОМР-1 для железной руды класса -3 мм	Беспоршневая воздушно-золотниковая ОМ для марганцевой руды крупностью -60+3 мм
Удельная производительность, т/ч·м	7-10	8-15
Число пульсаций, мин ⁻¹	160-300	57-71
Амплитуда колебаний, мм	15-25	до 200
Высота естественной постели, мм: ступень 1 ступень 2	100-120 -	150-300 -
Искусственная постель, мм крупность высота	8-15 25-60	- -
Материал постели	Магнетито-гематитовая руда	-
Давление воздуха в		

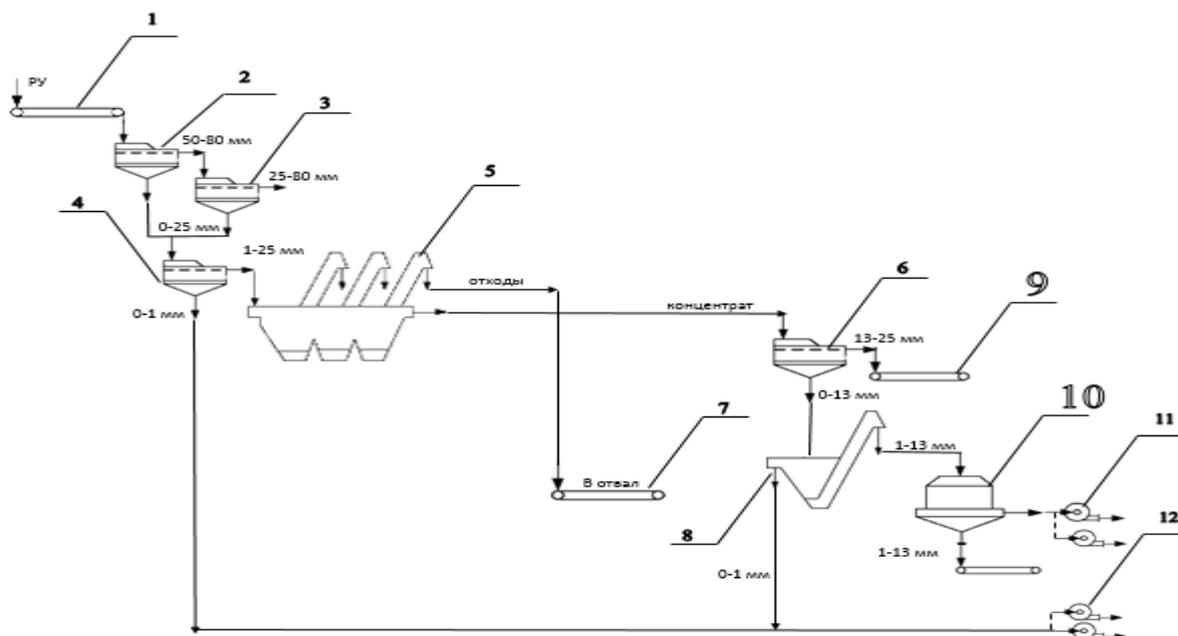
воздухосборнике, мм вод. ст.		
Расход, м ³ /т: воздуха подрешетной воды	25-45 2,0-3,5	30-50 3-5
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	0,5-0,8	0,5-0,8
<i>Продолжение табл. 4.9</i>		
Параметры	Назначение отсадочной машины	
	Беспоршневая воздушно-золотниковая ОМ для марганцевой руды крупностью -5мм	С подвижным решетом для марганцевой руды крупностью -20 + 8 мм
Удельная производительность, т/ч·м	8-10	
Число пульсаций, мин ⁻¹	120-240	
Амплитуда колебаний, мм	10-15	
Высота естественной постели, мм: ступень 1 ступень 2	120-150 -	-
Искусственная постель, мм крупность высота	12-15 70-90	- -
Материал постели	Окисный концентрат	-
Давление воздуха в воздухосборнике, мм вод. ст.		-
Расход, м ³ /т: воздуха подрешетной воды	25-35 3-4	3,50
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	0,5-0,8	0,45

Толщина постели при отсадке крупного материала принимается равной 5-10 диаметрам наибольших частиц в питании. При отсадке мелкого материала толщина надпостельного слоя (слоя, находящегося над искусственной постелью) обычно в 20 раз больше, чем максимальная крупность частиц питания.

Разжижение питания не должно превышать Ж:Т = 2:1 (по массе). В противном случае в машине создается горизонтальный поток воды с большей скоростью, что приводит к нарушению процесса расслоения частиц.

Общий расход воды (м³/т) в процессе отсадки при обогащении руд составил:

- железных крупностью
- 8 (10) + 3 (2) мм.....6-8
- 3 (2) + 0 мм..... 4,5 - 6
- марганцевых крупностью
- 50 +8 (10) мм.....от 3,5 - 4,5 до 5,5-6,5
- для поршневых машин и машин с подвижным решетом
- 8 (10) + 3 (2) мм.....4,5 до 6-8
- 3 (2) + 0 мм.....4-6
- золотосодержащих крупностью
- 8 + 3 (2) мм.....3,5 - 4,5
- оловянных крупностью
- 8 (10) +3 (2) мм.....4,5 - 5,5
- 3 (2) +0 мм.....5,5 - 6
- угля крупностью
- более 13 (10) мм.....2,4 - 3,8
- менее 13(10) мм.....2 - 3,3



Форма отчета: Студенты представляют для проверки , выполненное задание в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №40

Тема: Организация обеспечения безопасного технологического процесса обогащения в отсадочных машинах

Цель: формирование практических навыков у студентов пользоваться полученными навыками при организации обеспечения безопасного технологического процесса обогащения в отсадочных машинах

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Данная практическая работа проводится на макете «Обогащительная фабрика»
Задание: Студенту необходимо организовать обеспечение безопасного технологического процесса обогащения в отсадочных машинах. Выявить нарушения техники безопасности. Составить правила ТБ при обслуживании отсадочных машин

Форма отчета: Студенты представляют для проверки, выполненное задание в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №41

Тема: Решение задач Основы процесса концентрации на столах

Цель: формирование практических навыков определения технологических параметров при обогащении на концентрационных столах

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Основные формулы:

Поперечная скорость движения частицы по деке стола

$$v = u_{\text{ср}} - v_0 \sqrt{f_{\text{тр}}}$$

где $u_{\text{ср}}$ — средняя скорость потока воды, м/с;

v_0 — конечная скорость свободного падения частицы и воде, м/с;

$f_{\text{тр}}$ — коэффициент трения частицы о деку.

Тангенс угла между продольной скоростью и направлением траектории частицы

$$\tan \beta = \frac{v}{\omega}$$

Число концентрационных столов СКПМ-6

$$i = \frac{kQ}{Q_1}$$

где Q — количество материала, поступающего на столы, т/ч,

Q_1 — производительность одного стола:

по классу 0-1 мм — 20 т/ч; 0-3 мм — 35 т/ч и 0-6 мм — 40 т/ч.

Задача 198. Определить поперечную скорость движения частицы угля и породы по деке стола, если их диаметр $d=2$ мм, плотность угля $\delta_1 = 1400$ кг/м³ и породы $\delta_2=2100$ кг/ м³ коэффициент трения угля о деку $f'_{\text{тр}}=0,4$ и породы $f''_{\text{тр}}=0,6$ средняя скорость потока воды $u_{\text{ср}}= 0,1$ м/с, коэффициент формы частиц $f=0,5$. Ответ. $v_1 = 0,056$ м/с; $v_2=0,01$ м/с.

Задача 199. Определить угол между продольной скоростью и направлением траектории движения частицы угля и породы на деке

стола, если их диаметр $d=1$ мм, плотность угля $\delta_1=1500$ кг/м³ и породы $\delta_2=2200$ кг/м³, коэффициент трения угля о деку $f'_{\text{тр}}=0,5$ и породы $f''_{\text{тр}}=0,6$ продольная скорость частицы угля $\omega_1=0,04$ м/с и породы $\omega_2=0,06$ м/с, средняя скорость потока воды $u_{\text{ср}}=0,1$ м/с, коэффициент формы частицы $f=0,5$. Ответ. $\beta_1=61^\circ 20'$; $\beta_2=42^\circ$.

Задача 200. Рассчитать число концентрационных столов СКПМ-6 для обогащения шлама крупностью 0—1 мм в количестве $Q=80$ т/ч. Ответ. Пять столов.

Задача 201. Рассчитать число концентрационных столов СКПМ-6 для обогащения антрацита класса 0—6 мм в количестве $Q=140$ т/ч. Ответ. Четыре стола.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №42

Тема: Выявление и устранение причин, которые могут привести к аварийным режимам работы концентрационных столов

Цель: формирование практических навыков у студентов пользоваться полученными знаниями при выявлении и устранении причин, которые могут привести к аварийным режимам работы концентрационных столов
Данная практическая работа проводится в лаборатории на макете оборудования «Концентрационный стол»

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Студенту необходимо выполнить чертеж Концентрационный стол. Составить таблицу «Неполадки и способы устранения неисправностей концентрационных столов». Найти и устранить причину неисправностей на макете «Концентрационный стол»

Форма отчета: Студенты представляют для проверки, выполненное в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №43-44

Тема: Решение задач Оборудование для противоточного гравитационного обогащения

Цель: формирование практических навыков определения технологических параметров оборудования для противоточного гравитационного обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Основные формулы. *Скорость потока воды* в шнековом сепараторе типа CLLI для взвешивания частиц легкой фракции максимальной крупности [12]

$$u = 1,2v_0 \quad (153)$$

где v_0 — конечная скорость свободного падения в воде частицы легкой фракции максимального размера, определяемая по числу Рейнольдса, м/с.

$$\text{Частота вращения шнека: } n = \frac{40u}{\pi R}, \text{ мин}^{-1}$$

где R — радиус корпуса сепаратора, м.

$$\text{Расход воды в сепараторе [12]: } W = 3600t_{\text{ш}}(R - r) \frac{(1-c)c_{\text{л}}}{1-c+cc_{\text{л}}} u$$

где $t_{\text{ш}}$ — шаг шнека, м;

r — радиус вала шнека, м;

c — объемная концентрация твердого в потоке сепаратора, доли единицы,

$c_{\text{л}}$ — объемная концентрация легких фракций в исходном питании, доли единицы.

$$\text{Объемная концентрация в потоке: } c = \frac{1}{1+p \frac{\delta_{\text{ср}}}{\Delta}}$$

где p — отношение Ж: Т в потоке;

$\delta_{\text{ср}}$ — среднединамическая плотность исходного питания, кг/м³;

Δ — плотность воды, кг/м³.

Объемная концентрация легких фракций в исходном питании

$$c_{\text{л}} = \frac{1}{1 + \frac{\delta_{\text{л}} \gamma_{\text{Т}}}{\delta_{\text{Т}} \gamma_{\text{л}}}}$$

где $\delta_{\text{л}}$ и $\delta_{\text{Т}}$ — среднединамические плотности легкой и тяжелой фракций, кг/м³; $\gamma_{\text{л}}$ и $\gamma_{\text{Т}}$ — выход легкой и тяжелой фракций, %.

Производительность сепаратора типа СШ

$$Q = 3600t_{\text{ш}}(R - r) \frac{cc_{\text{л}}}{1-c+cc_{\text{л}}} u \delta_{\text{ср}}, \text{ т/ч, где } \delta_{\text{ср}} \text{ в т/м}^3.$$

$$\text{Число сепараторов типа СШ: } i = \frac{kQ}{Q_1}$$

Где Q — количество материала, поступающего в сепараторы, т/ч;

Q_1 — производительность одного сепаратора, т/ч [см. приложение 23 или по формуле (158)].

Задача 193. Определить скорость потока воды и частоту вращения шнека сепаратора СШ-15 для обогащения антрацита класса 13—100 мм, если диаметр корпуса сепаратора $D = 1500$ мм, среднединамическая плотность легких фракций $\delta_{\text{л}} = 1680$ кг/м³, коэффициент формы частиц $f = 0,65$. Решение.

Определяем скорость потока воды в сепараторе по формуле

$$\text{Re}^2 \psi = 5134 \cdot 10^6 d_3^3 (\delta - \Delta); \text{Re} = 160000; K = K_p = 0,44; v_0 = \frac{K \mu \text{Re}}{d_3 \Delta}, \text{ м/с;}$$

$$u = 1,2v_0; R = \frac{D}{2} \text{ Частота вращения шнека } n = \frac{40u}{\pi R}, \text{ мин}^{-1}$$

Задача 194. Определить скорость потока воды и частоту вращения шнека сепаратора СШ -15 для обогащения антрацита класса 6—25 мм, если диаметр корпуса сепаратор $D = 1500$ мм,

среднединамическая плотность легких фракции $\delta_{л} = 1650$ кг/м, коэффициент формы частиц $f = 0,65$. Ответ. $u = 0,38$ м/с; $n = 6,5$ мни⁻¹.

Задача 195. Определить расход воды и производительность сепаратора СВШ-15 для обогащения антрацита класса 13—100 мм, если радиус корпуса сепаратора $R = 750$ мм, радиус вала шнека $r = 250$ мм, шаг шнека $t_{ш} = 750$ мм, плотность разделения $\delta_p = 2$ г/см³, отношение Ж:Т в пульпе $p = 6$, коэффициент формы частиц $f = 0,7$. Фракционный состав антрацита класса 13—100 мм приведен в табл. 42.

Таблица 42			
Фракционный состав антрацита класса 13—100 мм			
Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A^c , %	$\delta_{ср}$ г/см ³
1,4-1,6	26,9	4,0	1,5
1,0-1,8	27,1	6,3	1,7
1,8-2,0	2,2	37,1	1,9
2,0-2,6	43,8	81,8	2,3
Итого	100,0	39,4	—

Решение.

1. Определяем объемную концентрацию твердого в потоке по формуле

Среднединамическая плотность исходного материала

$$\delta_{ср} = \frac{\gamma_1 \delta_1 + \gamma_2 \delta_2 + \dots + \gamma_n \delta_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}, \text{ кг/м}^3; \quad c = \frac{1}{1 + p \frac{\delta_{ср}}{\Delta}}$$

2. Определяем концентрацию легких фракций плотностью $< 1,8$ г/см³ по формуле (157).

Среднединамическая плотность легких и тяжелых фракций

$$\delta_{л} = \frac{26,9 \cdot 1,5 + 27,1 \cdot 1,7 + 2,2 \cdot 1,9}{26,9 + 27,1 + 2,2}, \text{ кг/м}^3; \quad \delta_{т} = \delta_{2,0-2,6}, \text{ кг/м}^3$$

Выход фракций: $\gamma_{л} = 26,9 + 27,1 + 2,2$; $\gamma_{т} = 43,8\%$; $c_{л} = \frac{1}{1 + \frac{\delta_{л} \gamma_{т}}{\delta_{т} \gamma_{л}}}$

$Re^2 \psi = 5134 \cdot 10^6 d_3^3 (\delta - \Delta)$; $Re = 160000$; $K = K_p = 0,47$

$$v_0 = \frac{K \mu Re}{d_3 \Delta}, \text{ м/с}; \quad u = 1,2 v_0$$

Определяем расход воды по формуле

$$W = 3600 t_{ш} (R - r) \frac{(1-c)c_{л}}{1-c+c_{л}} u; \text{ м}^3/\text{ч}$$

Определяем производительность сепаратора по формуле

$$Q = 3600 t_{ш} (R - r) \frac{c_{л}}{1-c+c_{л}} u \delta_{ср}, \text{ т/ч}$$

Задача 196. Определить расход воды и производительность сепаратора СВШ-15 для обогащения антрацита класса 6—25 мм, если радиус корпуса сепаратора $R = 750$ мм, радиус вала шнека $r = 250$ мм, шаг шнека $t_{ш} = 750$ мм, плотность разделения $\delta_p = 1,8$ г/см³, отношение Ж:Т в пульпе $p = 5$, коэффициент формы частиц $f = 0,65$.

Фракционный состав исходного питания приведен в табл. 43. Ответ.
 $W=310 \text{ м}^3/\text{ч}$; $Q = 61 \text{ т/ч}$.

Таблица 43

Фракционный состав антрацита класса 6—25 мм

Плотность фракции, г см ³	γ , %	A^c , %	$\delta_{\text{ср}}$ /см ³
1,4-1,6	45,2	5,7	1,5
1,6—1,8	21,0	11,9	1,7
1,8—2,0	9,2	29,6	1,9
2,0—2,6	24,6	86,8	2,3
Итого	100,0	29,2	—

Задача 197. Рассчитать число шнековых сепараторов СВШ-15 -15 для обогащения антрацита класса 25—100 мм в количестве $Q=220 \text{ т/ч}$.

Ответ. Два сепаратора.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №45

Тема: Решение задач Основы процесса пневматического обогащения

Цель: формирование практических навыков определения технологических параметров при пневматическом обогащении

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Основные формулы.

Конечная скорость свободного падения частиц в воздухе:

формула Ньютона — Риттингера: $v_0 = 4,43K_p \sqrt{\frac{d\delta}{\Delta}}$, м/с

Где K_p находят по приложению 18;

формула Стокса: $v_0 = \frac{0,545K_c d^2}{\mu}$, м/с

формула Аллена: $v_0 = 49,3K_A \sqrt{\left(\frac{\delta}{\Delta}\right)^2}$, м/с

по числу Рейнольдса (метод П. В. Лященко)

$$Re^2 \psi = 195 \cdot 10^8 \cdot d^3 \cdot \delta$$

В формулах для воздуха принимают $\Delta=1,23 \text{ кг/м}^3$ и $\mu = 1,8 \cdot 10^{-5} \text{ Па} \cdot \text{с}$.

Минимальная и максимальная скорость восходящего потока воздуха при разрыхлении постели определяется по формулам

$$u_0 = \varepsilon_0^2 v_{\text{оп}}, \text{ м/с}; \quad u_{\text{max}} = \varepsilon_{\text{max}}^2 v_{\text{оп}}, \text{ м/с}$$

где $v_{\text{оп}}$ — конечная скорость свободного падения частицы породы в воздухе.

Аэродинамическое давление восходящего потока воздуха по постели

$$p = (1 - \varepsilon_0)\delta_{\text{ср}}gh, \text{ Па}$$

ε_0 — коэффициент пористости уплотненной постели;

$\delta_{\text{ср}}$ — среднелинейная плотность частиц постели, кг/м³;

h — толщина постели, м.

Число пневматических сепараторов или отсадочных машин: $i = \frac{kQ}{Q_1}$

где Q — количество материала, поступающего на пневматическое обогащение, т/ч; Q_1 — производительность одного сепаратора или отсадочной машины, т/ч (приложение 24).

Задача 202. Определить конечную скорость свободного падения в воздухе частицы диаметром $d=13$ мм и плотностью $\delta = 2000$ кг/м³; коэффициент формы частицы $f=0,5$. Ответ. 6,98 м/с.

Задача 203. Определить конечную скорость свободного падения в воздухе частицы диаметром $d=0,05$ мм и плотностью $\delta = 1400$ кг/м³; коэффициент формы частицы $f=0,65$. Ответ. 0,084 м/с.

Задача 204. Определить конечную скорость свободного падения в воздухе частицы диаметром $d=0,5$ мм и плотностью $\delta = 1500$ кг/м³; коэффициент формы частицы $f=0,6$. Ответ. 0,17 м/с.

Задача 205. Частица диаметром $d=6$ мм и плотностью $\delta = 1600$ кг/м³ падает в воздухе. Определить конечную скорость свободного падения частицы по числу Рейнольдса; коэффициент формы частицы $f=0,65$. Ответ. 4,3 м/с.

Задача 206. Определить минимальную и максимальную скорости восходящего потока воздуха в сепараторе СП, если коэффициент пористости уплотненной постели $\varepsilon_0=0,5$, максимальный коэффициент разрыхления постели $\varepsilon_{\text{max}} = 0,6$, среднелинейный диаметр частиц постели $d_{\text{ср}}=20$ мм, среднелинейная плотность частиц породы $\delta_{\text{ср}}=2100$ кг/м³, коэффициент формы частиц $f=0,5$. Ответ $u_0=2,88$ м/с; $u_{\text{max}}=4,15$ м/с.

Задача 207. Определить аэродинамическое сопротивление восходящего потока воздуха в постели, если коэффициент пористости уплотненной постели $\varepsilon_0=0,5$, среднелинейная плотность частиц постели $\delta_{\text{ср}}=1580$ кг/м³, толщина постели $h=180$ мм. Ответ. 1,4 кПа.

Задача 208. Рассчитать число сепараторов СП 8 для обогащения угля класса 0—75 мм в количестве $Q = 200$ т/ч. Ответ. Три сепаратора.

Задача 209. Рассчитать число сепараторов СП 12 для обогащения угля класса 0—75 мм в количестве $Q = 180$ т/ч. Ответ. Два сепаратора.

Задача 210. Рассчитать число пневматических отсадочных машин ПОМ-2А для обогащения угля класса 0,5—25 мм в количестве $Q=100$ т/ч.

Ответ. Одна машина.

Задача 211. По данным приложения 24 определить расход воздуха для сепаратора СП-12. Ответ. 156 м³/мин.

Задача 212. По данным приложения 24 определить расход воздуха для

пневматической отсадочной машины ПОМ-2А. Ответ. 40 м³/мин.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 46-47

Тема: Составление технологических схем обогащения

Цель: формировать практические навыки выделения из технологической схемы обогащения, составляющие её технологические процессы

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание:

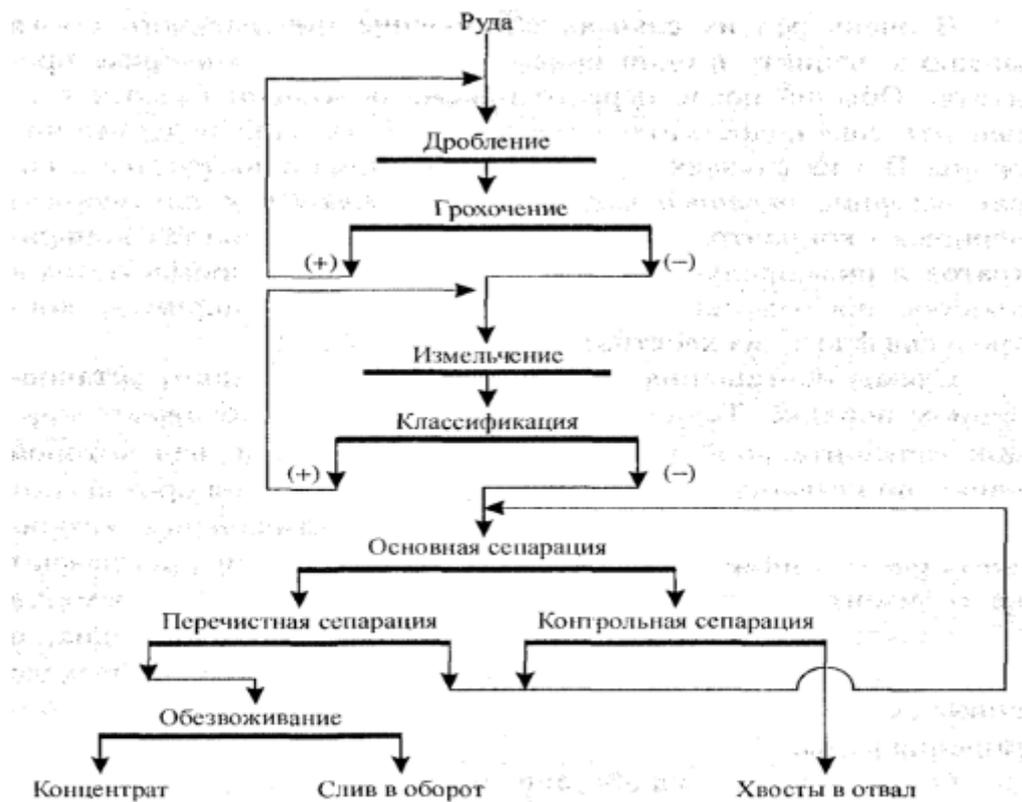
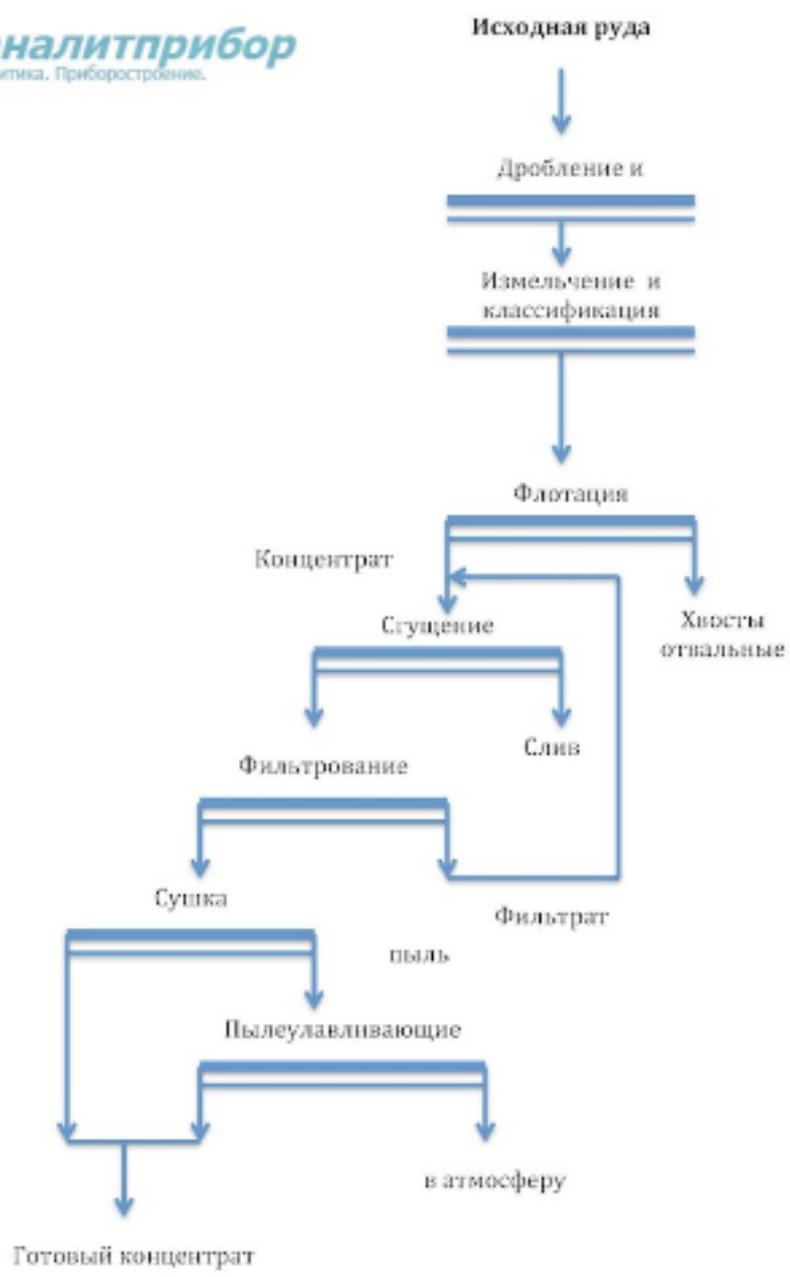


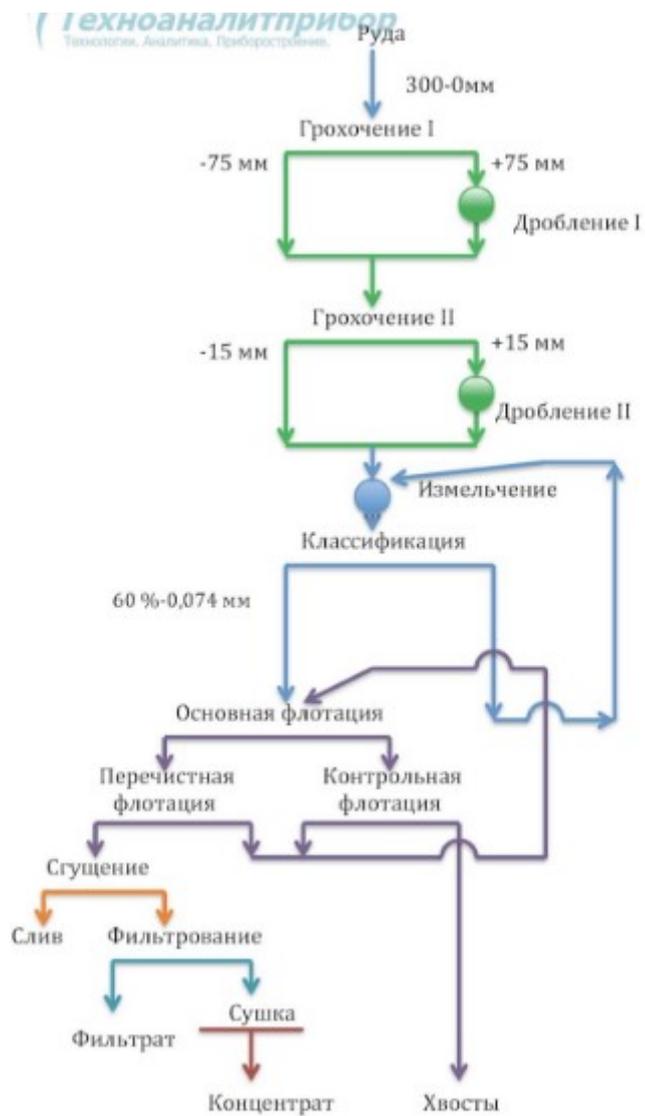
Рис. 2.2. Принципиальная схема обогащения

Подготовительные процессы

Собственно обогащение

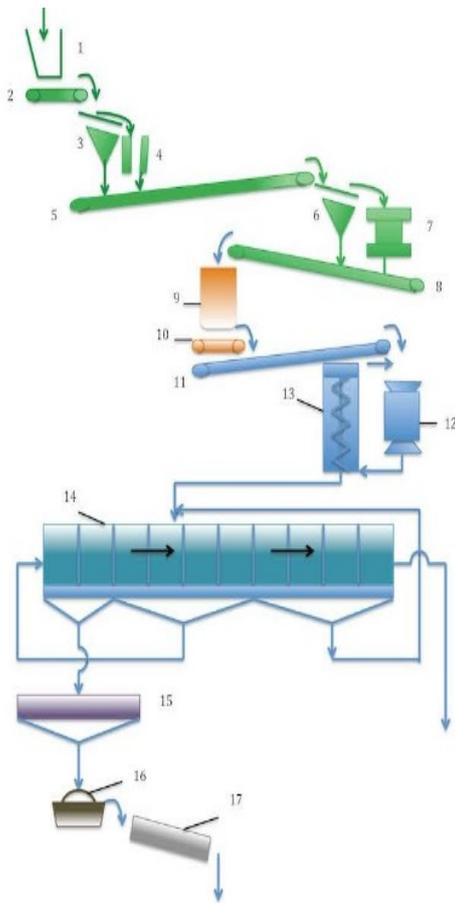
Вспомогательные процессы





Задание1. Выделить подготовительные процессы в схеме цепи аппаратов.

Задание2. Преобразовать схему цепи аппаратов в линейную. Выделить основные процессы



1 - бункер исходной руды; 2, 5, 8, 10, 11 - конвейеры; 3, 6 - грохоты; 4 - щековая дробилка; 7 - конусная дробилка; 9 - бункер дробленой руды; 12 - мельница; 13 - спиральный классификатор; 14 - флотационная машина; 15 - сепаратор; 16 - вакуумный фильтр; 17 - сушильный барабан.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схему, выполненную по ситуационному заданию в рабочих тетрадях для практических занятий, также необходимо ответить на контрольные вопросы, приведенные ниже.

Контрольные вопросы

4. Какие типы технологических схем Вы знаете?
5. Что такое схема цепи аппаратов.
6. Что означает качественная схема технологического процесса?
7. Как Вы можете охарактеризовать качественно-количественную схему обогащения?
8. Что означает водно-шламовая схема?
9. Какие характеристики можно получить, следуя технологическим схемам?

Практическое занятие №48-49

Тема: Построение кривых обогатимости

Цель: формирование практических навыков вести правильную обработку фракционного анализа, построение кривых обогатимости

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Основные формулы.

Масса пробы для фракционного анализа по ГОСТ 4790—75

$$M = 0,5 d_{max}, \text{ кг}$$

где d_{max} —максимальный размер частиц в пробе, мм.

При $d_{max}=0,5$ мм масса пробы 0,5 кг.

При обработке результатов фракционного анализа используют формулы

$$\gamma_{пр} = \frac{Q_{пр}}{Q} 100, \%$$

$$\gamma = \gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n, \%; A^c = \frac{\gamma_1 A_1^c + \gamma_2 A_2^c + \dots + \gamma_n A_n^c}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}, \%$$

Категорию обогатимости углей по ГОСТ 10100—84 определяют в зависимости от выхода приведенных промежуточных фракций плотностью

$$1,4—1,8 \text{ г/см}^3: \gamma_{(1,5-1,8)пр} = \frac{\gamma_{1,5-1,8}}{\gamma_{<1,8}} 100, \%$$

где $\gamma_{1,5-1,8}$ и $\gamma_{<1,8}$ - выход промежуточных фракций 1,5-1,8 г/см³ и суммарный, выход фракции <1,8 г/см³ по результатам фракционного анализа, %.

Таблица 1

Наименование угля	Плотность фракций, кг/м ³		
	в концентрате	в промежуточном продукте	в породе
Каменный уголь	До 1500	Св. 1500 до 1800 включ.	Св. 1800
Антрацит	До 1800	Св. 1800 до 2000 включ.	Св. 2000

Приложение 1

Категории обогатимости углей и антрацитов

Показатель обогатимости (Т), %	Категория
До 5	1 (легкая)
Свыше 5 до 10 включ.	2 (средняя)
Свыше 10 до 15 включ.	3 (трудная)
Свыше 15	4 (очень трудная)

По приложению 1 определяют категорию обогатимости угля.

Категорию обогатимости антрацитов определяют в зависимости от фактического выхода промежуточной фракции плотностью 1,8—2,0 г/см³ по приложению 1.

Задача 101. Определить минимальную массу проб для фракционного анализа угля классов 50—100, 25—50 и 13—25 мм. Ответ. 50, 25 и 13 кг.

Таблица 22

Результаты фракционного анализа класса 13—25 мм				
Плотность фракции, г/см ³	Выход		A ^c %	S _{об} ^c , %
	кг	%		
1	2	3	4	5
<1,3	7,6		3,5	2,3
1,3—1,4	2,4		7,7	2,4
1,4—1,5	0,9		13,2	2,7
1,5—1,6	0,2		20,3	2,8
1,6—1,8	0,3		38,2	3,1
>1,8	2,2		75,6	5,2
Итого	13,6	100,0		

Задача 102. Заполнить графу 3 и подсчитать итоговые данные граф 4 и 5 табл. 22.

Задача 103. В табл. 23 приведены результаты фракционного анализа угля класса 50—100 мм,

выход которого к рядовому углю составляет $\gamma_p = 8,9\%$. Заполнить графу 3 таблицы.

Таблица 23

Результаты фракционного анализа класса 13—25 мм			
Плотность фракции, г/см ³	Выход		A ^c %
	γ	γ_p	
1	2	3	4
<1,3	14,6		3,8
1,3—1,4	31,3		8,8
1,4—1,5	15,0		18,2
1,5—1,6	5,0		26,1
1,6—1,8	0,5		41,1
>1,8	24,6		73,0
Итого	100,0	100,0	29,2

Решение.

Выход к рядовому углю фракции плотностью <1,3 г/см³ $\gamma_{<1,3} = 14,6 \frac{8,9}{100}$

Аналогично определяем выходы других фракций.

Задача 104. Определить категорию

обогащаемости угля класса 50-100 мм по ГОСТ 10100—75.

Результаты фракционного анализа угля приведены в табл. 24. Ответ.

Таблица 24

Результаты фракционного анализа угля класса 50—100		
Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A ^c , %
<1,3	61,0	6,2
1,3-1,4	12,4	13,2
1,4—1,5	6,2	21,5
1,5-1,6	3,4	30,8
1,6-1,8	2,6	41,6
>1,8	14,4	82,5
Итого	100,0	20,8

Трудная.

Задача 105.

Определить категорию обогащаемости угля класса 6—13 мм по ГОСТ 10100—75.

Результаты фракционного анализа угля приведены в табл. 25. Ответ. Трудная

Таблица 25

Результаты фракционного анализа угля класса 6—13 мм		
Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A ^c , %
<1,3	66,6	4,9
1,3-1,4	10,1	11,7
1,4-1,5	4,3	19,7
1,5-1,6	3,4	27,2
1,6-1,8	3,9	42,6
>1,8	11,7	75,0
Итого	100,0	16,6

Таблица 26

Фракционный состав антрацита класса 13—100 мм		
Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A^c , %
<1,4	48,6	3,7
1,4—1,5	30,8	7,8
1,5—1,6	4,7	17,2
1,6 – 1,8	4,7	35,1
1,8-2,0	3,7	51,5
>2,0	7,5	77,6
Итого	100,0	14,4

Задача 106.

Определить категорию обогатимости антрацита класса 13-100 мм по фракционному составу, приведенному в табл. 26.
 Ответ. Легкая.

5. КРИВЫЕ ОБОГАТИМОСТИ

Задача 107. Заполнить графы 4, 5, 6 и 7 табл. 27 и построить кривые обогатимости угля класса 13—100 мм.

Таблица 27

Результаты фракционного анализа угля и его зольность

Плотность фракции, г/см ³	γ , %	A^c , %	Суммарные, %			
			всплывшие фракции		потонувшие фракции	
			сверху γ	A^c	снизу γ	A^c
1	2	3	4	5	6	7
<1,3	55,9	4,8	55,9	4,8		
1,3-1,4	9,4	10,1	65,3	5,6		
1,4-1,5	7,6	18,6	72,9	6,9		
1,5-1,6	3,3	30,0			27,1	66,3
1,6-1,8	3,1	45,9			23,8	71,4
1,8>	20,7	75,2			20,7	75,2
Итого	100	23,0	-	-	-	-

1. Заполняем графу 4 табл. 2 данными, полученными последовательным суммированием выходов фракций (графа 2) сверху:

$$55,9 + 9,4 = 65,3\%; \quad 65,3 + 7,6 = 72,9\% \text{ и т. д.}$$

2. Заполняем графу 5 данными расчетной средней зольности всплывших фракций сверху:

$$\frac{55,9 \cdot 4,8 + 9,4 \cdot 10,1}{65,3} = 5,6\%; \quad \frac{65,3 \cdot 5,6 + 7,6 \cdot 18,6}{72,9} = 6,9\% \text{ и т. д.}$$

3. Заполняем графу 6 данными, полученными последовательным суммированием выходов фракций (графа 2) снизу:

$$20,7 + 3,1 = 23,8\%; \quad 23,8 + 3,3 = 27,1\% \text{ и т.д.}$$

4. Заполняем графу 7 данными расчетной средней зольности потонувших фракций снизу:

$$\frac{20,7 \cdot 75,2 + 3,1 \cdot 45,9}{23,8} = 71,4\%; \quad \frac{23,8 \cdot 71,4 + 3,3 \cdot 30,0}{27,1} = 66,3\% \text{ и т. д.}$$

Графическая интерпретация результатов расчета

фракционного анализа

1. Строим кривую элементарных фракций λ .

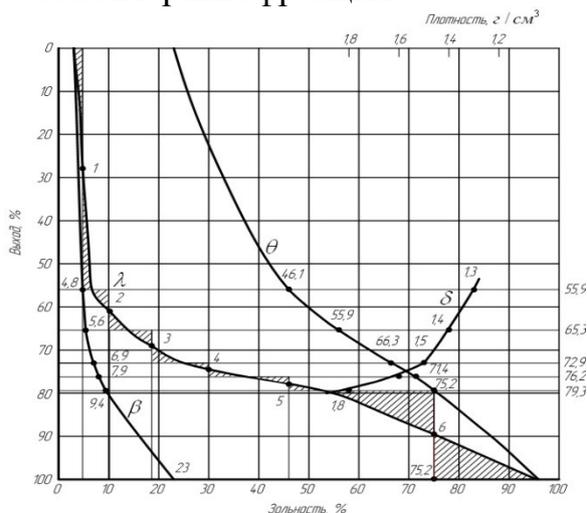


Рис. 3. Кривые обогатимости угля класса 13-100 мм

На оси ординат (рис. 3) откладываем в масштабе суммарные выходы всплывших фракций (графа 4): 55,9; 65,3; 75,9; 76,2; 79,3 и 100%. Проводим вспомогательные линии, параллельные оси абсцисс, и на этих линиях откладываем в масштабе зольность элементарных фракций (графа 3): 4,8; 10,1; 18,6; 30,0; 45,9 и 75,2%. В пределах каждой фракции проводим линии, параллельные оси ординат. Через середины этих линий проводим плавную кривую λ так, чтобы площади заштрихованных криволинейных треугольников были равновелики.

2. Строим кривую всплывших фракций β по данным граф 4 и 5 табл. 2. На вспомогательных линиях (см. рис. 2) откладываем в масштабе соответствующие значения средней зольности всплывших фракций (графа 5): 4,8; 5,6; 6,9; 7,9; 9,4; и 23%. Полученные точки соединяем плавной кривой β , начало которой должно совпадать с началом кривой λ .

3. Строим кривую потонувших фракций θ по данным граф 6 и 7 табл. 2. На вспомогательных линиях откладываем снизу в масштабе значения средней зольности потонувших фракций (графа 7): 75,2; 71,4; 66,3; 55,9; 46,1 и 23%. Полученные точки соединяем плавной кривой θ , конец которой должен совпадать с концом кривой λ , а начало должно соответствовать концу кривой β на линии, параллельной оси ординат.

4. Строим кривую плотностей δ по данным граф 1 и 4 табл. 2. На верхней стороне квадрата (принятого за ось плотности) откладываем в масштабе (справа налево) плотность фракций: 1,3; 1,4; 1,5; 1,6; и 1,8 $г/см^3$. Через эти точки проводим линии, параллельные оси ординат, до пересечения с соответствующими вспомогательными линиями выходов. Полученные точки соединяем плавной кривой δ .

Задача 108. Заполнить графы 4, 5, 6 и 7 табл. 28 и построить кривые обогатимости угля класса 0,5-13 мм.

Таблица 28

Результаты фракционного анализа угля и его зольность

Плотность			Суммарные, %
-----------	--	--	--------------

фракции, g/cm^3	$\gamma, \%$	$A^c, \%$	всплывшие фракции		потонувшие фракции	
			сверху γ	A^c	снизу γ	A^c
1	2	3	4	5	6	7
<1,3	45,9	4,3				
1,3-1,4	9,9	8,1				
1,4-1,5	3,1	14,5				
1,5-1,6	1,7	31,2				
1,6-1,8	1,7	32,9				
>1,8	37,7	81,7				
Итого	100,0	35,1	-	-	-	-

Задача 109. По кривым обогатимости угля класса 13— 100 мм (рис. 4) определить:

- 4) выход концентрата и плотность разделения δ'_p при заданной зольности $A_k^c = 5\%$;
- 5) выход отходов и плотность разделения δ''_p при заданной зольности $A_o^c = 78\%$;
- 6) выход и зольность концентрата при заданной плотности разделения $\delta_p = 1,55 \text{ кг/см}^3$.

Решение.

На оси абсцисс (см. рис. 4) откладываем в масштабе зольность концентрата $A_k^c = 5\%$ и проводим линию, параллельную оси ординат до пересечения с кривой всплывших фракций β . Через полученную точку a проводим демаркационную линию I , параллельную оси абсцисс.

Выход концентрата отсчитываем в масштабе по оси ординат сверху до линии I , $\gamma_k = 53,5\%$.

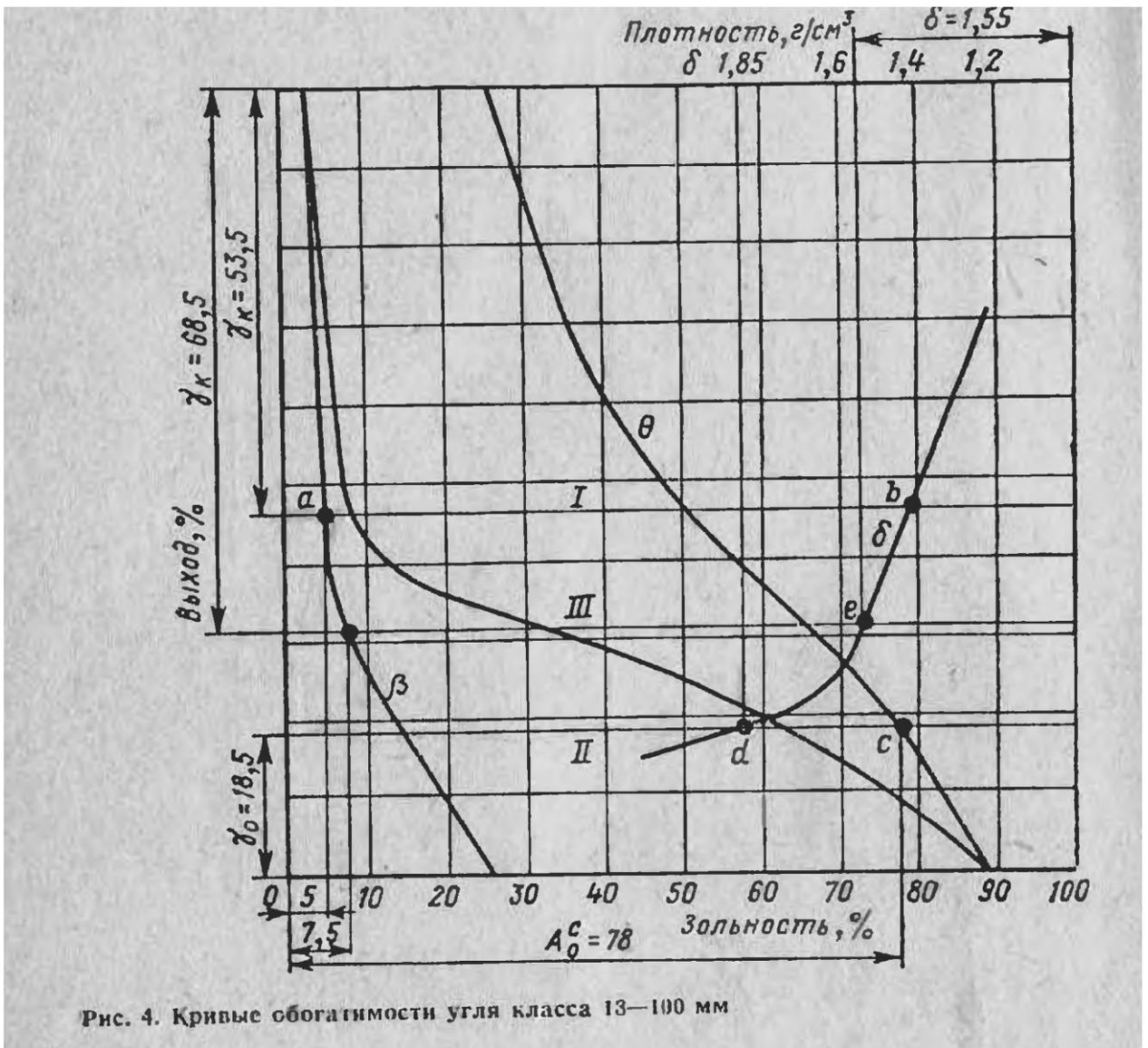


Рис. 4. Кривые обогатимости угля класса 13—100 мм

Плотность разделения находим проектированием точки пересечения b линии I с кривой δ на ось плотности: $\delta'_p = 1,42 \text{ г/см}^3$.

На оси абсцисс откладываем в масштабе зольность отходов $A_0^c = 78\%$ и проводим линию, параллельную оси ординат до пересечения с кривой θ . Через точку c проводим демаркационную линию II .

Выход отходов отсчитываем в масштабе снизу по оси ординат до пересечения оси с линией II : $\gamma_0 = 18,5\%$.

Плотность разделения находим аналогично предыдущей плотности δ'_p , $\delta''_p = 1,85 \text{ г/см}^3$.

6. На оси плотности откладываем в масштабе плотность разделения $\delta_p = 1,55 \text{ г/см}^3$ и проводим линию, параллельную оси ординат, до пересечения с кривой δ . Через точку пересечения проводим демаркационную линию III .

7. Выход концентрата отсчитываем по оси ординат сверху — $\gamma_k = 68,5\%$, а зольность по оси абсцисс — расстояние от оси ординат до точки пересечения линии III с кривой β : $A_k^c = 7,5\%$.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №50-51

Тема: Решение задач Эффективность гравитационного обогащения

Цель: формирование практических навыков определения технологических параметров при эффективности гравитационного обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Эффективность работы машин для гравитационного обогащения характеризуют величиной среднего вероятного отклонения E_p или погрешности разделения I , определяемых по кривой разделения Тромпа.

Среднее вероятное отклонение.

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2}, \text{ г/см}^3,$$

где δ_{75} и δ_{25} — плотности при извлечении 75 и 25%, г/см³.

$$\text{Коэффициент погрешности разделения } I = \frac{E_p}{\delta_p - 1}$$

где δ_p — граничная плотность разделения, г/см³.

Отклонение средней плотности фракции угля δ_{cp} от плотности разделения δ_p для обогатительных машин:

с тяжелой средой

$$x = \pm \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_p} \cdot 0,675$$

с водной средой

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p - 1}{\delta_{cp} - 1} \cdot \left[\frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} \right]$$

с воздушной средой

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p}{\delta_{cp}} \cdot \left[\frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} \right]$$

В формулах (84), (85) и (86) знак плюс берут при определении извлечения фракций в концентрат и знак минус — в отходы.

По величине отклонения x по приложению 50 находят $F(x)$ и извлечение данной фракции $\varepsilon = 100 \cdot F(x)$, %

Задача 115. По результатам фракционного анализа исходного питания и отходов (табл.35) построить кривую разделения Тромпа и определить параметры кривой T_0 : δ_p , E_p и I . Выход отходов к исходному питанию $\Gamma_0 = 27,4\%$.

Решение.

1. Определяем среднюю плотность фракций

$$\delta_{\text{ср}} = \frac{1,2+1,3}{2}, \text{ г/см}^3$$

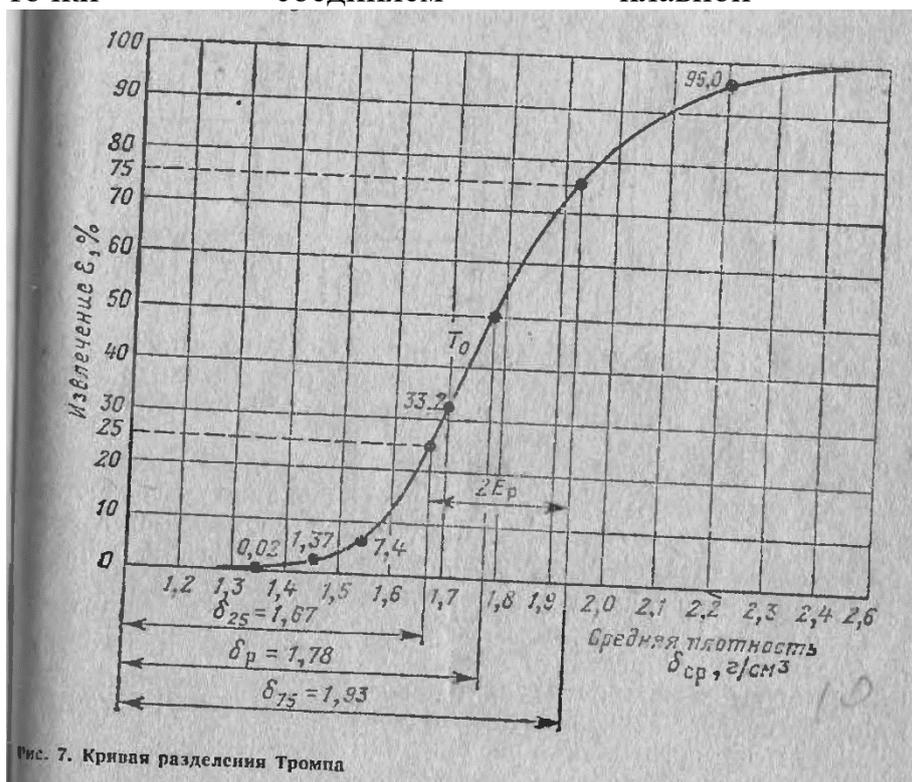
Таблица 35

Плотность фракции, г/см ³	$\delta_{\text{ср}}$	исходное питание $\gamma, \%$	отходы $\gamma_1, \%$	ϵ_0
1,2-1,3		52,4	—	—
1,3-1,4		13,0	0,01	
1,4-1,5		3,0	0,15	
1,5-1,6		2,3	0,62	
1,6-1,8		1,5	1,82	
1,8-2,6		27,8	97,40	
Итого	—	100,0	100,0	—

2. Определяем извлечение фракции 1,3-1,4 г/см³ в отходы:

$$\epsilon_0 = \frac{\gamma_1 \gamma_0}{\gamma} = \frac{0,01 \cdot 27,4}{13}$$

3. Строим кривую отходов в координатах $\delta_{\text{ср}}$ и ϵ_0 по данным табл. 35. На оси абсцисс (рис. 7) откладываем в масштабе среднюю плотность фракций: 1,25; 1,35; 1,45; 1,55; 1,70 и 2,20 г/см³, а на оси ординат — извлечение фракций: 0; 0,02; 1,37; 7,4; 33,2 и 96,0%. Полученные точки соединяем плавной кривой T_0 .



4. Проводим линию при $\epsilon_0=50\%$ параллельно оси абсцисс до пересечения с кривой T_0 и определяем плотность разделения $\delta_{\text{ср}}=1,78$ г/см³.

5. Проводим линии при $\epsilon_0=75\%$ и $\epsilon_0=25\%$ параллельные оси абсцисс, и определяем $\delta_{75}=1,93$ г/см³ и $\delta_{25}=1,67$ г/см³

Среднее вероятное отклонение рассчитываем по формуле:

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2},$$

6. По формуле определяем коэффициент погрешности разделения

$$I = \frac{E_p}{\delta_p - 1}$$

Задача 116. По результатам фракционного анализа исходного питания (табл. 36) и отходов построить кривую разделения Тромпа и определить параметры T_0 , δ_p , E_p и I . Выход отходов $\gamma_0 = 32.4\%$.

Таблица 36

Плотность фракции, г/см ³	δ_{cp}	исходное питание γ , %	отходы γ_1 , %	ε_0
1,3-1,4		51,9	0,31	
1,4—1,5		10,6	0,62	
1,5-1,6		3,6	1,55	
1,6-1,8		2,3	2,36	
1,8-2,0		4,4	11,16	
2,0-2,6		27,2	84,00	
Итого		100,0	100,0	—

Задача 117. Определить извлечение фракции плотностью 1,5-1,6 г/см³ в концентрат и отходы при обогащении в тяжелой среде, если плотность разделения $\delta_p = 1,8$ г/см³ и среднее вероятное отклонение $E_p = 0,05$.

Ответ. $\varepsilon_k = 99,95\%$; $\varepsilon_0 = 0,05\%$.

Задача 118. Определить извлечение фракции плотностью 1,4-1,5 г/см³ в концентрат и отходы при обогащении в водной среде, если плотности разделения $\delta_p' = 1,58$ г/см³ и $\delta_p'' = 1,79$ г/см³; погрешность разделения $I = 0,17$. Ответ. $\varepsilon_k = 85,08\%$; $\varepsilon_0 = 1,07\%$.

Задача 119. Определить извлечение фракции плотностью 1,6-1,8 г/см³ в концентрат и отходы при обогащении в воздушной среде, если плотности разделения $\delta_p' = 1,5$ г/см³ и $\delta_p'' = 1,8$ г/см³; погрешность разделения $I = 0,25$.

Ответ. $\varepsilon_k = 36,32\%$; $\varepsilon_0 = 43,64\%$.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическая работа №52-53

Тема: Решение задач Построение кривых флотуемости

Цель: формирование практических навыков при построении кривых флотуемости.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Основные формулы.

Сила, необходимая для разрыва пленки жидкости на поверхности раздела фаз,

$$F = \sigma l, \text{ Н} \quad (170)$$

где σ — поверхностное натяжение жидкости на границе раздела фаз, Н/м;

l — ширина пленки, м.

Показатель флотировемости — убыль свободной поверхностной энергии при образовании флотационного комплекса

$$A = \sigma_{\text{жг}}(1 - \cos \theta), \text{ Дж/м}^2,$$

Где:

$\sigma_{\text{жг}}$ — поверхностное натяжение на поверхности раздела фаз ЖГ, Н/м;

θ — краевой угол смачивания, градус.

Краевой угол смачивания, необходимый для удержания частицы на пузырьке воздуха,

$$\sin \theta \geq 2,94 \sqrt{\frac{G_0}{R}},$$

где G_0 — сила тяжести частицы в воде, Н;

R — радиус пузырька, м.

Коэффициент скорости флотации

$$K_z = \frac{2,3}{t} \lg \frac{1}{1-\varepsilon}, \text{ мин}^{-1},$$

где t — время флотации, мин;

ε — извлечение концентрата, доли единицы.

Извлечение концентрата

$$\varepsilon = 1 - e^{-K_z t},$$

где $e = 2,72$ — основание натуральных логарифмов

Задача 213. Поверхностное натяжение воды $\sigma_1 = 0,073$ Н/м и спирта $\sigma_2 = 0,02$ Н/м. Определить силу, необходимую для разрыва пленки воды и спирта шириной $l = 500$ мм.

Ответ. $F_1 = 0,036$ Н; $F_2 = 0,01$ Н.

Задача 214. Определить показатель флотировемости двух частиц угля с краевым углом смачивания $\theta_1 = 80^\circ$ и $\theta_2 = 60^\circ$.

Ответ. $A_1 = 0,06$ Дж/м²; $A_2 = 0,036$ Дж/м². $A_1 > A_2$ — первая частица флотируется лучше.

Задача 215. Определить краевой угол смачивания частицы угля водой, необходимый для удержания ее на пузырьке воздуха диаметром $D = 0,8$ мм, если диаметр частицы $d = 0,5$ мм и плотностью $\delta = 1500$ кг/м³.

Ответ. $4^\circ 50'$.

Задача 216. Определить краевой угол смачивания частицы угля водой, необходимый для удержания ее на пузырьке воздуха диаметром $D = 0,6$ мм, если диаметр частицы $d = 0,1$ мм и плотность $\delta = 1400$ кг/м³.

Ответ. $0^\circ 24'$.

Задача 217. Определить, удержится ли частица угля диаметром $d = 0,5$ мм на пузырьке воздуха диаметром $D = 0,4$ мм, если плотность частицы $\delta = 1450$ кг/м³ и краевой угол смачивания $\theta = 6^\circ$.

Ответ. Не удержится.

Задача 218. Определить, может ли всплыть на поверхность пульпы комплекс: частица угля — пузырек воздуха, если диаметр пузырька $D=0,3$ мм, диаметр частицы $d=0,5$ мм и плотность угля $\delta =1300$ кг/м³.

Указание. Всплывание комплекса произойдет при условии $G_0 < G_{\Pi}$, где G_0 — сила тяжести частицы в воде и G_{Π} — ВЕС вытесненной пузырьком воды.

Ответ. Нет.

Задача 219. Определить минимальный размер пузырька воздуха, который способен вынести на поверхность пульпы частицу угля диаметром $d=0,3$ мм и плотностью $\delta =1500$ кг/м³

Указание. $G_0 = G_{\Pi}$ (см. задачу 218).

Ответ. 0,24 мм.

Задача 220. Определить коэффициент скорости флотации, если время флотации $t=8$ мин, извлечение концентрата $\varepsilon_k = 92\%$.

Ответ. 0,32 мин⁻¹.

Задача 221. Определить извлечение концентрата, если коэффициент скорости флотации $K_z=0,4$ мин⁻¹, время флотации $t=7,5$ мин.

Ответ. 95%.

2. КРИВЫЕ ФЛОТИРУЕМОСТИ

Задача 222. По результатам дробной флотации угля класса 0—0,5 мм (табл. 44) построить кривые флотирuemости и составить теоретический баланс продуктов флотации при заданной зольности флотоконцентрата $A_k^c=7\%$.

Время флотации, мин	$\gamma, \%$	$A^c, \%$	суммарно			
			концентрат		отходы	
			сверху $\gamma, \%$	$A^c, \%$	снизу $\gamma, \%$	$A^c, \%$
1	2	3	4	5	6	7
1	61,0	4,5				
2	12,2	8,0				
3	3,2	20,3				
4	1,5	29,4				
5	2,8	41,4				
6	19,3	76,9				
итого	100	20,8				

Решение.

1. Заполняем графы 4, 5, 6 и 7 табл. 44.

Суммарный выход концентрата (графа 4):

$$61 + 12,2 = 73,2\%;$$

$$73,2 + 3,2 = 76,4\%$$

и т.д.

Средняя зольность концентрата (графа 5)

D —диаметр импеллера, м;

n — частота вращения импеллера, мин^{-1} .

Производительность флотационной машины: по пульпе

$$W_{\text{п}} = \frac{60KnV}{t} \text{ м}^3/\text{ч}$$

по твердому:

$$Q = \frac{60KnV\delta}{(1 + p\delta)t} \text{ Т/ч}$$

$K = 1 - \alpha = 0,65 \div 0,7$ коэффициент, учитывающий аэрацию пульпы;

n — число камер;

V — объем одной камеры, м^3

δ — плотность шлама, т/м^3 ;

p — отношение Ж:Т в пульпе

t — время флотации, мин.

Число флотационных машин

$$i = \frac{kQ(1 + p\delta)t}{60KnV\delta}$$

Количество твердого в пульпе

$$Q = \frac{W\delta}{1 + p\delta} \text{ Т/ч}$$

Число агрегатов АКП «Каскад» для подготовки пульпы перед флотацией

$$i = \frac{kW}{W_1}$$

где W — количество пульпы, поступающей на подготовку $\text{м}^3/\text{ч}$;

W_1 — производительность одного агрегата, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Задача 225. Определить коэффициент аэрации пульпы во флотационной машине, если количество засасываемого воздуха в машину $V_1 = 200 \text{ м}^3/\text{ч}$, производительность машины по пульпе $W_{\text{п}}=450 \text{ м}^3/\text{ч}$. Ответ. 0,31.

Задача 226. Определить количество засасываемого воздуха во флотационную машину, если ее производительность по пульпе $W_{\text{п}} = 400 \text{ м}^3/\text{ч}$, коэффициент аэрации пульпы $\alpha=0,35$. Ответ. $215 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Задача 227. Определить окружную скорость импеллера флотационной машины ФМУ-63, если диаметр $D = 400 \text{ мм}$ и частота вращения $n= 735 \text{ мин}^{-1}$. Ответ. $6,15 \text{ м/с}$.

Задача 228. Определить окружную скорость импеллера флотационной машины МФУ2-63, если диаметр импеллера $D = 400 \text{ мм}$ и частота вращения $n = 600 \text{ мин}^{-1}$.

Ответ. $5,02 \text{ м/с}$.

Задача 229. Определить время флотации в шестикамерной Флотационной машине ФМУ-63, если ее производительность по пульпе $W_{\text{п}} = 165 \text{ м}^3/\text{ч}$. Ответ. 9 мин.

Задача 230. Определить время флотации в шестикамерной 4 флотационной машине МФУ2-63, если ее производительность щ пульпе $W_n=250 \text{ м}^3/\text{ч}$. Ответ. 6,3 мин.

Задача 231. Определить производительность по пульпе шестикамерной флотационной машины МФУ2-63, если время флотации $t = 7$ мин. Ответ. $227 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Задача 232. Определить производительность шестикамерной флотационной машины ФМУ-63, если плотность твердого шлама $\delta=1,5 \text{ т}/\text{м}^3$, отношение Ж:Т в пульпе $p=5$, время флотации $t = 8,5$ мни; коэффициент, учитывающий аэрацию пульпы $K=0,65$.

Ответ. 28,6 т/ч.

Задача 233. Определить производительность шестикамерной флотационной машины МФУ2-63, если плотность шлама $\delta=1,4 \text{ т}/\text{м}^3$; отношение Ж:Т в пульпе $p=6$; время флотации $t = 6$ мин; коэффициент, учитывающий аэрацию пульпы, $K=0,7$.

О т в е т. 39,4 т/ч.

Задача 234. Определить производительность шестикамерной пневмомеханической машины ФПМУ-63, если плотность твердого шлама $\delta = 1,5 \text{ т}/\text{м}^3$; отношение Ж:Т в пульпе $p=8$; время флотации $t = 2,6$ мин; коэффициент, учитывающий аэрацию пульпы, $K = 0,7$. Ответ. 70 т/ч.

Задача 235. Рассчитать число шестикамерных флотационных машин МФУ2-63 для флотации шлама в количестве $Q = 100$ т/ч, если плотность твердого шлама $\delta = 1,5 \text{ т}/\text{м}^3$; отношение Ж: Т в пульпе $p=8$; время флотации $t = 6$ мин; коэффициент, учитывающий аэрацию пульпы, $K = 0,7$. Ответ. Четыре машины.

Задача 236. Рассчитать число шестикамерных флотационных машин ФПМУ-63 для флотации шлама в количестве $Q = 180$ т/ч, если плотность твердого шлама $\delta = 1,5 \text{ т}/\text{м}^3$; отношение Ж: Т в пульпе $p=8$; время флотации $t = 2,6$ мин; коэффициент, учитывающий аэрацию пульпы, $K = 0,7$. Ответ. Три машины.

Задача 237. На флотацию поступает пульпа в количестве $W = 1000 \text{ м}^3/\text{ч}$ с отношением Ж:Т= $p=7$. Определить количество твердого в пульпе, если его плотность $\delta = 1400 \text{ кг}/\text{м}^3$.

Ответ. 130 т/ч.

Задача 238. Рассчитать число агрегатов АКП-1,6 для подготовки пульпы перед флотацией в количестве $W = 1200 \text{ м}^3/\text{ч}$, если производительность агрегата $W_1 = 1600 \text{ м}^3/\text{ч}$. Ответ. Один агрегат.

Задача 239. Определить выход продуктов флотации, если зольность флотоконцентрата $A^c_k=8,5\%$, отходов $A^c_o= 76,2\%$ и исходного шлама $A^c_{и}=22,0\%$.

Указание. См. задачу 192. Ответ. $\gamma_k=80\%$; $\gamma_o=20\%$.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ

Практическая работа №55

Решение задач Основы процесса. Оборудование для сгущения

Цель: формирование практических навыков определения технологических параметров оборудования для сгущения

Задание: Основные формулы. Соотношения, характеризующие пульпу. отношение Ж : Т по массе

$$n = \frac{1000\delta - T}{\delta T};$$

содержание твердого в 1 л пульпы $T = \frac{1000\delta}{1+n\delta}$, г/л

плотность пульпы

$$\Delta = 1 + \frac{\delta - 1}{\delta} \cdot \frac{T}{1000}, \text{ г/см}^3$$

коэффициент пористости

$$\varepsilon = 1 - \frac{T}{1000\delta},$$

где δ — плотность твердого в пульпе, г/см³.

Скорость стесненного осаждения частиц граничной крупности под действием силы тяжести

$$v_{ст} = \frac{0,545\varepsilon^3 K_c d_r^2 (\delta - \Delta)}{\mu}, \text{ м/с}$$

где ε — коэффициент пористости;

K_c — поправочный коэффициент на форму частиц;

d_r — диаметр частиц граничной крупности, м;

δ — плотность частиц, кг/м³.

При массовом осаждении частиц

$$v_{ст} = \frac{2\varepsilon^3 (\delta_{ср} - \Delta)g}{s^2 \mu}, \text{ м/с}$$

где $\delta_{ср}$ — среднединамическая плотность частиц, кг/м³;

s — удельная поверхность частиц материала, м⁻¹

Скорость осаждения шлама под действием центробежной силы

$$v_{ц} = \frac{2\varepsilon^3 (\delta_{ср} - \Delta)}{s^2 \mu} \cdot \frac{w^3}{R}, \text{ м/с}$$

w — окружная скорость вращения жидкости, м/с;

R — радиус вращения, м.

Скорость осаждения шлама определяется экспериментальным путем

$$v_{ст} = \frac{4V}{\pi d^2 t}, \text{ м/с}$$

где V — объем осветленной воды, м³;

d — диаметр мерного цилиндра, м;

t — длительность опыта, с.

Потребная площадь сгустителя по удельной нагрузке

$$F = \frac{kW}{q_1}, \text{ м}^2$$

где W — количество исходного шлама, поступающего на сгущение, $\text{м}^3/\text{ч}$;
 q_1 — удельная нагрузка, $\text{м}^3/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$ (см. приложения 31 и 32).

Приложение 31

Удельная нагрузка цилиндрических сгустителей q , $\text{м}^3/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$

$n = \text{Ж:Т}$ в сгу- щенном про- дукте	Сгущение шлама		Сгущение отходов флотации	
	без флокуляции	с флокуляцией	без флокуляции	с флокуляцией
< 3	1,2—1,5	2,4—3,0	0,25—0,3	1,0—1,3
> 3	4,0—4,5	8,0—9,0		

Приложение 32

Удельная нагрузка цилиндрических сгустителей с осадкоуплотнением при сгущении отходов флотации (с флокуляцией)

$n = \text{Ж:Т}$ в сгу- щенном продукте	4,5	3,0	2,0	1,6	1,2	1,0	0,8
q , $\text{м}^3/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$	8,0	6,0	4,8	4,0	3,5	3,0	2,6

Потребная площадь сгустителя по скорости осаждения шлама

$$F = \frac{Q(n_1 - n_2)}{3600K_1v_{\text{ст}}}, \text{ м}^2$$

где Q — количество твердого, поступающего на сгущение т/ч;

n_1 и n_2 — отношение Ж:Т в исходном шламе и сгушенном продукте;

$K_1 = 0,7 \div 0,8$ — коэффициент эффективного использования поверхности осаждения;

$v_{\text{ст}}$ — скорость осаждения шлама, м/с.

Диаметр сгустителя

$$D = \sqrt{\frac{4F}{\pi}} = 1,13\sqrt{F}, \text{ м}$$

По приложению 33 находят ближайший больший диаметр.

Приложение 33

Технические характеристики цилиндрических сгустителей

Показатель	П-18	П-25	П-30	П-40	П-50	С-10УР
Диаметр чана, м	18	25	30	40	50	10
Площадь сгущения, м ²	250	500	700	1250	1963	78

Расчет сгустительных воронок производят по формуле

$$F = \frac{kW}{q_1}, \text{ м}^2$$

или

$$F = \frac{Q(n_1 - n_2)}{3600K_1 v_{ст}}, \text{ м}^2$$

Технические характеристики сгустительных воронок приведены в приложении 34.

Приложение 34

Технические характеристики сгустительных воронок

Показатель	Диаметр воронки, мм	
	3000	4000
Площадь сгущения, м ²	7,1	12,5
Объем воронки, м ³	10,5	23,0

Расчет гидроциклонов для сгущения шлама производят по формуле

$$W = 30d_{п}d_{с}\sqrt{p}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (135)$$

где W - производительность гидроциклона

$d_{п}$ и $d_{с}$ — диаметры питающего патрубка и сливного насадка, м (см. приложение 20); p — давление пульпы на входе в гидроциклон, Па.

Технические характеристики гидроциклонов приведены в приложении 20.

Приложение 20
Характеристика гидроциклонов типа ГЛ

Показатель	ГЛ-9	ГЛ-12
Диаметр гидроциклона, мм	900	1200
Диаметр, мм:		
питающего патрубка	250	300
сливного насадка	200—250	200—320
нижнего насадка	50—120	50—120
Давление пульпы, кПа	60—200	60—200

Эффективность работы сгустителей

$$E = \frac{(T_1 - T_3)T_2}{(T_2 - T_3)T_1} 100, \%$$

где T_1 , T_2 и T_3 — содержание твердого в исходной пульпе, сгущенном продукте и сливе, г/л.

Задача 316. Определить отношение Ж:Т в пульпе, если содержание твердого $T=100$ г/л, плотность твердого $\delta = 1,4$ г/см³. Ответ. 9,3.

Задача 317. Определить содержание твердого в пульпе если отношение Ж:Т $n=5$, плотность твердого $\delta = 1,5$ г/см³, Ответ. 177 г/л.

Задача 318. Определить плотность пульпы, если содержание твердого $T = 200$ г/л, плотность твердого $\delta = 1,6$ г/см³. Ответ. 1,075 г/см³.

Задача 319. Определить коэффициент пористости шлама, если содержание в нем твердого $T = 250$ г/л, плотность твердого $\delta = 1,5$ г/см³. Ответ. 0,83.

Задача 320. Определить скорость осаждения частиц граничной крупности $d_r=0,05$ мм при сгущении шлама, если отношение Ж:Т в исходной пульпе $n=6$, плотность частицы $\delta = 1500$ кг/м³, коэффициент формы частицы $f = 0,6$. Ответ. 0,00039 м/с.

Задача 321. Определить скорость осаждения граничной частицы $d_r=0,1$ мм, если отношение Ж: Т в исходной пульпе $n = 5$, плотность частицы $\delta = 1500$ кг/м³, коэффициент формы частицы $f=0,55$. Ответ. 0,0014 м/с.

Задача 322. Определить скорость осаждения шлама, если содержание твердого в пульпе $T= 150$ г/л, удельная поверхность частиц $s = 85\ 000$ м⁻¹, плотность шлама $\delta_{cp}=1400$ кг/м³. Ответ. 0,0001 м/с.

Задача 323. Определить скорость осаждения шлама в гидроциклоне, если содержание твердого в пульпе $T=200$ г/л, плотность шлама $\delta_{cp} = 1550$ кг/м³, удельная поверхность частиц шлама $s = 90\ 000$ м⁻¹, окружная скорость пульпы в гидроциклоне $w=2,8$ м/с, радиус гидроциклона $R=450$ мм. Ответ. 0,0016 м/с.

Задача 324. При исследовании осаждения шлама в мерном цилиндре диаметром $d=50$ мм получено осветленной воды $V=300$ см³. Определить

скорость осаждения шлама, если длительность опыта $t = 5$ мин. Ответ. 0,0005 м/с.

Задача 325. Рассчитать цилиндрический сгуститель П для сгущения шлама в количестве $W=900$ м³/ч, если отношение Ж : Т в сгущенном продукте $n=5$.

Ответ. П-18.

Задача 326. Рассчитать цилиндрический сгуститель П для сгущения шлама в количестве $W=2000$ м³/ч, если отношение Ж: Т в сгущенном продукте $n = 8$.

Ответ. П-30.

Задача 327. Рассчитать цилиндрический сгуститель П для сгущения с флокуляцией отходов флотации в количестве $W = 400$ м³/ч. Ответ. П-25.

Задача 328. Рассчитать цилиндрический сгуститель П для сгущения шлама в количестве $Q = 100$ т/ч, если отношение Ж:Т в исходной пульпе $n_1=7,5$ и в сгущенном продукте $n_2 = 5$, диаметр частицы граничной крупности, удаляемой в слив $d_r=0,05$ мм, плотность частицы $\delta_{cp} = 1500$ кг/м³, коэффициент формы частицы $f=0,65$.

Решение.

1. Определяем скорость осаждения шлама по формуле

$K_c = 0,81$;

$$\varepsilon = \frac{n_1 \delta_{cp}}{1000 + n_1 \delta_{cp}}$$

$$v_{ст} = \frac{0,545 \varepsilon^3 K_c d_r^2 (\delta - \Delta)}{\mu}, \text{ м/с}$$

2. Потребную площадь сгущения определяем по формуле

$$F = \frac{Q(n_1 - n_2)}{3600 K_1 v_{ст}}, \text{ м}^2$$

3 Диаметр сгустителя определяем по формуле

$$D = 1,13 \sqrt{F}, \text{ м}$$

По приложению 33 принимаем сгуститель П 18.

Задача 329. Рассчитать цилиндрический сгуститель П для сгущения шлама в количестве $Q = 100$ т/ч, если отношение Ж:Т в исходной пульпе $n_1 = 10$ и в сгущенном продукте $n_2 = 5$; диаметр частицы граничной крупности удаляемой в слив $d_r=0,1$ мм; плотность шлама $\delta_{cp} = 1500$ кг/м³; коэффициент формы частицы $f=0,55$.

Ответ. П-18.

Задача 330. Рассчитать число цилиндрических сгустителей с осадкоуплотнителем С-10УР для сгущения с флокуляцией отходов флотации в количестве $W=325$ м³/ч, если отношение Т :Ж в сгущенном продукте $n_2=2$.

Ответ. Один сгуститель.

Задача 331. Рассчитать число цилиндрических сгустителей с осадкоуплотнителем С-10УР для сгущения с флокуляцией отходов флотации в количестве $W = 420$ м³/ч, если отношение Ж :Т в сгущенном продукте $n = 1$.

Ответ. Два сгустителя.

Задача 332. Рассчитать сгустительную воронку для сгущения шлама в количестве $W = 13 \text{ м}^3/\text{ч}$, если отношение Ж:Т в сгущенном продукте $n = 2,8$.

Ответ. Сгустительная воронка $D = 4000 \text{ мм}$.

Задача 333. Рассчитать число гидроциклонов ГЛ-12 для сгущения шлама в количестве $W = 1000 \text{ м}^3/\text{ч}$; давление пульпы на входе в гидроциклон $p = 100 \text{ кПа}$.

Ответ. Два гидроциклона.

Задача 334. Определить эффективность сгущения шлама в цилиндрическом сгустителе П, если содержание твердого в исходной пульпе $T_1 = 110 \text{ г/л}$, в сгущенном продукте $T_2 = 180 \text{ г/л}$ и в сливе $T_3 = 80 \text{ г/л}$. Ответ. 49 %.

Задача 335. Определить эффективность сгущения отходов флотации в цилиндрическом сгустителе с осадкоуплотнителем, если содержание твердого в исходной пульпе $T_1 = 100 \text{ г/л}$, в сгущенном продукте $T_2 = 700 \text{ г/л}$ и в сливе $T_3 = 5 \text{ г/л}$.

Ответ. 95,7%.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки результаты своей работы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ

Практические занятия по МДК 01.02

Практическое занятие №1

Тема: Решение задач на определение ценного компонента в руде

Цель: Приобретение навыка расчета ценного компонента в руде

Проверка усвоения знаний по принципам опробования на обогатительных

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Рассчитать технологические показатели переработки железной руды по схемам магнитного и флотационного обогащения.

исходная масса руды $Q_{\text{исх}}$ смотрим индивидуальное задание

Исходные данные для расчета:

α — массовая доля железа в руде: магнетитового — смотрим индивидуальное задание, гематитового — смотрим индивидуальное задание;

β — массовая доля железа в концентрате, %: магнетитового — смотрим индивидуальное задание, гематитового — смотрим индивидуальное задание;

ϑ — массовая доля железа в хвостах (по циклам), %: магнетитового — смотрим индивидуальное задание, гематитового — смотрим индивидуальное задание.

ТАБЛИЦА 1

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ИНДИВИДУАЛЬНОГО РАСЧЕТА

№ В-ТА	$Q_{\text{исх}}$	МАГНЕТИТ			ГЕМАТИТ		
		α	β	ϑ	α	β	ϑ
1.	500	22	66	1	12	50	1,5
2.	450	22	67	1,25	12	51	1,5
3.	400	21	66	1,5	11	50	2

4.	550	24	70	1	15	54	1,5
5.	500	24	69	1,25	14	53	2
6.	450	23	68	1,5	13	52	1,5
7.	400	22	67	1	12	51	2
8.	600	26	71	1,25	11	56	1,5
9.	550	25	70	1,5	17	55	2
10.	500	25	69	1	16	54	1,5
11.	450	24	68	1,25	15	53	2
12.	400	22	67	1,5	14	52	1,5
13.	650	28	72	1	19	58	2
14.	600	27	71	1,25	18	57	1,5
15.	550	26	70	1,5	17	56	2
16.	500	26	69	1	16	55	1,5
17.	450	25	68	1,25	15	54	2
18.	400	23	67	1,5	14	53	1,5
19.	500	24	72	1	15	55	1,5
20.	450	24	71	1,25	14	54	2
21.	400	23	70	1,5	13	53	1,5

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 2.

Тема: Решение задач Пластовые и эксплуатационные пробы

Цель: Приобретение практических навыков в области решение задач пластовые и эксплуатационные пробы

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание 1. Определить мощность, зольность и плотность: всего пласта, эксплуатационной части пласта, угольных пачек, а также правильность отбора пластовой пробы.

Результаты анализа пластово-дифференциальной и пластово-промышленной проб приведены в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Результаты анализа пластово-дифференциальной пробы

№ п/п	Мощность, пачки и породного прослойка, м	Наименование пачки, породного прослойка, их краткая характеристика	Плотность, кг/м ³	A ^c , %
1	0,61	Пачка угля	1250	5,0
2	0,24	Глинистый сланец средней крепости	2150	75,0
3	0,34	Пачка угля	1290	5,4
4	0,04	Песчанистый сланец крепкий	2430	82,3
5	0,45	Пачка угля	1320	7,2

Таблица 2

Результаты анализа пластово-промышленной пробы

U^P , %	$A_{и}^c$, %	V^r , %	$S_{об}^c$, %	Q_6^r , кДж/кг	y , мм	P , %	CO_2^c , %
4,5	6,5	32,0	2,8	34000	14	--	—

Решение.

1. Определяем общую мощность, зольность и плотность пласта по формулам :

$$m_0 = m_1 + m_2 + m_3 + m_4 + m_5, \text{ м}$$

$$A_d^c = \frac{m_1 \delta_1 A_1^c + m_2 \delta_2 A_2^c + \dots + m_n \delta_n A_n^c}{m_1 \delta_1 + m_2 \delta_2 + \dots + m_n \delta_n}, \%$$

$$\delta_0 = \frac{\delta_1 m_1 + \delta_2 m_2 + \dots + \delta_n m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \text{ кг/м}^3$$

2. Определяем мощность, зольность и плотность эксплуатационной части пласта (породные прослойки мощностью $>0,01$ м не включаем):

$$m_э = m_1 + m_3 + m_5$$

$$A_э^c = \frac{m_1 \delta_1 A_1^c + m_3 \delta_3 A_3^c + m_5 \delta_5 A_5^c}{m_1 \delta_1 + m_3 \delta_3 + m_5 \delta_5}$$

$$\delta_э = \frac{\delta_1 m_1 + \delta_3 m_3 + \delta_5 m_5}{m_1 + m_3 + m_5}$$

3. Мощность, зольность и плотность угольных пачек будут равны $m_{уг} = m_э$ м, $A_{уг}^c = A_э^c$ %, $\delta_{уг} = \delta_э$ кг/м³, так как прослоек породы $<0,01$ нет.
4. Находим расхождение в зольности эксплуатационной части пласта и пластово-промышленной пробы по формуле

$$a = \frac{A_{и}^c - A_d^c}{A_{и}^c} 100$$

Полученное расхождение менее 10%—пластовые пробы отобраны правильно.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №3

Тема: Изучение принципа усреднения на складах

Цель: Формирование навыков работы с оборудованием для усреднения на складах и принципами расчета шихты

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Студент должен законспектировать теоретические основы практического занятия. Выполнить схемы оборудования. Произвести расчет индивидуального задания.

Теоретическая основа занятия

Наиболее распространенные способы усреднения на открытых (в зонах с жарким или мягким климатом) или закрытых (в северных районах) складах основаны на укладке усредняемого материала в штабели тонкими параллельными слоями с последующим забором материала из штабеля в направлении, перпендикулярном простиранию слоев. Укладку ведут как наклонными (рис. 2.3, а - в), так и горизонтальными (рис. 2.3, г, д) слоями. Укладку штабеля наклонными слоями (см. рис. 2.3, а) ведут обычно на открытых усреднительных складах с использованием колесных и гусеничных машин (экскаваторов, скреперов, грейферов). Недостатки такого способа складирования и усреднения - низкая эффективность использования пространства, трудности укладки вязких руд.

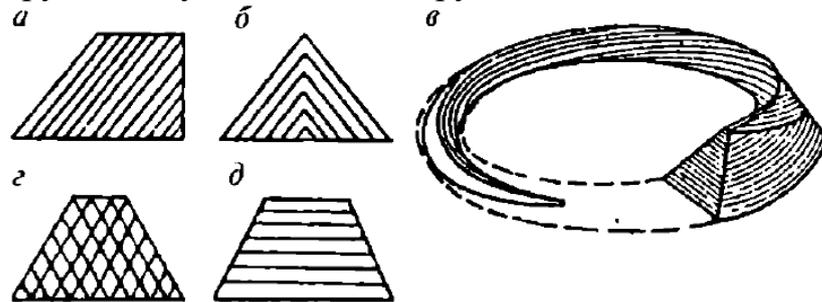


Рис. 2.3. Способы укладки штабелей при усреднении полезных ископаемых

Формирование каждого горизонтального слоя штабеля (см. рис. 2.3, д) ведут обычно при одновременном или последовательном сообщении сбрасываемому потоку материала двух перемещений: одного - распределительного, соответствующего конфигурации штабеля в плане, другого - дополнительного, в результате которого заполняют емкость штабеля по ширине (рис. 2.4, а, б, г, д).

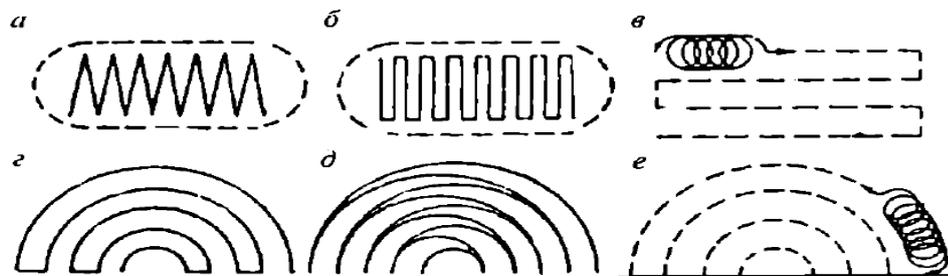


Рис. 2.4. Способы формирования горизонтальных слоев штабелей при усреднении полезных ископаемых

Число штабелей на складе зависит от общего необходимого количества материала, подлежащего усреднению, и числа технологических сортов. Для каждого сорта материала необходимо иметь как минимум два штабеля, один из которых находится в процессе формирования, а другой - в процессе разгрузки. Для формирования штабелей используются стационарные ленточные конвейеры, штабелеукладчики мостового типа и консольные штабелеукладчики; для разгрузки - рудозаборные машины.

Задание: в таблице 1.1 и 1.2 приведены результаты ситового анализа, необходимо произвести расчет таблиц 2.1, 2.2 и 2.3 с учетом процентного

содержания шихты. Процентное содержание шихты каждый студент выбирает согласно своему варианту.

Таблица 1.1 и 1.2 Качественная характеристика угля участка 1и 2 (исходные данные).

Таблица 1.1			Таблица 1.2		
Ситовый состав			Ситовый состав		
Класс, мм	γ , %	A^d %	Класс, мм	γ , %	A^d %
1	2	3	1	2	3
+80	4,6	34,5	+80	13,5	28,6
50-80	8,3	30,8	50-80	13,1	26,0
25-50	17,1	31,7	25-50	12,7	26,5
13-25	19,6	26,6	13-25	19,0	33,3
1-13	38,6	32,8	1-13	33,4	36,7
0-1	11,8	56,8	0-1	8,3	55,1
Итого:	100,0	38,8	Итого:	100,0	34,14

Таблица 2.1 рассчитывается на основании таблицы 1.1

Графа 2 рассчитывается по формуле

$$1. \quad \gamma_u = \gamma_1 \cdot \frac{C_1}{100} \%$$

Например $C_1 = 21,50\%$

$$\gamma_u = \frac{4,6 \cdot 21,50}{100}$$

Графа 3 переписывается таблицы 1.1

Таблица 2.2 рассчитываются аналогично таблицы 2.1

Графа 2 рассчитывается по формуле

$$1. \quad \gamma_u = \gamma_1 \cdot \frac{C_2}{100} \%$$

Например $C_1 = 78,5,50\%$

$$\gamma_u = \frac{13,5 \cdot 78,50}{100}$$

Графа 3 переписывается таблицы 1.2

Таблица 2.3 рассчитываются на основании таблиц 2.1 и 2.2

Графы 2 рассчитываются по формуле

$$1. \quad \gamma_{гр2.2.3} = \gamma_{т2.1} + \gamma_{т2.2}; \%$$

Графы 3 рассчитываются по формуле

$$1. \quad A^d = \frac{\gamma_{т2.1} A_{т2.1}^d + \gamma_{т2.2} A_{т2.2}^d}{\gamma_{т2.3}}; \%$$

№ ВАРИАНТА	C1,%	C2,%	№ ВАРИАНТА	C1,%	C2,%
1.	10,2	89,8	2.	30,04	70,0
3.	11,8	88,2	4.	20,0	80,0
5.	12,0	88,0	6.	21,5	78,5
7.	12,2	87,8	8.	29,2	70,8
9.	12,9	87,1	10.	42,0	58,0
11.	13,5	86,5	12.	45,0	55,0
13.	33,0	67,0	14.	35,0	65,0

15.	34,0	66,0	16.	8,8	91,2
17.	20,2	79,8	18.	15,0	85,0
19.	25,0	75,0	20.	16,0	84,0
21.	40,0	60,0			

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 4

Тема: Решение задач Отбор проб

Цель: Приобретение практических навыков в области решения практических задач при отборе проб

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

ОБЩИЕ ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ

Количество порций, отбираемых по ГОСТ 10742—71, определяют по приложению 11.

Массу порций находят по приложению 12.

Интервал времени отбора порций из потока

$$t = \frac{(60 M)}{Qn}, \text{ мин,}$$

где M — масса опробуемой партии, т;

Q — производительность конвейера, т/ч;

n — количество порций.

Основные формулы. Масса порции при отборе пробы из потока: ковшовым пробоотборником ПК

$$m = \frac{Qb}{3,6v}, \text{ кг}$$

скреперным пробоотборником ПС

$$m = \frac{Qb \sin \alpha}{3,6v}, \text{ кг}$$

где Q — масса опробуемого потока, т/ч;

b — ширина ковша, м;

v — скорость движения ковша, м/с;

α — угол между направлением раствора ковша и осью конвейера, градус.

Масса порций по ГОСТ 10742—71		Приложение 12						
Максимальный размер частиц, мм	13	25	50	100	125	150	200	300
Масса порции, кг	0,6	1,5	2,5	5,0	7,0	9,0	10,0	12,0

Задание 1.

Определить число порций, массу пробы и интервал отбора порции от концентрата, отгружаемого потребителю конвейером производительностью $Q = 300$ т/ч, если время работы конвейера $T=7$ ч, ширина ковша пробоотборника ПК-1 $b = 375$ мм и скорость движения ковша $v = 2,16$ м/с.

Варианты к заданию 1

№ варианта	Q , т/ч	T , ч	b , мм	v , м/с	№ варианта	Q , т/ч	T , ч	b , мм	v , м/с
1.	290	7	375	2,16	12.	320	7	375	2,16
2.	270	6	375	2,1	13.	280	6	375	2
3.	260	5	375	2,15	14.	270	7	375	2,16
4.	250	4	375	2,2	15.	260	5	375	2,1
5.	300	7	375	2,1	16.	270	6	375	2,15
6.	320	6	375	2,16	17.	270	5	375	2,2
7.	300	5	375	2,16	18.	305	4	375	2,1
8.	290	6	375	2,1	19.	322	7	375	2,16
9.	250	5	375	2,15	20.	300	7	375	2,16
10.	260	4	375	2,2	21.	280	6	375	2,1
11.	315	7	375	2,1					

Решение.

1. Определяем массу опробуемой партии

$$M = Q \cdot T, \text{ т}$$

2. Число порций находим по приложению 11 ($p = 30$).

3. Массу порции определяем по формуле. **Важно** значение $b = 375$ мм перевести в м. **Ответ округляем до десятых.**

$$m = \frac{Qb}{3,6v}, \text{ кг}$$

4. Определяем массу пробы

$$M_{\text{пр}} = p \cdot m$$

5. Интервал отбора порций определяем по формуле

$$t = \frac{60 M}{Qn}, \text{ мин}$$

ПРИЛОЖЕНИЕ 11

Число отбираемых проб по ГОСТ 10742-71

Масса партии, т	Число порций, не менее
До 300	15
Свыше 300 до 600	1 (от каждых 20 т)
Свыше 600	30

Задача 2. Определить число порций, массу пробы и интервал отбора порции от концентрата, отгружаемого потребителю конвейером производительностью $Q = 500$ т/ч, если время работы конвейера $T = 6$ ч, ширина ковша пробоотборника ПС-2 $b = 500$ мм, скорость движения ковша $v = 3,51$ м/с, угол между направлением раствора ковша и осью конвейера $\alpha = 45^\circ$.

Ответ. $p = 30$ порций $M_{\text{пр}} = 420$ кг; $t = 12$ мин.

Варианты к задаче 2

№ вариант а	Q, т/ч	T, ч	b, мм	v, м/с	α	№ варианта	Q, т/ч	T, ч	b, мм	v, м/с	α
1.	500	6	500	3,51	45°	12.	500	7	500	3,51	45°
2.	490	6	500	3,5	45°	13.	490	6	500	3,5	45°
3.	480	5	500	3,4	45°	14.	480	7	500	3,4	45°
4.	470	4	500	3,3	45°	15.	470	5	500	3,3	45°
5.	460	7	500	3,45	45°	16.	460	6	500	3,45	45°
6.	450	6	500	3,51	45°	17.	450	5	500	3,51	45°
7.	500	5	500	3,5	45°	18.	500	4	500	3,5	45°
8.	490	6	500	3,4	45°	19.	490	7	500	3,4	45°
9.	480	5	500	3,3	45°	20.	480	7	500	3,3	45°
10.	470	4	500	3,45	45°	21.	470	6	500	3,45	45°
11.	460	7	500	3,55	45°						

Решение.

1. Определяем массу опробуемой партии

$$M = Q \cdot T, \text{ т}$$

2. Число порций находим по приложению 11 ($p = 30$).

3. Массу порции определяем по формуле. **Важно** значение $b = 500$ мм перевести в м. **Ответ округляем до десятых.**

$$m = \frac{Qb \sin \alpha}{3,6v}, \text{ кг}$$

4. Определяем массу пробы

$$M_{\text{пр}} = p \cdot m$$

5. Интервал отбора порций определяем по формуле

$$t = \frac{60 M}{Qn}$$

Задача 3. Определить количество порции и интервал их отбора от партии топлива массой 400 т, отгружаемого конвейером. Производительность конвейера $Q = 200$ т/ч.

Ответ. 20 порций, 6 мин.

Задача 4. Определить количество порций и интервал их отбора от партии топлива массой 1000 т, отгружаемого конвейером. Производительность конвейера $Q=400$ т/ч.

Ответ. 30 порций, 5 мин.

Задача 5. Определить количество порций и интервал их отбора, если уголь отгружается конвейером производительностью $Q = 200$ т/ч. Время работы конвейера 4 ч.

Ответ. 30 порций, 8 мин.

Задача 6. Определить количество порций и массу пробы, отбираемой от топлива, погруженного в четыре железнодорожных вагона грузоподъемностью 63 т. Максимальная крупность кусков в угле 300 мм.

Ответ. 15 порций, 180 кг.

Задача 7. Определить количество порций и массу пробы, отбираемой от партии топлива, погруженного в 11 железнодорожных вагонов грузоподъемностью 50 т. Максимальная крупность кусков в угле 200 мм.

Ответ. 28 порций, 280 кг.

Задача 8. Определить количество порции и массу пробы, отбираемой от топлива, отгружаемого потребителю в шахтных вагонетках вместимостью 2 т, если число отправленных вагонеток за смену 400. Максимальная крупность кусков в угле 200 мм.

Ответ. 30 порций, 300 кг.

Задача 9. Для определения содержания видимой породы от партии топлива отобрана контрольная проба в количестве 15 порций по 15 кг. После отсева пробы на сите с отверстиями 25 мм из надрешетного продукта выбрано 6,5 кг породы. Определить содержание видимой породы в угле.

Ответ. 2,9%.

Задача 10. Определить число порций, массу пробы и интервал отбора порции от рядового угля, если масса опробуемой партии $M=470$ т/ч, производительность конвейера $Q=300$ т/ч, ширина ковша пробоотборника ПС-2 $b = 500$ мм, скорость движения ковша $v = 1,79$ м/с, угол между направлением раствора ковша и осью конвейера $\alpha=45^\circ$.

Ответ. $p = 24$ порции; $M_{пр}=396$ кг; $t = 3,9$ мин.

Задача 11. Проба массой 5 кг отобрана от исходного шлама флотационной машины. После декантации и выпаривания пробы получен твердый остаток массой 600 г. Определить отношение $n = Ж : Т$ в исходном шламе.

Ответ. 7,3.

Задача 12. Отобрана проба от оборотной воды объемом 6 л. После декантации и выпаривания пробы получен твердый остаток массой 510 г. Определить содержание твердого в оборотной воде.

Ответ. 85 г/л.

Задача 13. Определить содержание твердого в пробе пульпы массой 4,8 кг, если масса твердого остатка после выпаривания равна 500 г и плотность твердого $\delta=1,4$ г/см³.

Ответ. 107 г/л.

Задача 14. Определить содержание твердого в пульпе, если масса 1 л пульпы 1062 г и плотность твердого $\delta=1,5$ г/см³.

У к а з а н и е . Использовать формулу (плотность пульпы)

$$\Delta = 1 + \frac{\delta - 1}{\delta} \frac{T}{1000}$$

δ -плотность твердого в пульпе г/см³

T-содержание твердого в 1 л пульпы

О т в е т . 186 г/л.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 5

Тема: Решение задач Расчет норм показателей качества продуктов на углеобогажительных фабриках

Цель: Приобретение практических навыков в области решения практических задач при расчете норм показателей качества продуктов на углеобогажительных фабриках

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задача 97. Рассчитать нормы показателей качества рядового угля по шахте по данным табл. 17. Топливо отправляется потребителям.

Таблица 17

Данные по участкам, %

№ участка	C	$A_{уч}^c$	$S_{об}^c$	$W_{уч}^P$
-----------	---	------------	------------	------------

1.	50	28,0	2,8	6,5
2.	30	31,5	2,9	7,0
3.	20	26,0	2,5	7,5

Решение.

1. Определяем нормы зольности: среднюю норму зольности по формуле

$$A_{\text{ср}}^c = \frac{C_1 A_{\text{уч}1}^c + C_2 A_{\text{уч}2}^c + \dots + C_n A_{\text{уч}n}^c}{100}$$

предельную норму зольности по формулам

$$a \leq 0,1 A_{\text{ср}}^c, \%$$

$$A_{\text{пр}}^c = A_{\text{ср}}^c + a, \%$$

2. Определяем нормы содержания серы: среднюю норму по формуле

$$S_{\text{об.ср}}^c = \frac{C_1 S_{\text{об.}1}^c + C_2 S_{\text{об.}2}^c + \dots + C_n S_{\text{об.}n}^c}{100}, \%$$

Предельную норму по формулам

$$S = 0,15 S_{\text{об.пр}}^c, \%$$

$$S_{\text{об.пр}}^c = S_{\text{об.ср}}^c + S, \%$$

1. Определяем предельную норму содержания влаги

$$W_{\text{пр}}^p = \frac{C_1 W_{\text{уч}1}^p + C_2 W_{\text{уч}2}^p + \dots + C_n W_{\text{уч}n}^p}{100}$$

Задача 98. Рассчитать нормы показателей качества рядового угля по шахте по данным табл. 18. Топливо отправляется потребителям потребителям.

Таблица 18

Данные по участкам, %

№ участка	C	$A_{\text{уч}}^c$	$S_{\text{об}}^c$	$W_{\text{уч}}^p$
Северная лава	35	25,0	1,4	7,5
Южная лава	65	18,0	1,6	6,9

Ответ. $A_{\text{ср}}^c \div A_{\text{пр}}^c = 20,5 \div 22,6\%$; $S_{\text{об.ср}}^c \div S_{\text{об.пр}}^c = 1,5 \div 1,7\%$; $W_{\text{пр}}^p = 7,1\%$

Задача 99. Рассчитать нормы показателей качества рядового угля по шахте по данным табл. 19. Топливо отправляется потребителям потребителям.

Ответ. $A_{\text{ср}}^c \div A_{\text{пр}}^c = 22,0 \div 28,0\%$; $S_{\text{об.ср}}^c = 2,0 \%$; $W_{\text{пр}}^p = 7,3\%$

Таблица 19

Данные по участкам, %

№ участка	C	$A_{\text{уч}}^c$	$S_{\text{об}}^c$	$W_{\text{уч}}^p$
Восточная лава	55	20	2,2	7,5
Западная лава	45	24,5	1,8	7,0

Задача 100. Рассчитать нормы показателей качества сортового топлива по данным табл. 20.

Таблица 20

Результаты анализа шихты, %

Класс,	За истекший период	На планируемый
--------	--------------------	----------------

	$A_{к.и}^c$	$A_{т.и}^c$	$S_{об.к.и}^c$	$S_{об.т.и}^c$	$W_{кт.п}^P$	$W_{кн.и}^P$	A_k^c	$S_{об.к}^c$	$W_{к.н}^P$
50-100	6,2	6,7	1,8	1,9	4,2	3,8	6,1	2,0	4,0
25-50	8,7	8,3	1,6	1,7	5,0	4,5	8,5	1,8	4,2
13-25	11,0	11,2	1,7	1,6	5,2	5,0	11,1	1,5	5,1
6-13	13,2	13,6	1,5	1,4	5,5	5,3	13,0	1,5	5,0
0-6	15,2	15,8	1,4	1,7	8,0	7,2	15,5	1,6	7,5

Решение.

1. Определяем нормы зольности:

для класса 50—100 мм поправочный коэффициент

$$K_K = \frac{A_{т.и}^c}{A_{к.и}^c}$$

средняя норма зольности

$$A_{ср}^c = A_k^c K_K, \%$$

и т.д. для других классов.

1. Определяем нормы содержания серы

для класса 50—100 мм поправочный коэффициент

$$K_S = \frac{S_{об.т.и}^c}{S_{об.к.и}^c}$$

средняя норма содержания серы

$$S_{об.ср}^c = S_{об.к}^c K_S$$

Предельная норма содержания серы

$$S = 0,15 S_{об.ср}^c, \%$$

$$S_{об.пр}^c = S_{об.ср}^c + S$$

и т.д. для других классов.

2. Определяем предельные нормы содержания влаги

для класса 50—100 мм

$$K_W = \frac{W_{кт.п}^P}{W_{кн.и}^P}$$

$$b = 0,1 K_W W_{кн.и}^P, \%$$

$$W_k^P = W_{кн.и}^P K_W + b, \%$$

и т.д. для других классов.

Полученные нормы показателей качества сведены в табл. 21

Таблица 21

Результаты анализа шихты, %

Класс, мм	Зольность		Содержание серы		Содержание влаги
	Средняя	предельная	Среднее	предельное	предельная
50-100					
25-50					
13-25					

6-13					
0-6					

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 6

Тема: Составление схемы отбора проб.

Цель: Приобретение практических навыков составления схем отбора проб

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

ЗАДАНИЕ: описать схему опробования и контроля на флотационной обогатительной фабрике, рисунок 2

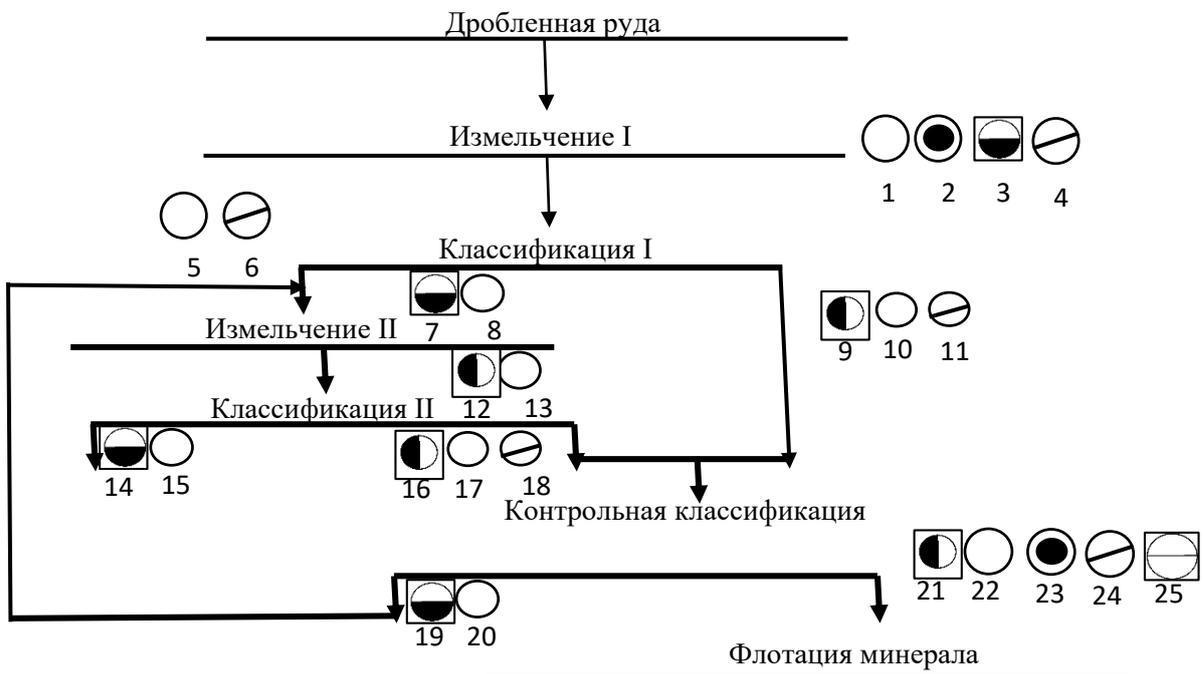
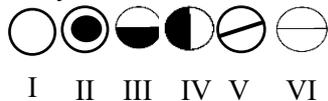


Рисунок 2



I – ситовый и седиментационный анализ

II – химический анализ

III – плотность пульпы

IV – влажность продуктов

V – минералогический анализ

VI – концентрация реагентов

Порядок выполнения работы:

1. выявить какие процессы представлены в схеме.

2. Определить какие пробы необходимо отобрать.
3. Какие пробы отбирают у конечных продуктов
4. Составить отчет

Контрольные вопросы

1. По данным каких проб можно проанализировать потери ценного компонента с хвостами?
2. Перечислите особенности пробы на влажность, объясните необходимость точки ее отбора от исходной руды товарного концентрата.
3. Обоснуйте необходимость отбора технологической пробы при работе фабрики.
4. Каково назначение минералогической пробы и чем отличается " количественная минералогическая проба от качественной?
5. Назовите особенности химической пробы, точки отбора ее от исходной руды, технологического и товарного концентратов.
6. С какой целью отбирают пробы от хвостов на химический, минералогический и ситовой анализы?

Форма отчета: Студенты представляют для проверки ответы, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 7

Тема: Обработка проб для анализа.

Цель: Приобретение практических навыков обработки проб для анализа

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Общие теоретические сведения

Отобранные пробы обрабатывают по регламентируемым в стандартах схемам. Например, для подготовки проб для контроля химического состава и влаги товарных руд и концентратов цветных металлов используют регламентированную ГОСТ 14180-80 схему, приведенную на рис. 13.2. Дробление и измельчение осуществляется при этом обычно в дробилках, мельницах и истирателях, смонтированных вместе с грохотами и механическими сократителями в одной пробаподготовительной установке (например, в пробаразделочной машине МПА).

При отсутствии на фабрике пробаподготовительной установки дробление, грохочение и измельчение проб осуществляют на малогабаритных лабораторных установках, а перемешивание и сокращение-вручную.

Крупнокусковые пробы массой более 100 кг перемешивают 2-3-кратным перебрасыванием материала с кольца на конус и обратно или многократным перелопачиванием; пробы меньшей массы и крупности - перелопачиванием или 20-30-кратным перекачиванием по диагонали на гибкой плотной и гладкой подстилке. Механическое перемешивание осуществляется во вращающихся с небольшой скоростью барабанах или при пропуске пробы несколько раз через сито.

Сокращение проб кусковых и зернистых материалов осуществляют квартованием после перемешивания по методу кольца и конуса. При этом две противоположные части выбрасываются, а две другие объединяются и подвергаются дальнейшей обработке.

Для сокращения материала крупностью до 25 мм широко применяют сократители желобчатого типа, состоящие из четного числа желобов, чередующихся по направлениям в разные стороны.

Материал в них подается совком, ширина которого равна длине сократителя. При применении механических сократителей (например, 340-УС) тщательного перемешивания пробы перед сокращением не требуется.

Сокращение материала при отборе навесок для химического анализа из измельченных до конечной крупности проб осуществляют по методу квадратования. Для этого поверхность материала разбивают на равные квадраты и из них в шахматном порядке совком отбирают на всю глубину слоя

микрорпорции, объединяя их в пробу требуемой массы.

Задача 97. Рассчитать нормы показателей качества рядового угля по шахте по данным табл. 17. Топливо отправляется потребителям.

Решение.

1. Определяем нормы зольности: среднюю норму зольности по формуле

$$A_{\text{ср}}^c = \frac{C_1 A_{\text{уч}1}^c + C_2 A_{\text{уч}2}^c + \dots + C_n A_{\text{уч}n}^c}{100}$$

предельную норму зольности по формулам

$$a \leq 0,1 A_{\text{ср}}^c, \%$$

$$A_{\text{пр}}^c = A_{\text{ср}}^c + a, \%$$

2. Определяем нормы содержания серы: среднюю норму по формуле

$$S_{\text{об.ср}}^c = \frac{C_1 S_{\text{об}1}^c + C_2 S_{\text{об}2}^c + \dots + C_n S_{\text{об}n}^c}{100}, \%$$

Предельную норму по формулам

$$S = 0,15 S_{\text{об.пр}}^c, \%$$

$$S_{\text{об.пр}}^c = S_{\text{об.ср}}^c + S, \%$$

2. Определяем предельную норму содержания влаги

$$W_{\text{пр}}^p = \frac{C_1 W_{\text{уч}1}^p + C_2 W_{\text{уч}2}^p + \dots + C_n W_{\text{уч}n}^p}{100}$$

Таблица 17

Данные по участкам, %

№ варианта	№ участка	C	$A_{\text{уч}}^c$	$S_{\text{об}}^c$	$W_{\text{уч}}^p$
4.	1.	50	28,0	2,8	6,5
	2.	30	31,5	2,9	7,0
	3.	20	26,0	2,5	7,5
2.	1.	45	27,0	2,5	6,0
	2.	35	31,0	2,9	7,0
	3.	20	26,0	2,3	7,0
3.	1.	35	28,0	2,5	6,3
	2.	35	30,5	2,9	7,1
	3.	30	25,0	2,8	7,4
4.	1.	35	28,0	2,6	6,2
	2.	45	30,3	2,9	7,1
	3.	20	25,0	2,5	7,4
5.	1.	25	23,0	2,5	6,3

	2.	35	30,5	2,9	7,1
	3.	40	28,0	2,8	7,4
6.	1.	20	26,0	2,6	6,1
	2.	30	31,5	2,9	7,0
	3.	50	23,0	2,2	7,5
7.	1.	20	23,0	2,5	6,1
	2.	35	31,0	2,9	7,0
	3.	45	26,0	2,3	7,0
8.	1.	30	25,0	2,5	6,3
	2.	25	29,5	2,9	7,1
	3.	45	25,0	2,8	7,4
9.	1.	20	24,0	2,6	6,2
	2.	45	30,3	2,3	7,0
	3.	35	22,0	2,5	7,4
10.	1.	25	20,0	2,2	6,3
	2.	35	30,5	2,9	7,1
	3.	40	26,0	2,1	7,0
11.	1.	50	25,0	2,8	6,5
	2.	30	31,5	2,9	7,0
	3.	20	22,0	2,5	7,2
12.	1.	45	24,0	2,7	6,0
	2.	35	31,0	2,9	7,0
	3.	20	26,0	2,3	7,0
13.	1.	35	26,0	2,5	6,3
	2.	35	30,5	2,2	7,1
	3.	30	25,0	2,8	7,4
14.	1.	35	24,0	2,6	6,2
	2.	45	30,3	2,2	7,1
	3.	20	25,0	2,5	7,4
15.	1.	25	27,0	2,5	6,3
	2.	35	30,5	2,9	7,1
	3.	40	28,0	2,8	7,4
16.	1.	20	26,0	2,6	6,1
	2.	30	31,5	2,9	7,0
	3.	50	23,0	2,2	7,5
17.	1.	20	23,0	2,5	6,1
	2.	35	31,0	2,9	7,0
	3.	45	26,0	2,3	7,0
18.	1.	30	25,0	2,5	6,3
	2.	25	29,5	2,9	7,1
	3.	45	25,0	2,8	7,4
19.	1.	20	24,0	2,6	6,2
	2.	45	30,3	2,3	7,0
	3.	35	22,0	2,5	7,4
20.	1.	25	20,0	2,2	6,3
	2.	35	30,5	2,9	7,1
	3.	40	26,0	2,6	7,2
21.	1.	42	22,0	2,2	6,2
	2.	38	30,5	2,3	7,1
	3.	20	24,0	2,6	7,2

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 8

Тема: Выполнение анализов на определение показателей качества исходного сырья и продуктов обогащения

Цель: приобретение практических навыков с помощью виртуальной лаборатории определения показателей качества продуктов обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Ход практического занятия

1. Формулирование темы занятия, пояснение связи темы с другими темами МДК 01.02;
2. Проверка готовности студентов к занятию;
3. Проведение непосредственно занятия согласно тематике и в соответствии с рабочей программой дисциплины.
4. Занятие проводится в аудитории, оснащенной компьютерами для каждого студента.
5. В конце занятия студент проходит тест.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 9

Тема: Чтение режимных карт технологического процесса

Цель: Приобретение практических навыков чтения режимных карт технологического оборудования

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: студентам необходимо изучить технические характеристики сепаратора, режим работы, нормы засорения, схему цепи аппаратов и по шаблону составить режимную карту.

I. Техническая характеристика тяжелосреднего сепаратора СКВП - 20

Ширина ванны, мм	
Крупность исходного продукта, мм	13-300
Производительность по исходному продукту, т/ч, не более при крупности: 13-300 мм 25-300 мм	
Производительность в процентах от производительности по исходному продукту, % по всплывшему продукту, не более по потонувшему продукту, не более	
Занимаемая площадь, м ² , не более	
Удельный расход энергии при наибольшей производительности, кДж/т, не более	
Масса (без запасных частей), кг	15800 ⁺²⁵⁰ ₋₃₀₀
Габаритные размеры, мм, не более длина ширина высота	4500±100 4700±100 4100±100

II. Режим работы тяжелосреднего сепаратора СКВП – 20

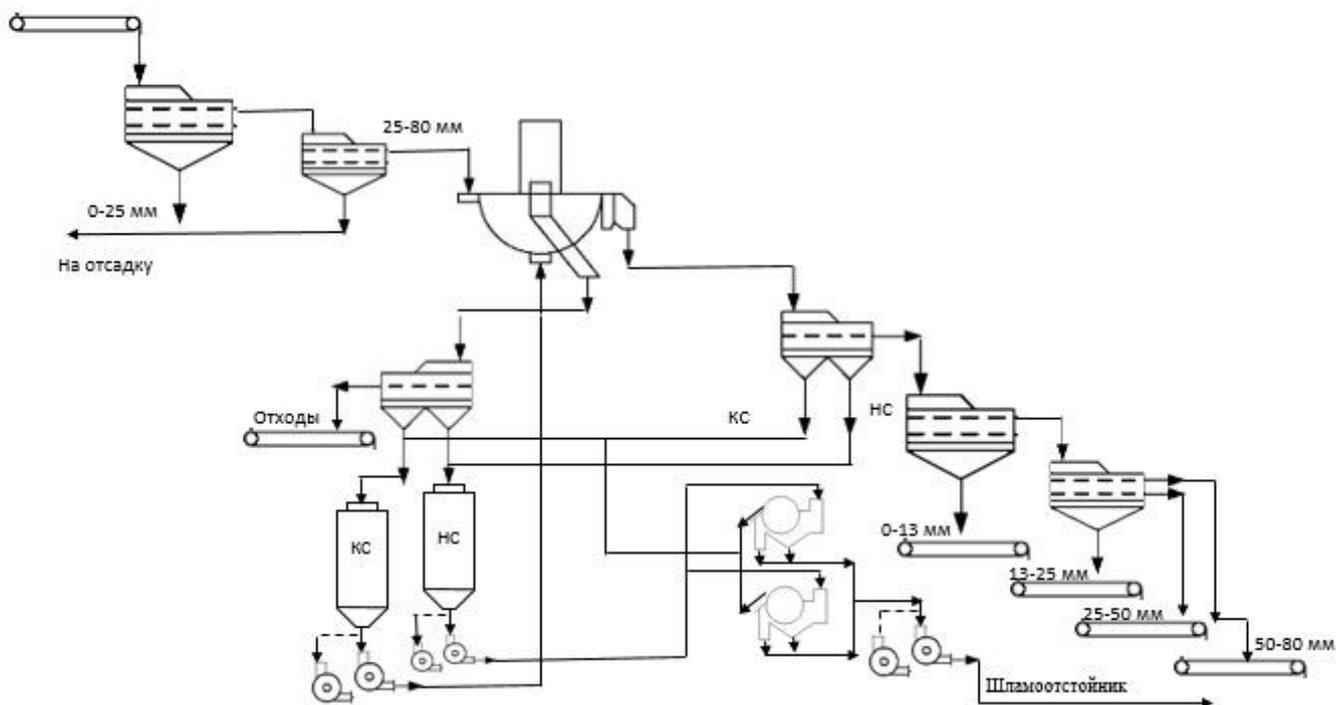
Крупность обогащаемого угля, мм	13-150
---------------------------------	--------

Производительность по питанию, т/ч	До 160
Плотность рабочей суспензии, кг/м ³	1890-1950
Объем суспензии подаваемой в сепаратор, м ³ /ч	140-170
Содержание класса 0-1,3 мм в питании, %, не более	0,2
Зольность промпродукта, %	35-40
Зольность отходов, %, не менее	
Количество сепараторов, шт	

**III Рекомендуемые нормы засорения продуктов обогащения
Тяжелосредних сепараторов (СКВП – 20)**

Продукты	Содержание посторонних фракций в % от продукта	
легких	тяжелых	
Концентрат	99,2	0,8
Промпродукт	до 3	до 2
Отходы		
Ст. преподаватель		
Инженер - технолог ЗАО ОФ «Касьяновская»	В.В. Мелехин	
	СОГЛАСОВАНО	УТВЕРЖДАЮ
	директор	Главный инженер
	«пу ОФ Касьяновская	ЗАО «ОФ Касьяновская»
	Д. Т. Н.	
	_____ Г.В.Иванов	_____ В.В. Долматов
	« ____ » _____ 2017 г.	« ____ » _____ 2017 г.

Схема цепи аппаратов



Форма отчета: Студенты представляют тетрадь для проверки тетради для практических занятий.

Практическое занятие № 10

Тема: Решение задач Определение эффективности работы обогатительного оборудования

Цель: приобретение практических навыков соблюдения оптимального режима технологического процесса, работы отдельных машин и комплексов

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Теоретическая основа занятия

Эффективность работы машин для гравитационного обогащения характеризуют величиной среднего вероятного отклонения E_p или погрешности разделения I , определяемых по кривой разделения Тромпа.

Среднее вероятное отклонение.

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2}, \text{ г/см}^3,$$

где δ_{75} и δ_{25} — плотности при извлечении 75 и 25%, г/см³.

$$\text{Коэффициент погрешности разделения } I = \frac{E_p}{\delta_p - 1}$$

где δ_p — граничная плотность разделения, г/см³.

Отклонение средней плотности фракции угля δ_{cp} от плотности разделения δ_p для обогатительных машин:

с тяжелой средой

$$x = \pm \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_p} \cdot 0,675$$

с водной средой

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p - 1}{\delta_{cp} - 1} \cdot \left[\frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} \right]$$

с воздушной средой

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p}{\delta_{cp}} \cdot \left[\frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} \right]$$

В формулах (84), (85) и (86) знак плюс берут при определении извлечения фракций в концентрат и знак минус — в отходы.

По величине отклонения x по приложению 50 находят $F(x)$ и извлечение данной фракции $\varepsilon = 100 \cdot F(x)$, %

Задача 115. По результатам фракционного анализа исходного питания и отходов (табл.35) построить кривую разделения Тромпа и определить параметры кривой T_0 : δ_p , E_p и I . Выход отходов к исходному питанию $\gamma_0 = 27,4\%$.

Решение.

1. Определяем среднюю плотность фракций

$$\delta_{cp} = \frac{1,2+1,3}{2}, \text{ г/см}^3$$

Таблица 35

Плотность фракции, г/см ³	δ_{cp}	исходное питание γ , %	отходы γ_1 , %	ε_0
1,2-1,3		52,4	—	—
1,3-1,4		13,0	0,01	
1,4-1,5		3,0	0,15	
1,5-1,6		2,3	0,62	
1,6-1,8		1,5	1,82	
1,8-2,6		27,8	97,40	
Итого	—	100,0	100,0	—

2. Определяем извлечение фракции 1,3-1,4 г/см³ в отходы:

$$\varepsilon_0 = \frac{\gamma_1 \gamma_0}{\gamma} = \frac{0,01 \cdot 27,4}{13}$$

3. Строим кривую отходов в координатах δ_{cp} и ε_0 по данным табл. 35. На оси абсцисс (рис. 7) откладываем в масштабе среднюю плотность фракций: 1,25; 1,35; 1,45; 1,55; 1,70 и 2,20 г/см³, а на оси ординат — извлечение фракций: 0; 0,02; 1,37; 7,4; 33,2 и 96,0%. Полученные точки соединяем плавной кривой T_0 .

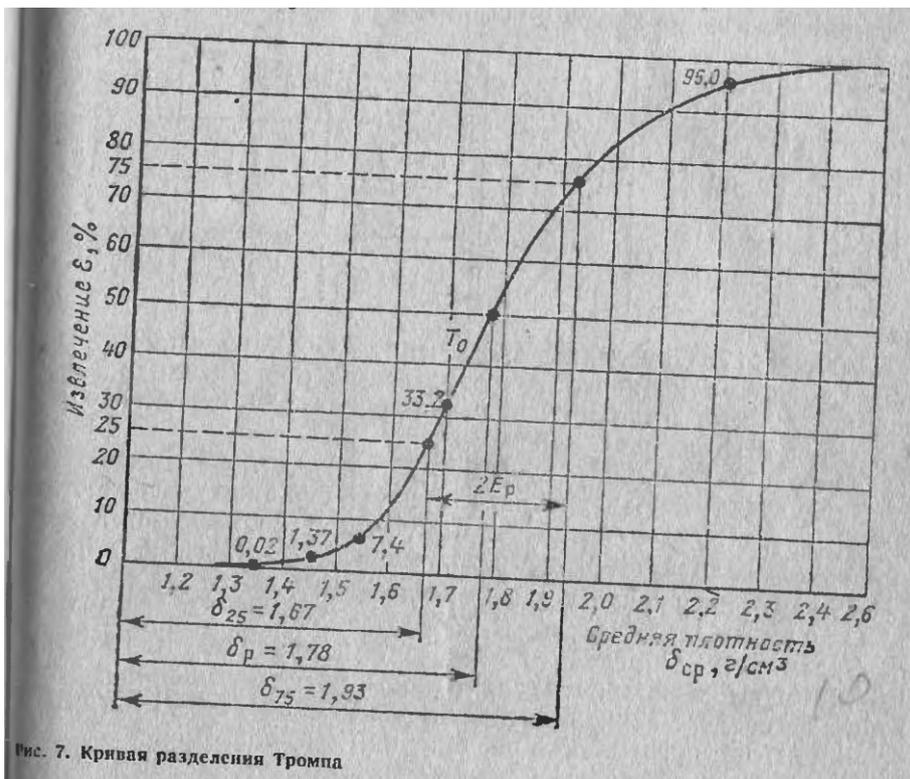


Рис. 7. Кривая разделения Тромпа

7. Проводим линию при $\epsilon_0=50\%$ параллельно оси абсцисс до пересечения с кривой T_0 и определяем плотность разделения $\delta_{ср}=1,78$ г/см³.

8. Проводим линии при $\epsilon_0=75\%$ и $\epsilon_0=25\%$ параллельные оси абсцисс, и определяем $\delta_{75}=1,93$ г/см³ и $\delta_{25}=1,67$ г/см³

Среднее вероятное отклонение рассчитываем по формуле:

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2},$$

9. По формуле определяем коэффициент погрешности разделения

$$I = \frac{E_p}{\delta_p - 1}$$

Задача 116. По результатам фракционного анализа исходного питания (табл. 36) и отходов построить кривую разделения Тромпа и определить параметры T_0 , δ_p , E_p и I . Выход отходов $\gamma_0 = 32.4\%$.

Таблица 36

Плотность фракции, г/с ³	$\delta_{ср}$	исходное питание γ , %	отходы γ_1 , %	ϵ_0
1,3-1 4		51,9	0,31	
1,4—1,5		10,6	0,62	
1,5-1,6		3,6	1,55	
1,6-1,8		2,3	2,36	
1,8-2,0		4,4	11,16	
2,0-2,6		27,2	84,00	
Итого		100,0	100,0	—

Задача 117. Определить извлечение фракции плотностью 1,5-1,6 г/см³ в концентрат и отходы при обогащении в тяжелой среде, если плотность

разделения $\delta_p=1,8$ г/см³ и среднее вероятное отклонение $E_p=0,05$.

Ответ. $\varepsilon_k = 99,95\%$; $\varepsilon_o = 0,05\%$.

Задача 118. Определить извлечение фракции плотностью 1,4-1,5 г/см³ в концентрат и отходы при обогащении в водной среде, если плотности разделения $\delta_p'=1,58$ г/см³ и $\delta_p'' = 1,79$ г/см³; погрешность разделения $I = 0,17$. Ответ. $\varepsilon_k = 85,08\%$; $\varepsilon_o = 1,07\%$.

Задача 119. Определить извлечение фракции плотностью 1,6-1,8 г/см³ в концентрат и отходы при обогащении в воздушной среде, если плотности разделения $\delta_p'=1,5$ г/см³ и $\delta_p'' = 1,8$ г/см³; погрешность разделения $I = 0,25$. Ответ. $\varepsilon_k = 36,32\%$; $\varepsilon_o = 43,64\%$.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 11

Тема: Чтение типовых технологических схем обогащения

Цель: приобретение практических навыков чтения типовых технологических схем обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

ПРИМЕР. Описать технологическую схему, представленную на рисунке.

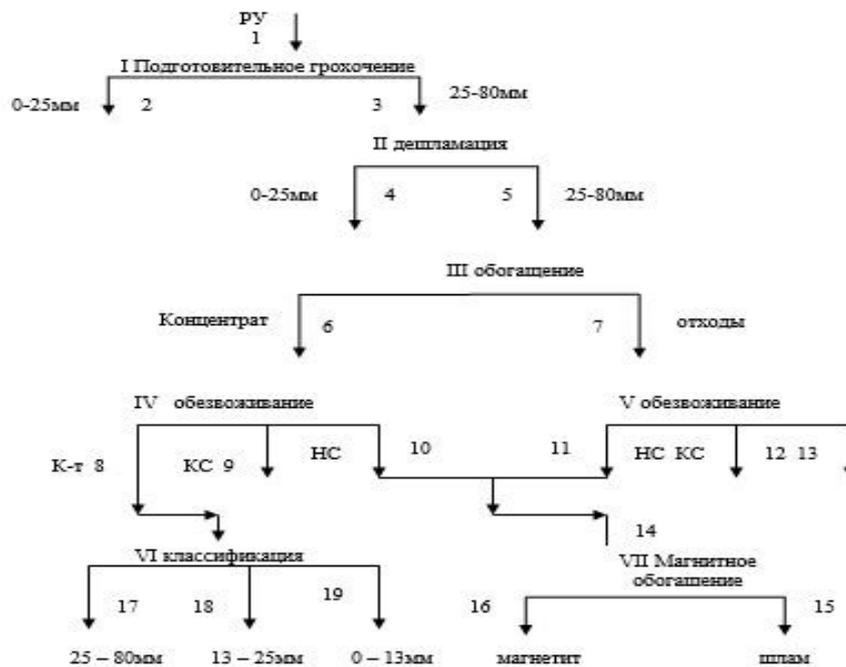


Рисунок 1.1 Технологическая схема обогащения

Решение

Рядовой уголь крупностью 0-80 мм, поступает на подготовительное грохочение, где разделяется на два машинных класса 0-25 мм и 25-80 мм. Класс крупностью 25-80 мм поступает на дешламацию. В процессе дешламации получаем два машинных класса 0-25 мм и 25-80 мм. Класс крупностью 25-80 мм поступает на обогащение в тяжелых средах,

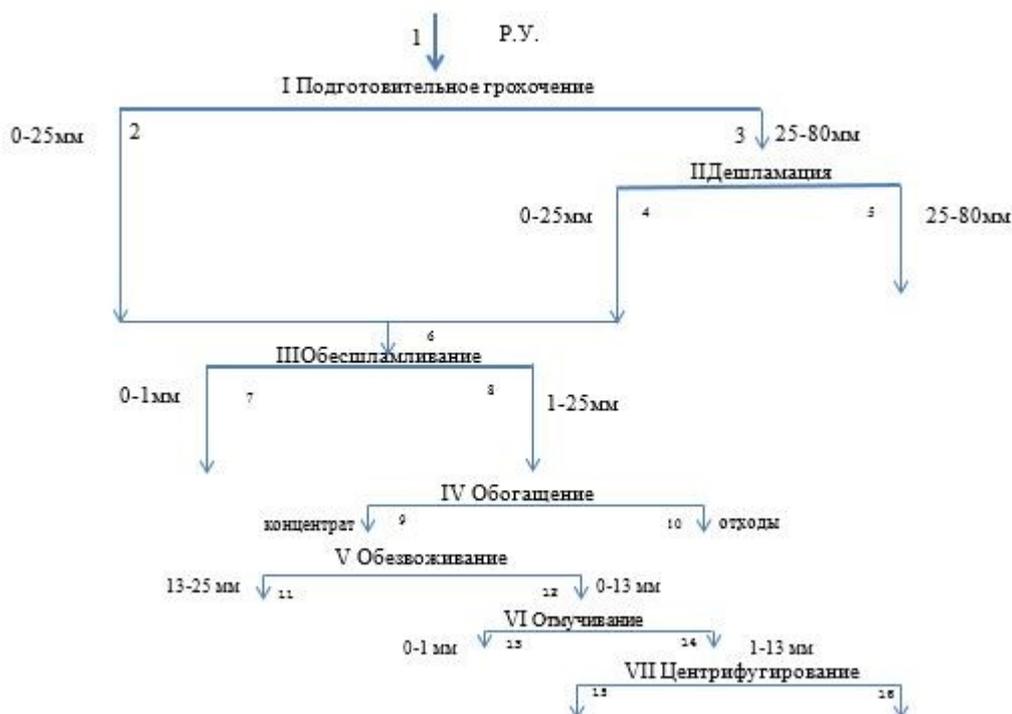
где происходит разделение на два продукта: концентрат и отходы.

Концентрат и отходы поступают на обезвоживающие грохоты.

В результате обезвоживания получаем концентрат, кондиционную суспензию, которая возвращается в процесс, некондиционную суспензию, концентрат и отходы. Некондиционная суспензия направляется на восстановление в магнитные сепараторы, в результате получаем магнетит и отходы.

Обезвоженный концентрат направляется на классификацию на грохоты, в результате получаем три продукта классов: 50-80 мм, 13-25 мм, 0-13 мм. Отходы направляются в отвал.

ЗАДАНИЕ: Описать технологическую схему, представленную на рисунке.



Порядок выполнения работы для:

1. Определить какие процессы представлены на схеме
2. Определить конечные продукты каждой операции
3. Последовательно составить описание схемы

Контрольные вопросы

1. Какие типы технологических схем Вы знаете?
2. Что такое схема цепи аппаратов.
3. Что означает качественная схема технологического процесса?
4. Как Вы можете охарактеризовать качественно-количественную схему обогащения?
5. Что означает водно-шламовая схема?
6. Какие характеристики можно получить, следуя технологическим схемам?

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие № 12

Тема: Решение задач Отбор товарных проб

Цель: приобретение практических навыков при решении задач отбор товарных проб

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Теоретическая основа занятия

Количество порций, отбираемых по ГОСТ 10742—71, определяют по приложению 11.

Приложение 11

Число отбираемых проб по ГОСТ 10742-71

Масса партии, т	Число порций, не менее
До 300	15
Свыше 300 до 600	1 (от каждых 20 т)
Свыше 600	30

Массу порций находят по приложению 12.

Масса порций по ГОСТ 10742—71		Приложение 12							
Максимальный размер частиц, мм		13	25	50	100	125	150	200	300
Масса порции, кг		0,6	1,5	2,5	5,0	7,0	9,0	10,0	12,0

Интервал времени отбора порций из потока

$$t = \frac{(60 M)}{Qn}, \text{ мин,}$$

где M — масса опробуемой партии, т;

Q — производительность конвейера, т/ч;

n — количество порций.

Задача 83. Определить количество порций и интервал их отбора от партии топлива массой 400 т, отгружаемого конвейером. Производительность конвейера $Q = 200$ т/ч. Ответ. 20 порций, 6 мин.

Задача 84. Определить количество порций и интервал их отбора от партии топлива массой 1000 т, отгружаемого конвейером. Производительность конвейера $Q=400$ т/ч. Ответ, 30 порций, 5 мин.

Задача 85. Определить количество порций и интервал их отбора, если уголь отгружается конвейером производительностью $Q=200$ т/ч. Время работы конвейера 4 ч. Ответ. 30 порций, 8 мин.

Задача 86. Определить количество порций и массу пробы, отбираемой от топлива, погруженного в четыре железнодорожных вагона грузоподъемностью 63 т. Максимальная крупность кусков в угле 300 мм.

Ответ. 15 порций, 180 кг.

Задача 87. Определить количество порций и массу пробы, отбираемой от партии топлива, погруженного в 11 железнодорожных вагонов грузоподъемностью 50 т. Максимальная крупность кусков в угле 200 мм.

Ответ. 28 порций, 280 кг.

Задача 88. Определить количество порции и массу пробы, отбираемой от топлива, отгружаемого потребителю в шахтных вагонетках вместимостью 2 т, если число отправленных вагонеток за смену 400. Максимальная крупность кусков в угле 200 мм. Ответ. 30 порции, 300 кг.

Задача 89. Для определения содержания видимой породы от партии топлива отобрана контрольная проба в количестве 15 порций по 15 кг. После отсева пробы на сите с отверстиями 25 мм из надрешетного продукта выбрано 0,5 кг породы. Определить содержание видимой породы в угле. Ответ. 2,9%.

Артюшин стр 30-31

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие № 13

Тема: Решение задач Определение по кривым обогатимости выхода и зольности заданного класса

Цель: приобретение практических навыков при решении задач определение по кривым обогатимости выхода и зольности заданного класса

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Ход практического занятия

1. Формулирование темы занятия, пояснение связи темы с другими темами МДК 01.02;
2. Проверка готовности студентов к занятию;
3. Проведение непосредственно занятия согласно тематике и в соответствии с рабочей программой дисциплины.
4. Выполнить задание.
5. Ответить на контрольные вопросы.

Пример

Задача 109. По кривым обогатимости угля класса 13— 100 мм (рис. 4) определить:

- 1) выход концентрата и плотность разделения δ'_p при заданной зольности $A_k^c = 5\%$;
- 2) выход отходов и плотность разделения δ''_p при заданной зольности $A_o^c = 78\%$;

3) выход и зольность концентрата при заданной плотности разделения $\delta_p = 1,55 \text{ кг/см}^3$.

Решение.

На оси абсцисс (см. рис. 4) откладываем в масштабе зольность концентрата $A_k^c = 5\%$ и проводим линию, параллельную оси ординат до пересечения с кривой всплывших фракций β . Через полученную точку a проводим демаркационную линию I , параллельную оси абсцисс.

Выход концентрата отсчитываем в масштабе по оси ординат сверху до линии I , $\gamma_k = 53,5\%$.

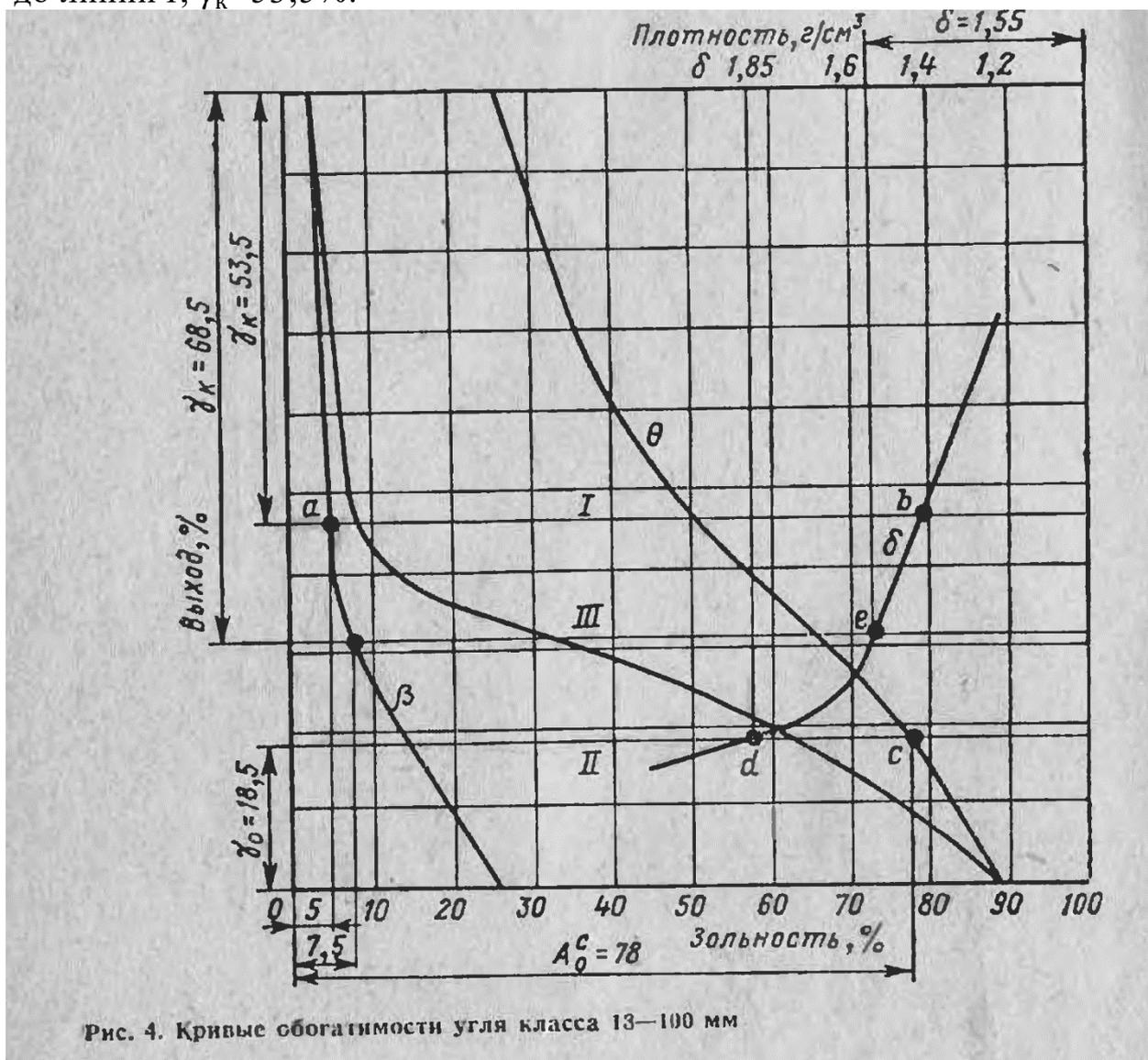


Рис. 4. Кривые обогащения угля класса 13—100 мм

Плотность разделения находим проектированием точки пересечения b линии I с кривой δ на ось плотности: $\delta'_p = 1,42 \text{ г/см}^3$.

На оси абсцисс откладываем в масштабе зольность отходов $A_0^c = 78\%$ и проводим линию, параллельную оси ординат до пересечения с кривой θ . Через точку c проводим демаркационную линию II .

Выход отходов отсчитываем в масштабе снизу по оси ординат до пересечения оси с линией II : $\gamma_0 = 18,5\%$.

Плотность разделения находим аналогично предыдущей плотности δ'_p , $\delta''_p = 1,85 \text{ г/см}^3$.

2. На оси плотности откладываем в масштабе плотность разделения $\delta_p = 1,55 \text{ г/см}^3$ и проводим линию, параллельную оси ординат, до пересечения с кривой δ . Через точку пересечения проводим демаркационную линию *III*.

3. Выход концентрата отсчитываем по оси ординат сверху — $\gamma_k = 68,5\%$, а зольность по оси абсцисс — расстояние от оси ординат до точки пересечения линии *III* с кривой β : $A_k^c = 7,5\%$.

Задача 109. По кривым обогатимости угля класса 13— 100 мм (рис. 4) определить:

4) выход концентрата и плотность разделения δ'_p при заданной зольности $A_k^c = 17\%$;

5) выход отходов и плотность разделения δ''_p при заданной зольности $A_o^c = 78\%$;

6) выход и зольность концентрата при заданной плотности разделения $\delta_p = 1,68 \text{ кг/см}^3$.

Решение.

На оси абсцисс (см. рис. 4) откладываем в масштабе зольность концентрата $A_k^c = 17\%$ и проводим линию, параллельную оси ординат до пересечения с кривой всплывших фракций β . Через полученную точку *a* проводим демаркационную линию *I*, параллельную оси абсцисс.

Выход концентрата отсчитываем в масштабе по оси ординат сверху до линии *I*, $\gamma_k\%$.

Плотность разделения находим проектированием точки пересечения *b* линии *I* с кривой δ на ось плотности: $\delta'_p \text{ г/см}^3$.

На оси абсцисс откладываем в масштабе зольность отходов $A_o^c = 78\%$ и проводим линию, параллельную оси ординат до пересечения с кривой θ . Через точку *c* проводим демаркационную линию *II*.

Выход отходов отсчитываем в масштабе снизу по оси ординат до пересечения оси с линией *II*: $\gamma_o\%$.

Плотность разделения находим аналогично предыдущей плотности δ'_p , $\delta''_p \text{ г/см}^3$.

4. На оси плотности откладываем в масштабе плотность разделения $\delta_p = 1,68 \text{ г/см}^3$ и проводим линию, параллельную оси ординат, до пересечения с кривой δ . Через точку пересечения проводим демаркационную линию *III*.

5. Выход концентрата отсчитываем по оси ординат сверху — $\gamma_k\%$, а зольность по оси абсцисс — расстояние от оси ординат до точки пересечения линии *III* с кривой β : $A_k^c\%$.

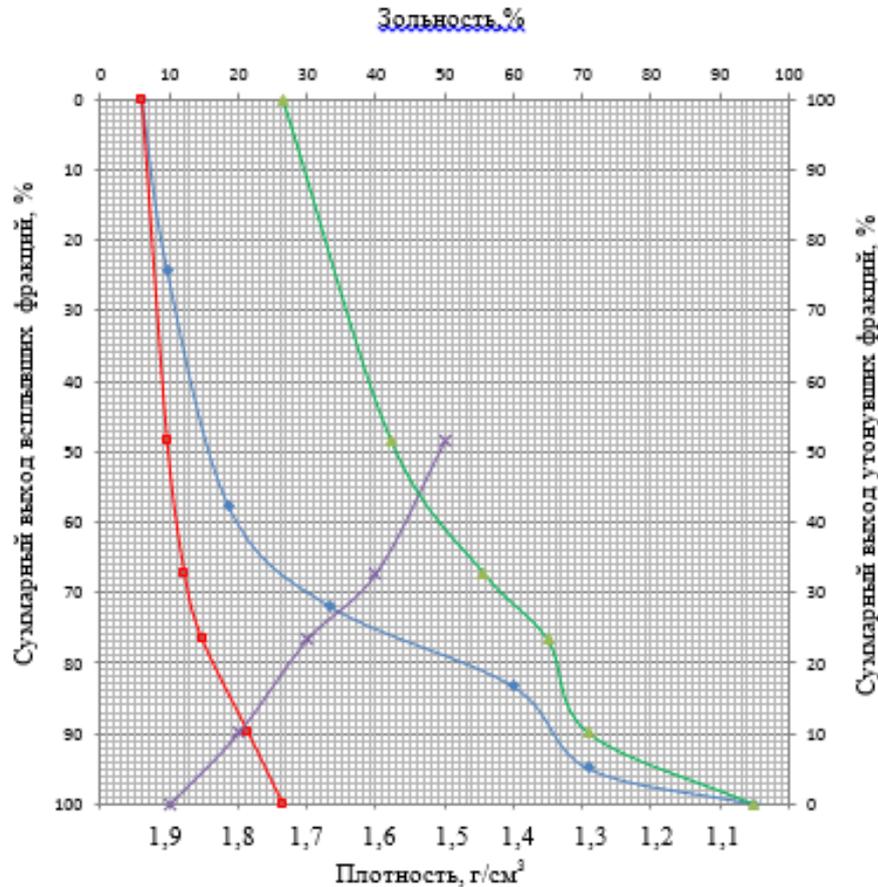


Рис. 2.2 Кривые обогатимости класса 50-80 мм

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие № 14

Тема: Решение задач теоретический баланс

Цель: приобретение практических навыков составления теоретического баланса

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Теоретическая основа занятия

Выход и зольность промпродукта определяют из уравнений баланса:

$$\gamma_{п.п} = 100 - \gamma_{к} - \gamma_{о}, \%; \quad A_{п.п}^c = \frac{100A_{кл}^c - \gamma_{к}A_{к}^c - \gamma_{о}A_{о}^c}{\gamma_{п.п}}, \%$$

Где $\gamma_{к}$ и $\gamma_{о}$ – выход концентрата и отходов, %;

$A_{кл}^c, A_{к}^c, A_{о}^c$ – зольность класса, концентрата и отходов, %.

Зольность отходов при выделении двух продуктов определяют по кривым обогатимости и проверяют по формуле: $A_{о}^c = \frac{100A_{кл}^c - \gamma_{к}A_{к}^c}{\gamma_{о}}, \%$

Задача 110. Составить теоретический баланс продуктов обогащения машинного класса 0,5—13 мм по данным фракционного состава (табл. 29), если плотности разделения $\delta_{р}' = 1,5 \text{ г/см}^3$ и $\delta_{р}'' = 1,8 \text{ г/см}^3$.

Таблица 29

Фракционный состав машинного класса продуктов 0,5—13 мм		
Плотность фракции, г/см ³	γ %	A^c , %
<1,3	57,3	4,6
1,3—1,4	8,9	9,6
1,4—1,5	3,2	16,1
1,5—1,6	2,5	29,1
1,6—1,8	1,9	36,5
>1,8	26,2	85,3
Итого	100,0	28,0

Решение.

1. Определяем выход и зольность концентрата плотностью <1,5 г/см³ (см. табл. 29)
 $\gamma_K = 57,3 + 8,9 + 3,2$;
 $A_K^c = \frac{57,3 \cdot 4,6 + 8,9 \cdot 9,6 + 3,2 \cdot 16,1}{57,3 + 8,9 + 3,2}$
2. Определяем

выход и зольность промпродукта плотностью 1,5—1,8 г/см³:

$$\gamma_{п.п} = 2,5 + 1,9; A_{п.п}^c = \frac{2,5 \cdot 29,1 + 1,9 \cdot 36,5}{2,5 + 1,9}$$

3. Выход и зольность отходов плотностью >1,8 г/см³ находим по табл. 29.

4. Полученные данные заносим в табл. 30.

Теоретический баланс продуктов обогащения		
Продукт	γ %	A^c , %
Концентрат		
Промпродукт		
Отходы		
Итого		

Задача 111. Составить теоретический баланс продуктов обогащения машинного класса угля машинного класса 13—100 мм по данным фракционного состава (табл. 31), если плотности разделения $\delta_p' = 1,5$ г/см³ и $\delta_p'' = 1,8$ г/см³.

Таблица 31

Фракционный состав машинного класса продуктов 13-100 мм

Плотность фракции, г/см ³	γ %	A^c , %
<1,3	39,5	3,6
1,3—1,4	32,6	6,8
1,4—1,5	8,3	10,3
1,5—1,6	3,7	29,2
1,6—1,8	3,7	44,0
>1,8	12,2	72,1
Итого	100,0	16,0

Ответ. $\gamma_K = 80,4\%$; $A_K^c = 5,6\%$; $\gamma_{п.п} = 7,4\%$; $A_{п.п}^c = 36,6\%$; $\gamma_0 = 12,2\%$; $A_0^c = 72,1\%$.

Таблица 32

Фракционный состав антрацита класса 13-100 мм		
Плотность фракции, г/см ³	γ %	A^c , %
<1,4	48,6	3,7
1,4—1,5	30,8	7,8

Таблица 30

1,5—1,6	4,7	17,2
1,6—1,8	4,7	35,1
1,8—2,0	3,7	51,5
> 2,0	7,5	77,6
Итого	100,0	14,4

Задача 112.
Составить теоретический баланс продуктов обогащения

машинного класса 13—100 мм по данным фракционного анализа антрацита (табл. 32), если плотность разделения $\delta_p = 2,0 \text{ г/см}^3$.

Ответ. $\gamma_K = 92,5\%$; $A_K^c = 9,3\%$; $\gamma_0 = 7,5\%$; $A_0^c = 77,6\%$.

Задача 113. Составить теоретический баланс продуктов обогащения угля класса 0,5—13 мм по кривым обогатимости (рис. 5), если заданная зольность концентрата $A_K^c = 6,0\%$ и отходов $A_0^c = 76,0\%$ %. Зольность класса 0,5—13 мм $A_{0,5-13}^c = 31,1\%$ %.

Решение.

1. По заданной зольности концентрата $A_K^c = 6\%$ находим по кривым обогатимости (см. рис. 5) его выход $\gamma_K = 54\%$ (см. задачу 109).
2. По заданной зольности отходов $A_0^c = 76\%$ находим их выход $\gamma_0 = 28\%$.
3. Выход и зольность промпродукта определяем по формулам :

$$\gamma_{п.п} = 100 - \gamma_K - \gamma_0, \%; A_{п.п}^c = \frac{100A_{кл}^c - \gamma_K A_K^c - \gamma_0 A_0^c}{\gamma_{п.п}}, \%$$

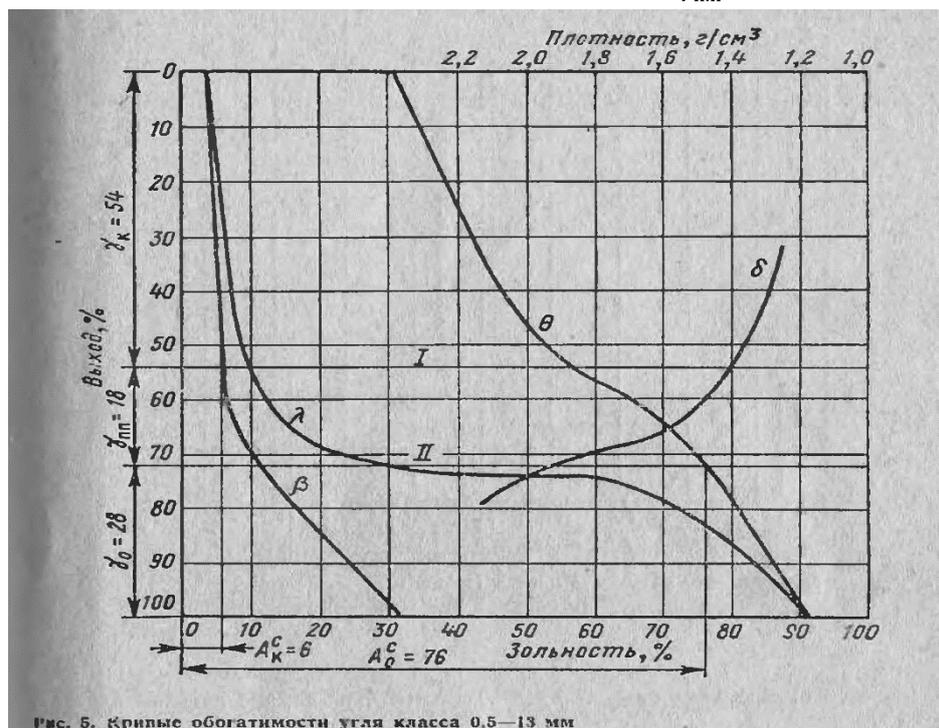


Рис. 5. Кривые обогатимости угля класса 0,5—13 мм

Полученные данные заносим в табл. 33.

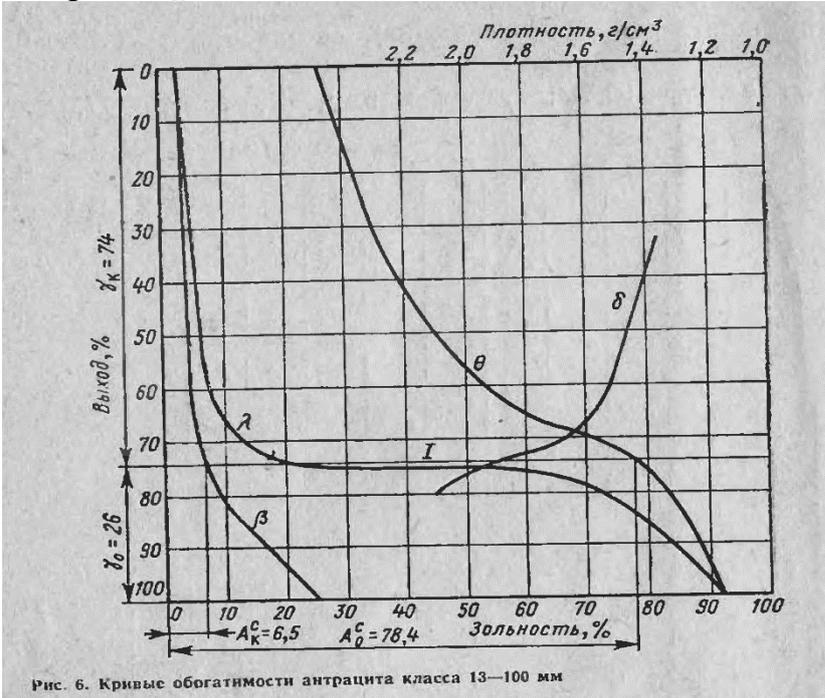
Таблица 33

Теоретический баланс угля класса 0,5-13 мм

Продукт	γ %	A^c , %
Концентрат		
Промпродукт		
Отходы		

Итого		
--------------	--	--

Задача 114. Составить теоретический баланс продуктов обогащения антрацита класса 13—100 мм по кривым обогатимости (рис. 6), если зольность концентрата $A_K^c = 6,5\%$. Зольность класса 13—100 мм



$A_{13-100}^c = 25,2\%$.

Решение.

1. По заданной зольности концентрата $A_K^c = 6,5\%$ находим по кривым обогатимости (см. рис. 6) его выход $\gamma_K = 74\%$.
2. Выход отходов $\gamma_0 = 100 - \gamma_K$
3. Зольность отходов находим по кривым обогатимости (точка пересечения демаркационной линии I с кривой Θ) $A_0^c = 78,4\%$ и проверяем по формуле :

$$A_0^c = \frac{100A_{кл}^c - \gamma_K A_K^c}{\gamma_0}, \%$$

Полученные данные заносим в табл. 34.

Т а б л и ц а 34

Теоретический баланс антрацита класса 13—100 мм

Продукт	γ %	A^c , %
Концентрат		
Отходы		
Итого		

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие № 15

Тема: Построение кривых Тромпа по результатам фракционного анализа

Цель: приобретение практических навыков при решении задач построение кривых Тромпа по результатам фракционного анализа

Теоретическая основа занятия

Эффективность работы машин для гравитационного обогащения

характеризуют величиной среднего вероятного отклонения E_p или погрешности разделения I , определяемых по кривой разделения Тромпа.

Среднее вероятное отклонение.

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2}, \text{ г/см}^3,$$

где δ_{75} и δ_{25} — плотности при извлечении 75 и 25%, г/см³.

$$\text{Коэффициент погрешности разделения } I = \frac{E_p}{\delta_p - 1}$$

где δ_p — граничная плотность разделения, г/см³.

Отклонение средней плотности фракции угля δ_{cp} от плотности разделения δ_p для обогатительных машин:

с тяжелой средой

$$x = \pm \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_p} \cdot 0,675$$

с водной средой

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p - 1}{\delta_{cp} - 1} \cdot \left[\frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} \right]$$

с воздушной средой

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p}{\delta_{cp}} \cdot \left[\frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} \right]$$

В формулах (84), (85) и (86) знак плюс берут при определении извлечения фракций в концентрат и знак минус — в отходы.

По величине отклонения x по приложению 50 находят $F(x)$ и извлечение данной фракции $\varepsilon = 100 \cdot F(x)$, %

Задача 115. По результатам фракционного анализа исходного питания и отходов (табл.35) построить кривую разделения Тромпа и определить параметры кривой T_0 : δ_p , E_p и I . Выход отходов к исходному питанию $\Gamma_0 = 27,4\%$.

Решение.

1. Определяем среднюю плотность фракций

$$\delta_{cp} = \frac{1,2+1,3}{2}, \text{ г/см}^3$$

Таблица 35

Плотность фракции, г/см ³	δ_{cp}	исходное питание γ , %	отходы γ_1 , %	ε_0
1,2-1,3		52,4	—	—
1,3-1,4		13,0	0,01	
1,4-1,5		3,0	0,15	
1,5-1,6		2,3	0,62	
1,6-1,8		1,5	1,82	
1,8-2,6		27,8	97,40	
Итого	—	100,0	100,0	—

2. Определяем извлечение фракции 1,3-1,4 г/см³ в отходы:

$$\varepsilon_0 = \frac{\gamma_1 \gamma_0}{\gamma} = \frac{0,01 \cdot 27,4}{13}$$

3. Строим кривую отходов в координатах $\delta_{\text{ср}}$ и ε_0 по данным табл. 35. На оси абсцисс (рис. 7) откладываем в масштабе среднюю плотность фракций: 1,25; 1,35; 1,45; 1,55; 1,70 и 2,20 г/см³, а на оси ординат — извлечение фракций: 0; 0,02; 1,37; 7,4; 33,2 и 96,0%. Полученные точки соединяем плавной кривой T_0 .

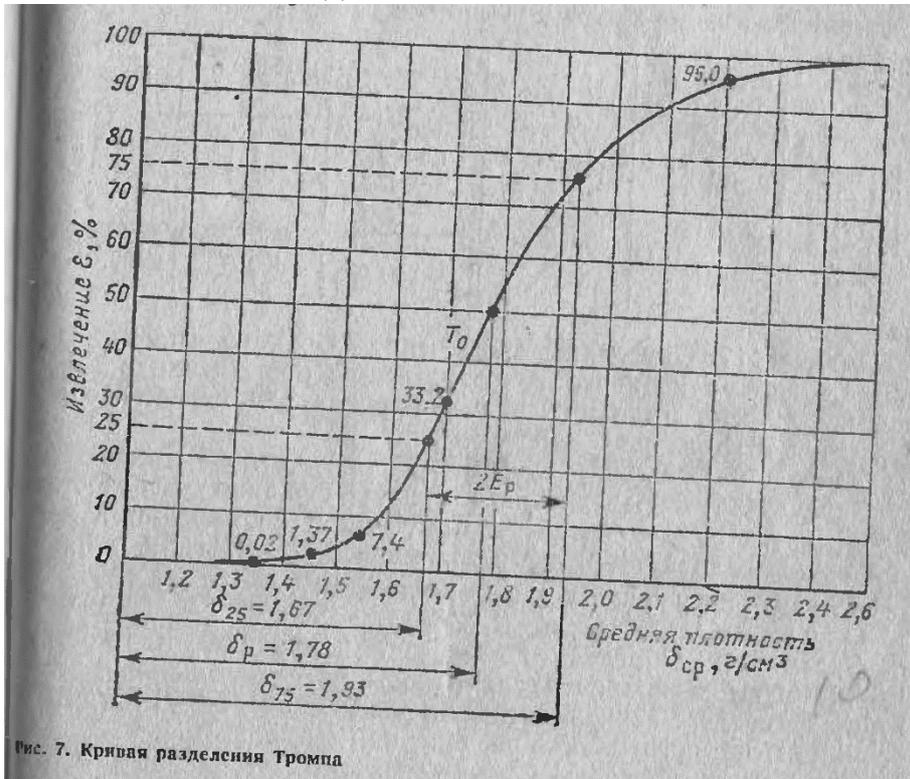


Рис. 7. Кривая разделения Тромпа

10. Проводим линию при $\varepsilon_0=50\%$ параллельно оси абсцисс до пересечения с кривой t_0 и определяем плотность разделения $\delta_{\text{ср}}=1,78$ г/см³.

11. Проводим линии при $\varepsilon_0=75\%$ и $\varepsilon_0=25\%$ параллельные оси абсцисс, и определяем $\delta_{75}=1,93$ г/см³ и $\delta_{25}=1,67$ г/см³

Среднее вероятное отклонение рассчитываем по формуле:

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2}$$

12. По формуле определяем коэффициент погрешности разделения

$$I = \frac{E_p}{\delta_p - 1}$$

Задача 116. По результатам фракционного анализа исходного питания (табл. 36) и отходов построить кривую разделения Тромпа и определить параметры T_0 , δ_p , E_p и I . Выход отходов $\gamma_0 = 32,4\%$.

Таблица 36

Плотность фракции, г/см ³	$\delta_{\text{ср}}$	исходное питание γ , %	отходы γ_1 , %	ε_0
1,3-1,4		51,9	0,31	
1,4-1,5		10,6	0,62	
1,5-1,6		3,6	1,55	
1,6-1,8		2,3	2,36	
1,8-2,0		4,4	11,16	

2,0-2,6		27,2	84,00	
Итого		100,0	100,0	—

Задача 117. Определить извлечение фракции плотностью 1,5-1,6 г/см³ в концентрат и отходы при обогащении в тяжелой среде, если плотность разделения $\delta_p = 1,8$ г/см³ и среднее вероятное отклонение $E_p = 0,05$.

Ответ. $\varepsilon_k = 99,95\%$; $\varepsilon_o = 0,05\%$.

Задача 118. Определить извлечение фракции плотностью 1,4-1,5 г/см³ в концентрат и отходы при обогащении в водной среде, если плотности разделения $\delta_p' = 1,58$ г/см³ и $\delta_p'' = 1,79$ г/см³; погрешность разделения $I = 0,17$. Ответ. $\varepsilon_k = 85,08\%$; $\varepsilon_o = 1,07\%$.

Задача 119. Определить извлечение фракции плотностью 1,6-1,8 г/см³ в концентрат и отходы при обогащении в воздушной среде, если плотности разделения $\delta_p' = 1,5$ г/см³ и $\delta_p'' = 1,8$ г/см³; погрешность разделения $I = 0,25$.

Ответ. $\varepsilon_k = 36,32\%$; $\varepsilon_o = 43,64\%$.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

Практическое занятие № 16

Тема: Производство расчета типовой схемы дробления.

Цель: приобретение практических навыков при расчете типовой схемы дробления

Теоретическая основа занятия

Существуют следующие схемы дробления:

А - операции предварительного грохочения, дробления и поверочного грохочения;

Б - операции предварительного грохочения и дробления;

В - операции дробления и поверочного грохочения;

Г - операция дробления.

В схемах дробления А можно совмещать операции предварительного и поверочного грохочения.

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала. В зависимости от общей степени дробления и производительности фабрики принимается двух-, трех- и четырехстадиальные схемы дробления.

Схема дробления выбирается по таблице 1. Исходные данные для выбора схемы в таблице 3. Выбор варианта по таблице 2.

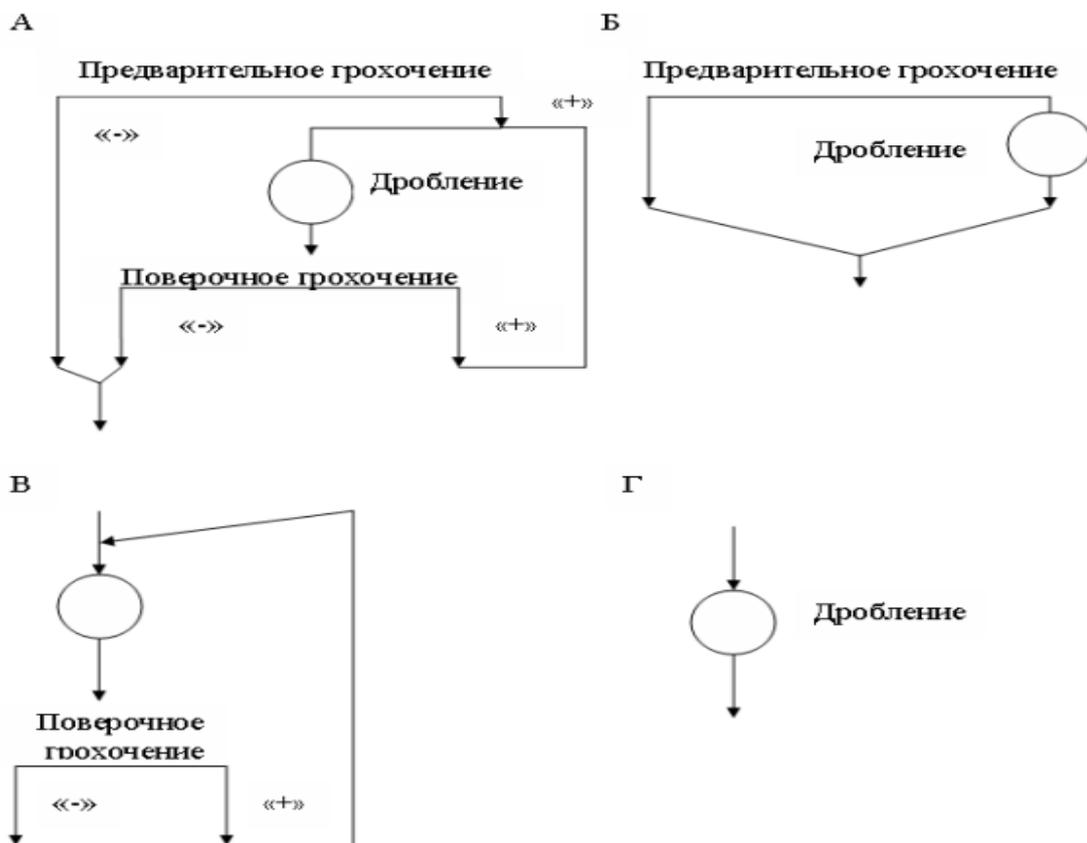


Рисунок 1 – Разновидности схем дробления

Таблица 1

Основные варианты схем дробления в зависимости от степени дробления (S), крупности дробимого (D) и дробленого продукта (d)

Обозначения схемы	Общая степень дробления, $S_{\text{общ}}$	Наибольшая крупность исходной руды (D), мм		
		1200	600	300
		Крупность конечного продукта (d), мм		
ББ	12-20	55-60	50-55	45-50
БА	20-30	40-45	35-40	30-35
БББ	30-55	25-30	20-25	15-20
ББА	55-200	13-15	10-13	6-10

2. Данные для расчета схемы дробления

Q , тыс. т/год – производительность фабрики;

D , мм – наибольшая крупность исходной руды;

d , мм – крупность дробленого продукта;

E , % – эффективность грохочения.

Насыпной вес руды принимается – $1,8 \text{ т/м}^3$;

Количество дней работы фабрики в год – 330 дней;

Чистое время работы цеха в сутки – 15 часов.

Для приближенного расчета схемы дробления можно пользоваться типовыми характеристиками крупности (приложение). Характеристика крупности исходной руды при отсутствии практических данных принимается прямолинейной.

3. Пример расчета схемы дробления

На рисунке 2 показана схема ББА, где все продукты нумеруются арабскими цифрами, а операции римскими цифрами.

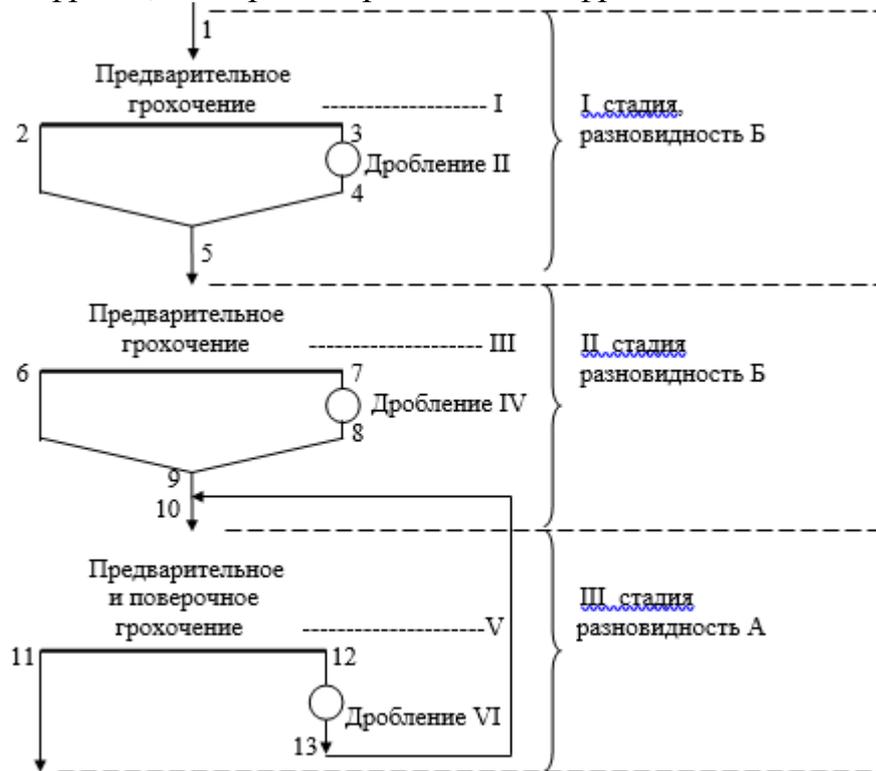


Рисунок 2 - К расчету схемы дробления ББА

Данные для расчета схемы:

- производительность обогатительной фабрики – 1300 тыс.т/год;
- календарное время – 330 дней;
- руда относится к категории твердых руд;
- максимальная крупность исходной руды $D=500$ мм;
- максимальная крупность дробленого продукта $d=10$ мм;
- эффективность грохочения:
 - а) для первой стадии грохочения $E_I=70\%$;
 - б) для второй и третьей стадии $E_{II}=85\%$;
- насыпной вес руды $1,8$ т/м³;
- чистое время работы цеха в сутки - 15 часов.

Схема дробления рассчитывается в следующем порядке:

1. Определяется суточная и часовая производительность оборудования по формулам:

$$Q_c = Q_r / T_{\text{раб}} \cdot 1000; \quad (1)$$

$$Q_{\text{ч}} = k \cdot Q_c / t; \quad (2)$$

где Q_r – годовая производительность, тыс.т/ч;

Q_c – суточная производительность цеха, т/с;

$Q_{\text{ч}}$ – часовая производительность, т/ч;

k – поправочный коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья, влияющий на производительность оборудования данного

цеха. Принимается для рудных фабрик $K=1.1$, для углеобогачительных (прочих) – 1.15;

t – чистое время работы цеха в сутки (15 часов);

$T_{\text{раб}}$ – время работы оборудования $T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}$;

$T_{\text{пер}}$ – время перерывов на ремонт оборудования (24 – 35 дней/год);

$T_{\text{кал}}$ – календарное время (365 дней);

$T_{\text{раб}} = 365 - 35 = 330$ дней;

$Q_c = 1300 / 330 \cdot 1000 = 3939,39$ т/с;

$Q_{\text{ч}} = 1,1 \cdot 3939,39 / 15 = 288,9$ т/ч.

2. Определяется общая степень дробления $S_{\text{общ}}$ по формуле:

$$S_{\text{общ}} = D_{\text{max}} / d_{\text{max}} ; \quad (3)$$

где D_{max} – максимальная крупность исходной руды, мм;

d_{max} – максимальная крупность дробленой руды, мм.

$$S_{\text{общ}} = 500 / 10 = 50 .$$

3. Устанавливается степень дробления на отдельных стадиях:

$$S_{\text{общ}} = S_1 \cdot S_2 \cdot S_3 . \quad (4)$$

Степень дробления в каждой стадии выбирается исходя из следующего:

– дробилки крупного дробления позволяют получить до 5;

– дробилки для среднего дробления при работе без поверочного грохочения – до 6;

– те же дробилки при работе в замкнутом цикле с поверочным грохочением – до 10;

– дробилки мелкого дробления при работе без поверочного грохочения – до 3;

– те же дробилки при работе в замкнутом цикле – до 5.

Таким образом поверочное грохочение в любой стадии дает повышение степени дробления почти в два раза.

Поэтому для первой стадии принимаем $S_1=3$, для второй стадии дробления $S_2=3,33$ и для третьей стадии $S_3 = 50 / (3 \cdot 3,33) = 5$

4. Определяется условная максимальная крупность дробленых продуктов после отдельных стадий дробления (D_5, D_9, D_{11}) по формулам:

$$\text{Для первой стадии дробления } D_5 = D_1 / S_1 ; \quad (5)$$

$$\text{Для второй стадии дробления } D_9 = D_1 / (S_1 \cdot S_2) ; \quad (6)$$

$$\text{Для третьей стадии дробления } D_{11} = D_1 / (S_1 \cdot S_2 \cdot S_3) ; \quad (7)$$

где D_1 – максимальная крупность исходной руды;

D_5, D_9, D_{11} – максимальная крупность руды после первой, второй и третьей стадии дробления соответственно, мм;

S_1, S_2, S_3 - степени дробления первой, второй и третьей стадий.

$$D_5 = 500 / 3 \approx 167 \text{ мм};$$

$$D_9 = 500 / (3 \cdot 3,33) \approx 50 \text{ мм};$$

$$D_{11} = 500 / (3 \cdot 3,33 \cdot 5) \approx 10 \text{ мм}.$$

5. Подсчитывается для каждой стадии дробления ширину разгрузочной щели дробилки по формуле:

$$i = D / Z_p \quad (8)$$

где Z_p – относительная крупность дробленых продуктов, определяется по таблице 3;

D – наибольший размер куска руды после дробления, мм.

Таблица 3 – Значения относительной крупности дробленых продуктов Z_p

Категория твердости руд	Крупное дробление, до 100 мм	Среднее дробление, до 25 мм	Мелкое дробление, до 6 мм
Мягкие	1,3	1,5	2,0
Средней твердости	1,4	2,0	2,5
Твердые	1,7	2,5	2,8

Для каждой стадии дробления рассчитывается ширина разгрузочного отверстия i :

$$i_{III} = D_5 / Z_p = 167 / 1.7 \approx 98 \text{ мм};$$

$$i_{IV} = D_9 / Z_p = 50 / 2.5 \approx 20 \text{ мм};$$

$$i_{VI} = D_{11} / Z_p = 10 / 2.8 \approx 3,6 \text{ мм}.$$

6. Подсчитывается ширина загрузочной щели дробилки B , мм по формуле:

$$B = 1,15 \cdot D, \quad (9)$$

где D – максимальный размер куска руды перед дроблением, мм

Для первой стадии дробления – $B_{II} = 1,15 \cdot 500 = 575 \text{ мм}.$

Для второй стадии дробления – $B_{IV} = 1,15 \cdot 167 = 192 \text{ мм}.$

Для третьей стадии дробления – $B_{VI} = 1,15 \cdot 50 = 58 \text{ мм}.$

7. Выбираются размеры отверстий грохотов для первой, второй и третьей стадии дробления.

В операциях предварительного грохочения размеры отверстий сита грохотов «а» принимают в пределах $i < a < D$ (где D – условная максимальная крупность дробленого продукта, поступающего на грохот).

В операциях поверочного грохочения и совмещенных операциях предварительного и поверочного грохочения размеры отверстий сита принимают немного меньшими или равными условной максимальной крупности дробленого продукта.

Для рассчитываемой схемы принимаем:

– в операциях предварительного грохочения:

$$i_{III} < a_I < D_5 \quad i_{IV} < a_{III} < D_9$$

$$98 < a_I < 167 \quad 20 < a_{III} < 50$$

$$a_I = 133 \text{ мм} \quad a_{III} = 35 \text{ мм}$$

– в операциях поверочного грохочения:

$$i_{VI} < a_V < D_{11}$$

$$3,6 < a_V < 10$$

$$a_{III} = 10 \text{ мм}.$$

8. Определяются приближенные значения весов продуктов
 а) для первой стадии дробления

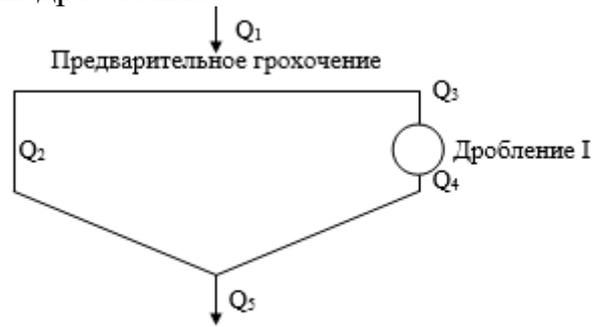


Рисунок 3 - Схема I стадии дробления

Вес нижнего продукта Q_2 определяется по формуле:

$$Q_2 = Q_1 \cdot \gamma_1 \cdot E_1, \quad (10)$$

где γ_1 – выход подрешетного продукта или количество продукта, прошедшего через сито грохота (определяется по характеристике крупности исходного продукта), %;

E_1 – эффективность грохочения, %.

Размер зерна, проходящего через сито грохота, равен отверстию в сите, поэтому для грохочения в первой стадии принимаем размер зерна равным 133 мм. По характеристике крупности (приложение) находим выход, соответствующий размеру зерна, равному 133 мм. Он будет равен 75 % или 0,75 у.е.

$$Q_2 = 288,9 \cdot 0,75 \cdot 0,7 = 151,7 \text{ т/ч.}$$

Определяется вес верхнего продукта Q_3 (Q_4) из соотношения:

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2; \quad (11)$$

$$Q_3 = Q_4 = 288,9 - 151,7 = 137,2 \text{ т/ч;}$$

$$Q_5 = Q_1 = 288,9 \text{ т/ч.}$$

- б) для второй стадии дробления

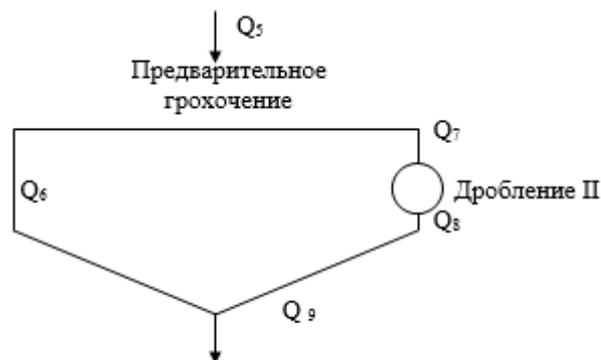


Рисунок 4 – Схема II стадии дробления

Определяется вес нижнего продукта Q_6 , по формуле:

$$Q_6 = Q_5 \cdot \gamma_2 \cdot E_2; \quad (12)$$

Для зерна размером в 35 мм выход соответствует 93 % или 0,93 у.е.

$$Q_6 = 288,9 \cdot 0,93 \cdot 0,85 = 228,4 \text{ т/ч}$$

Определяется вес продукта Q_7 (Q_8), по формуле

$$\begin{aligned} Q_7 &= Q_8 = Q_5 - Q_6; \\ Q_7 &= Q_8 = 288,9 - 228,4 = 60,5 \text{ т/ч}; \\ Q_9 &= Q_1 = Q_5 = 288,9 \text{ т/ч}. \end{aligned} \quad (13)$$

в) для третьей стадии дробления

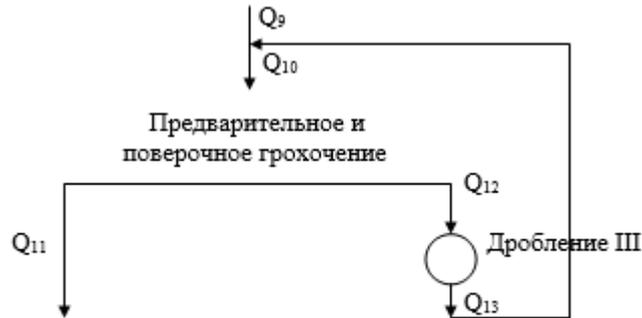


Рисунок 5 - Схема III стадии дробления

Для зерна размером в 10 мм выход подрешетного продукта соответствует 98 % или 0,98 у.е.

Вес подрешетного продукта может быть определен по формуле

$$Q_{11} = Q_{10} \cdot \gamma_3 \cdot E_2; \quad (14)$$

Выразив Q_{10} через Q_{11} , получим:

$$Q_{10} = Q_{11} / (\gamma_3 \cdot E_2); \quad (15)$$

Для рассчитываемой схемы

$$\begin{aligned} Q_{11} &= Q_9 = 288,9 \text{ т/ч}; \\ Q_{10} &= 288,9 / (0,98 \cdot 0,85) = 346,8; \end{aligned}$$

Определяется вес продуктов Q_{12} (Q_{13}) т/ч по формуле:

$$\begin{aligned} Q_{12} &= Q_{13} = Q_{10} - Q_{11}; \\ Q_{12} &= Q_{13} = 346,8 - 288,9 = 57,9 \text{ т/ч}. \end{aligned} \quad (16)$$

г) рассчитывается объемная производительность дробилок по формуле:

$$\Theta_n = Q_n / \delta_n, \quad (17)$$

где δ_n – насыпной вес руды, т/м³.

Для первой стадии $\Theta_3 = Q_3 / 1,8 = 137,2 / 1,8 = 76,2 \text{ м}^3/\text{ч}$;

Для второй стадии $\Theta_7 = Q_7 / 1,8 = 60,5 / 1,8 = 33,6 \text{ м}^3/\text{ч}$;

Для третьей стадии $\Theta_{12} = Q_{12} / 1,8 = 57,9 / 1,8 = 32,2 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Требования, которым должны удовлетворять дробилки, согласно результатам предварительного расчета схемы дробления, сводим в таблицу 4.

Таблица 4 - Требования, которым должны удовлетворять дробилки

Показатели	Стадии дробления		
	I	II	III
Крупность куска, мм	500	167	50
Размер загрузочной щели, мм	575	192	58
Ширина разгрузочной щели, мм	98	20	3,6
Требуемая производительность, т/ч	137,2	60,5	57,9
Объемная производительность, м ³ /ч	76,2	33,6	32,2

Результаты расчета количественной схемы сводится в таблицу 5.

Таблица 5 - Результаты расчета количественной схемы дробления

№	Наименование операции и продукта	Обозначение	Производительность, т/ч	Выход, %
I	<u>Предварительное грохочение</u>			
	Поступает: исходная руда	Q ₁	288,9	100,0
	Всего:		288,9	100,0
	Выходит:			
	подрешетный продукт	Q ₂	151,7	52,5
II	<u>Дробление 1 стадия</u>			
	Поступает:			
	надрешетный продукт	Q ₃	137,2	47,5
	Всего:		137,2	47,5
	Выходит:			
III	<u>Предварительное грохочение</u>			
	Поступает:			
	подрешетный продукт	Q ₂	151,7	52,5
	дробленный продукт	Q ₄	137,2	47,5
	Всего:		288,9	100,0
IV	<u>Дробление 2 стадия</u>			
	Поступает:			
	надрешетный продукт	Q ₇	33,0	11,5
	Всего:		33,0	11,5
	Выходит:			
V	<u>Предварительное и поверочное грохочение</u>			
	Поступает:			
	подрешетный продукт	Q ₆	255,9	88,5
	дробленный продукт	Q ₈	33	11,5
	дробленный продукт	Q ₁₃	38,1	13,2
	Всего:		327	113,2
	Выходит:			
	подрешетный продукт	Q ₁₁	288,9	100,0
	надрешетный продукт	Q ₁₂	38,1	13,2
	Всего:		327,0	113,2

VI	<u>Дробление 3 стадия</u>			
	Поступает:			
	надрешетный продукт	Q ₁₂	38,1	13,2
	Всего:		38,1	13,2
	Выходит:			
	дробленный продукт	Q ₁₃	38,1	13,2
	Всего:		38,1	13,2

ЗАДАНИЕ:

Таблица 2 – Выбор варианта по двум последним цифрам в зачетной книжке

Вариант		Последняя цифра в зачетной книжке									
		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Предпоследняя цифра в зачетной книжке	0	1	11	21	1	8	4	9	13	16	18
	1	11	2	12	22	2	9	5	10	14	17
	2	21	12	3	13	23	3	10	6	11	15
	3	1	22	13	4	14	24	4	19	7	12
	4	8	2	23	14	5	15	25	5	20	8
	5	4	9	3	24	15	6	16	1	6	21
	6	9	5	10	4	25	16	7	17	2	7
	7	13	10	6	19	5	1	17	8	18	3
	8	16	14	11	7	20	6	2	18	9	19
	9	18	17	15	12	8	21	7	3	19	10

Таблица 3 – Задание для расчета по вариантам

Вариант	Q, тыс. т/год	D, мм	d, мм	E, %		Руда	Фабрика
				1 стадия	2 стадия		
1	1000	1200	13	60	75	Мяг.	Флотационная
2	1100	600	10	61	76	Мяг.	Флотационная
3	1200	300	6	62	77	Сред.	Флотационная
4	1300	1200	15	63	78	Сред.	Гравитационная
5	1400	600	13	64	79	Тверд.	Гравитационная
6	1500	300	10	65	80	Тверд.	Гравитационная
7	1600	1200	25	66	81	Мяг.	Прочие
8	1700	600	20	67	82	Мяг.	Флотационная
9	1800	300	10	68	83	Сред.	Флотационная
10	1900	1200	30	69	84	Сред.	Флотационная
11	2000	600	25	70	85	Тверд.	Гравитационная
12	2100	300	15	60	86	Тверд.	Гравитационная
13	2200	1200	40	61	74	Мяг.	Гравитационная
14	2300	600	25	62	75	Мяг.	Прочие
15	2400	300	15	63	76	Сред.	Флотационная
16	2500	1200	45	64	77	Сред.	Флотационная
17	2600	600	35	65	78	Тверд.	Флотационная
18	2700	300	20	66	79	Тверд.	Гравитационная

19	2800	1200	45	67	80	Мяг.	Гравитационная
20	2900	600	35	68	81	Мяг.	Гравитационная
21	3000	300	30	69	82	Сред.	Прочие
22	3100	1200	55	70	83	Сред.	Флотационная
23	3200	600	40	60	84	Тверд.	Флотационная
24	3300	300	35	61	85	Тверд.	Флотационная
25	3400	1200	55	62	86	Мяг.	Гравитационная

Порядок выполнения работы:

5. Изучить теоретический материал
6. Определить свой вариант задания
7. Изучить приведенный пример
8. Выполнить задание согласно своему варианту

Контрольные вопросы

7. Что называется, дроблением?
8. Какие способы разрушения существуют при дроблении?
9. Как различаются процессы разрушения, между собой?

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

Практическое занятие № 17

Тема: Производство расчета типовой схемы измельчения

Цель: Формировать практический навык ведения расчета типовых схем измельчения

ПРИМЕР.

Рассчитать количественную схему измельчения и классификации.

Исходные данные для расчета: — производительность отделения Q , т/ч – 75;

— содержание расчетного класса -0.074мм , %: в исходной руде – 8 ($\beta_1^{-0.074}$);
в конечном продукте – 68 ($\beta_4^{-0.074}$);

— отношение объемов мельниц второй стадии к объему мельниц первой стадии m , - 1;

— отношение удельной производительности по классу -0.074мм мельниц второй стадии к мельницам первой стадии K , - 0.82.

Расчетная схема представлена на рис. 2

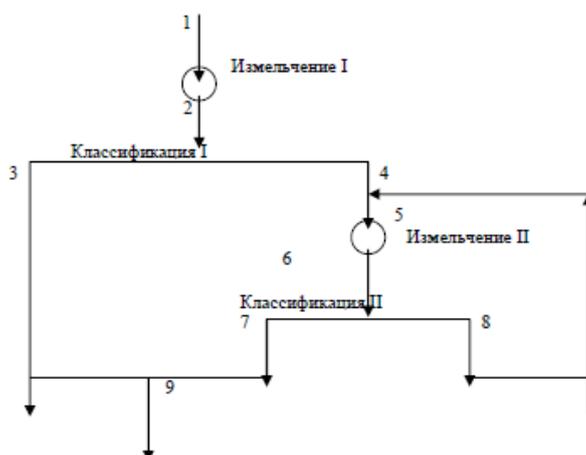


Рис. 2 Расчетная схема измельчения руды

$$Q_1 = Q_9 = 75 \text{ т/ч.}$$

Определяем содержание расчетного класса в продукте разгрузки мельницы I стадии измельчения:

$$\beta_2^{-0.074} = \beta_1^{-0.074} + (\beta_4^{-0.074} - \beta_1^{-0.074}) / (1 + Km)$$

$$\beta_2^{-0.074} = 8 + (68 - 8) / (1 + 1 \cdot 0.82) = 41\%.$$

Определяю разжижение песков классификации I:

$$R_n = (1 - T_n) / T_n.$$

Где T_n — параметр, характеризующий плотность песков классификации. При крупности слива 68 % кл. -0.074мм, принимаем его равным 0.75.

$$R_n = (1 - 0.75) / 0.75 = 0.33$$

Задаюсь разжижением слива классификации, $R_3 = 1.6$

Рассчитываем выход продукта 3:

$$\gamma_c = (\beta_u R_c - \beta_c R_n) / [\beta_c (R_c - R_n)] \quad (10)$$

$$\gamma_c = (0.41 \cdot 1.6 - 0.68 \cdot 0.33) / [0.68(1.6 - 0.33)] = 0.36$$

$$\gamma_n = 1 - \gamma_c = 1 - 0.36 = 0.64$$

$$Q_3 = Q_2 \cdot \gamma_c = 75 \cdot 0.36 = 27 \text{ т/ч.}$$

$$Q_4 = Q_2 - Q_3 = 75 - 27 = 48 \text{ т/ч.}$$

По условиям работы мельницы в замкнутом цикле измельчения получаем:

$$Q_4 = Q_7 = 48 \text{ т/ч.}$$

Задаемся значением циркулирующей нагрузки во второй стадии измельчения. Принимаем к условию руды средней крепости. При крупности конечного продукта 68 % кл. -0.074мм, значение циркулирующей нагрузки: $C = 280\%$.

$$Q_5 = Q_6 = Q_4 (1 + C) = 48 (1 + 2.8) = 182.4 \text{ т/ч.}$$

$$Q_8 = Q_6 - Q_7 = 182.4 - 48 = 134.3 \text{ т/ч.}$$

ЗАДАНИЕ:

1. Выбрать и обосновать качественную схему дробления и измельчения руды по данным табл. 9.

2. Рассчитать количественную схему дробильного отделения: выбрать, обосновать и рассчитать оборудование для операции дробления и грохочения.

Характеристику крупности исходной руды принять равномерной.

Характеристику крупности продуктов дробления в дробилках 1,2,3 стадии принять по типовым характеристикам.

3. Рассчитать количественную схему отделения измельчения.

Таблица 9

Номер варианта	Производительность фабрик, тыс. т/сут.	Крупность, мм	Измельчаемость, д.е.	Крепость по шкале Протодяконова	Содержание класса 0,074 мм
1	10	1000	1,1	12-16	54
2	15	1200	0,9	16-19	60

3	12	1100	0,8	18-20	58
4	6	900	1	11-15	62
5	8	950	1,2	8-10	53
6	3	600	0,95	13-6	70
7	14	1200	0,85	16-18	61
8	9	900	1,05	12-15	52
9	11	1000	1,15	9-12	56
10	2	400	0,92	16-20	75

22. Примечание, Эталонная руда средней крепости ($K_4=1$) крупностью 0-20 мм измельчается в мельнице (МШР) 3200x3100 с удельной Производительностью по вновь образованному классу - 0,074 мм, равной 1 т/ч.

Порядок выполнения работы:

1. Изучить теоретический материал
2. Определить свой вариант задания
3. Изучить приведенный пример
4. Выполнить задание согласно своему варианту

Контрольные вопросы

1. Нарисуйте одностадиальную и трехстадиальную схемы измельчения, обеспечивающие готовый продукт крупностью 95% класса менее 0,074 мм.
2. Какова оптимальная крупность питания шаровых, стержневых мельниц и мельниц самоизмельчения?
3. Каков механизм влияния открытого и замкнутого циклов, эффективности классификации и разжиженности пульпы на удельную производительность мельницы?

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

Практическое занятие № 18

Тема: Показатели качества углей

Цель: приобретение практических навыков при решении задач стандартизация качества продуктов обогащения

Теоретическая основа занятия

Основные формулы: выход продукта обогащения

$$\gamma_{\text{пр}} = \frac{Q_{\text{пр}}}{Q} 100, \% \text{ где } Q_{\text{пр}} \text{ и } Q \text{ — масса полученного продукта и исходного питания, т.}$$

Извлечение данного компонента (горючей массы, золы, серы, фракции) в какой-либо продукт:

$$\varepsilon_{\text{к-т}} = \frac{\gamma_{\text{к-т}}\beta}{\alpha}, \%; \quad \varepsilon_{\text{отх}} = \frac{\gamma_{\text{отх}}\vartheta}{\alpha}, \%$$

где $\gamma_{\text{к-т}}$ и $\gamma_{\text{отх}}$ — выход концентрата, выход отходов, %; β ; ϑ и α — содержание компонента в концентрате, отходах и исходном питании, %.

Также справедливы следующие зависимости:

$$\gamma_{\text{хв}} = \frac{(\beta-\alpha)}{(\beta-\vartheta)} \cdot 100, \%; \quad \gamma_{\text{к-та}} = \frac{(\alpha-\vartheta)}{(\beta-\vartheta)} \cdot 100, \%$$

Задача 1. При обогащении 2500 т рядового угля получено 2033 т концентрата. Определить выход концентрата. Ответ. 81,3%.

$$\gamma_{\text{к-та}} = \frac{Q_{\text{к-та}}}{Q_{\text{р.у}}} \cdot 100; \quad \%$$

№	$Q_{\text{р.у}}(\text{т})$	$Q_{\text{к-та}}(\text{т})$	№	$Q_{\text{р.у}}(\text{т})$	$Q_{\text{к-та}}(\text{т})$	№	$Q_{\text{р.у}}(\text{т})$	$Q_{\text{к-та}}(\text{т})$
---	----------------------------	-----------------------------	---	----------------------------	-----------------------------	---	----------------------------	-----------------------------

В-та			В-та			В-та		
1	2600	2114	8	2100	1707	15	5100	4146
2	1450	1179	9	1520	1236	16	6150	5000
3	8450	6870	10	8100	6585	17	8150	6626
4	3250	2642	11	3100	2520	18	3215	2614
5	1820	1480	12	1900	1545	19	1615	1313
6	2230	1813	13	2200	1789	20	1915	1557
7	4420	3593	14	4500	3659	21	3830	3114

Задача 2. При обогащении 3200 т рядового угля получено 2406,4 т концентрата, 128 т промпродукта и 665,6 т отходов. Определить выходы продуктов обогащения. Ответ. $\gamma_{к-та}=75,2\%$; $\gamma_{пп}=4,0\%$; $\gamma_o=20,8\%$.

При решении индивидуальных занятий необходимо найти $Q_{отходов}$

$$Q_{отходов} = Q - Q_{к-т} - Q_{п/п-та}, \quad \text{т}; \quad \gamma_{к-та} = \frac{Q_{к-та}}{Q_{р.у}} \cdot 100; \quad \%$$

$$\gamma_{пп} = \frac{Q_{п/п-та}}{Q_{р.у}} \cdot 100, \quad \%;$$

$$\gamma_o = \frac{Q_{отходов}}{Q_{р.у}} \cdot 100, \quad \%$$

№ В-та	$Q_{к-т}(т)$	$Q_{р.у}(т)$	$Q_{п/п-та}(т)$	№ В-та	$Q_{к-т}(т)$	$Q_{р.у}(т)$	$Q_{п/п-та}(т)$	№ В-та	$Q_{к-т}(т)$	$Q_{р.у}(т)$	$Q_{п/п-та}(т)$
1	2380	3200	120	8	2300	3100	125	15	2450	3300	130
2	3050	4100	180	9	2950	4000	160	16	3100	4200	170
3	5000	6500	250	10	4750	6400	250	17	4900	6600	260
4	4300	5700	200	11	4150	5600	210	18	4300	5800	230
5	2150	2900	150	12	2080	2800	120	19	2220	3000	130
6	5350	7150	300	13	5250	7100	300	20	5350	7200	320
7	6150	8200	320	14	6000	8100	350	21	5900	8000	320

Задача 4. Определить содержание полезного компонента в хвостах, если из $Q_{исх}=1\ 000$ т руды с содержанием полезного компонента $\alpha=0,8\ \%$ в процессе обогащения получено $Q_{к-та}=13$ т концентрата при извлечении $90\ \%$.

$$\gamma_{к-та} = \frac{Q_{к-та}}{Q_{исх}} \cdot 100; \quad \%$$

$$\varepsilon_{отх} = 100 - \varepsilon_{к-та}, \quad \%$$

$$\gamma_{отх} = 100 - \gamma_{к-та}, \quad \%$$

$$\vartheta = \frac{\varepsilon_{отх} \cdot \alpha}{\gamma_{отх}}, \quad \%$$

№ В-та	$Q_{исх}(т)$	$\alpha(\%)$	$Q_{к-та}(т)$	$\varepsilon(\%)$	№ В-та	$Q_{исх}(т)$	$\alpha(\%)$	$Q_{к-та}(т)$	$\varepsilon(\%)$
11.	1000	0,8	13,0	90,0	21.	1050	0,8	21,0	90
12.	1000	0,7	14,0	85,0	22.	1200	0,7	24,0	85
13.	800	0,9	12,0	80,0	23.	1300	0,9	26,0	80
14.	1000	0,8	12,0	85,0	24.	1400	0,8	14,0	85
15.	1200	1,0	15,0	80,0	25.	1200	1,0	18,0	80
16.	1400	2,0	28,0	85,0	26.	1400	2,0	21,0	85
17.	1200	2,0	12,0	90,0	27.	1200	2,0	12,0	90
18.	1300	0,9	26,0	80,0	28.	1300	0,7	26,0	80
19.	1500	0,9	30,0	90,0	29.	1500	0,9	37,5	90
20.	1200	0,7	30,0	80,0	30.	1200	1,1	30,0	90

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

Практическое занятие № 19

Тема: Структура технологических схем

Цель: приобретение практических навыков при решении задач стандартизация качества продуктов обогащения

Теоретическая основа занятия

Технологические схемы обогащения угля изображаются в виде линейных, качественно-количественных схем, а также схем цепи аппаратов фабрики.

Линейная схема включает в себя перечень технологических операций и название исходного и получаемых из него продуктов, в то время как качественно-количественная схема дополняется, как правило, следующими характеристиками: выходами продукта γ , % от исходного угля в сухой массе или в приведенной влаге; производительностью по исходному углю и продуктам Q , т/ч; зольностью исходного угля и продуктов A^d , % к сухой массе; влажностью исходного угля и продуктов W^p , % на рабочую массу; концентрацией твердого в шламовой воде P , кг/м³; расходом воды W , м³/ч.

Схемы обогащения изображают в определенном установленном порядке. Технологические операции изображают жирной горизонтальной линией толщиной 1-2 мм, над которой написано название операции. Движение продуктов обозначают линиями со стрелкой. При пересечении вертикальных и горизонтальных линий движения продуктов обводку показывают на горизонтальной линии. При построении схемы стремятся обеспечить минимум потоков, направляемых вертикально, и вывод всех продуктов обогащения на горизонтальную прямую внизу схемы. На рис. 2.2 представлена упрощенная схема обогащения руды.

Одна и та же схема обогащения может быть выполнена различным образом. Так, отдельные операции могут осуществляться в разных аппаратах, а одна и та же операция может выполняться в одной или нескольких машинах.

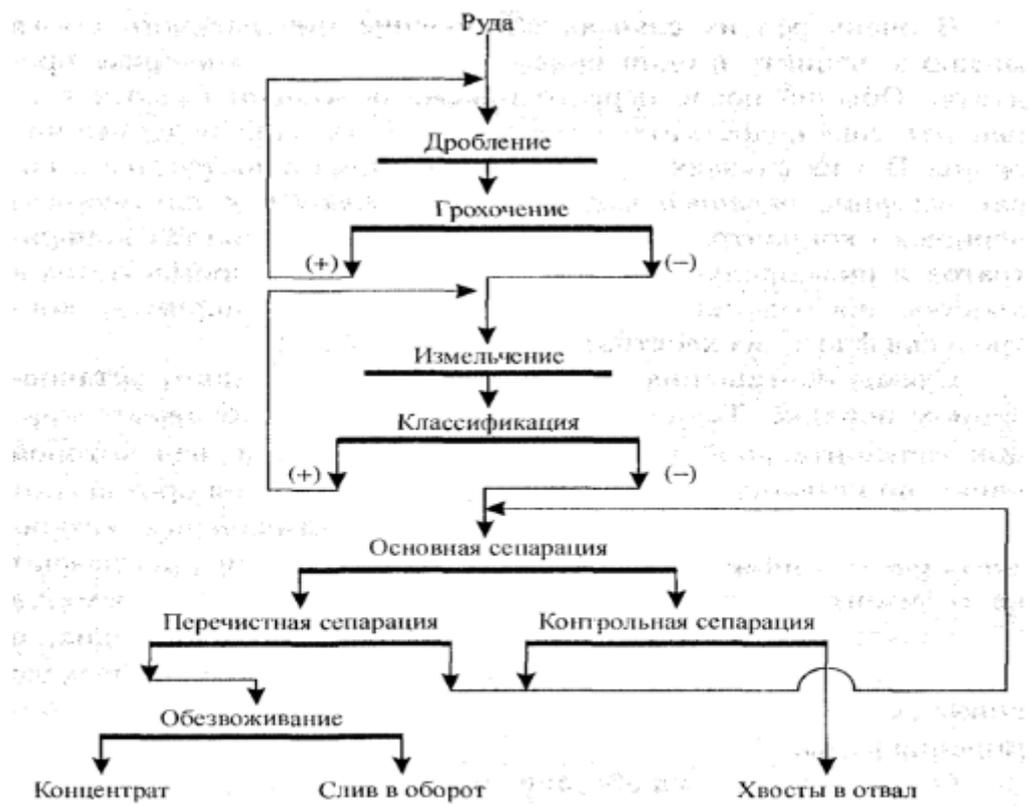
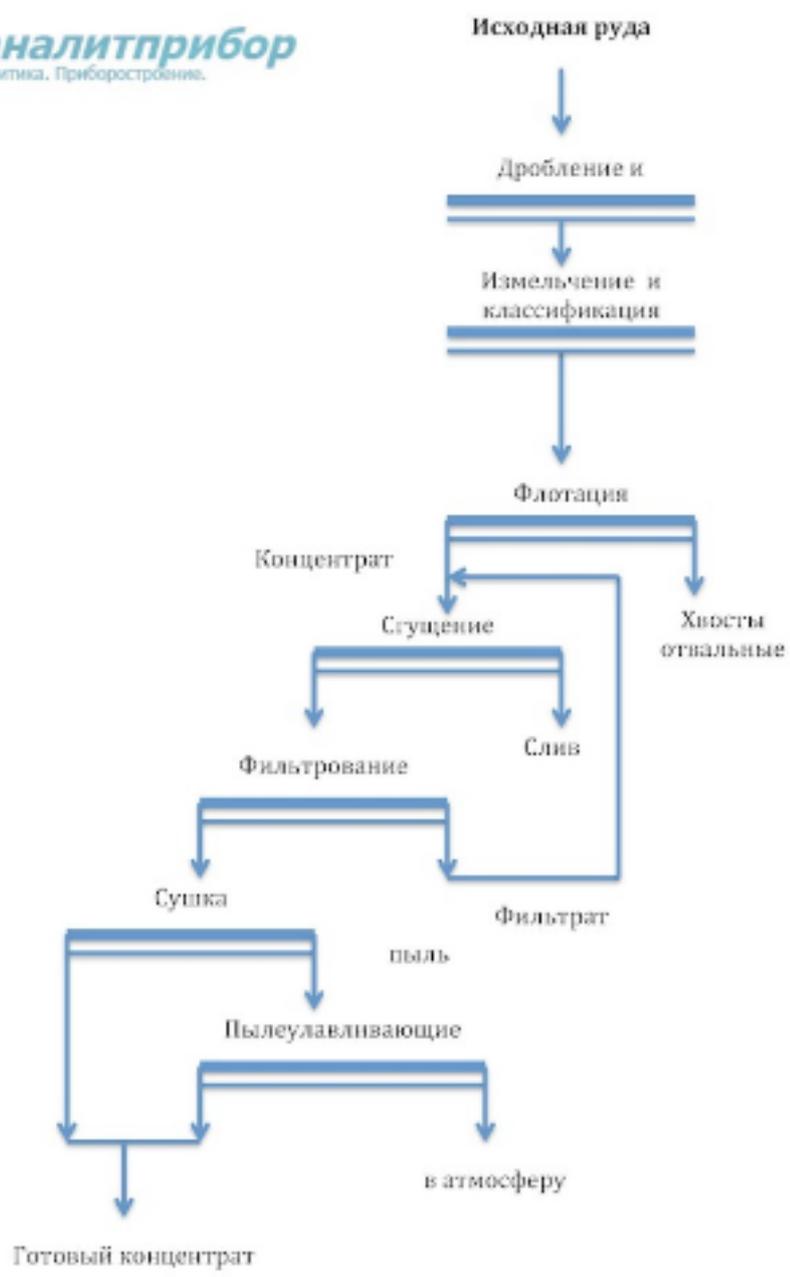


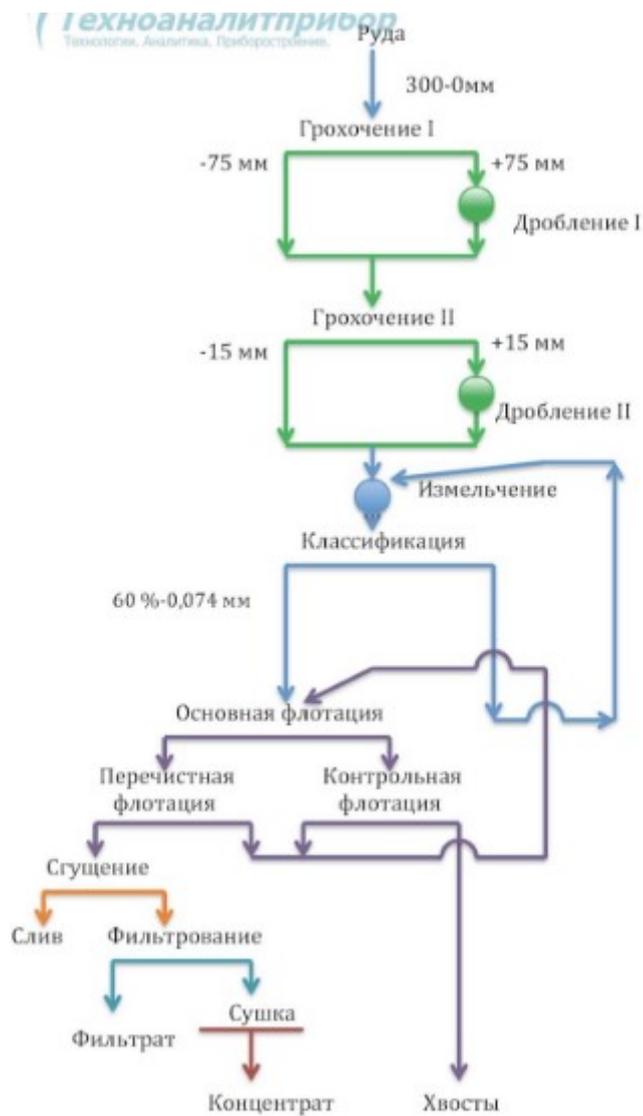
Рис. 2.2. Принципиальная схема обогащения

Подготовительные процессы

Собственно обогащение

Вспомогательные процессы

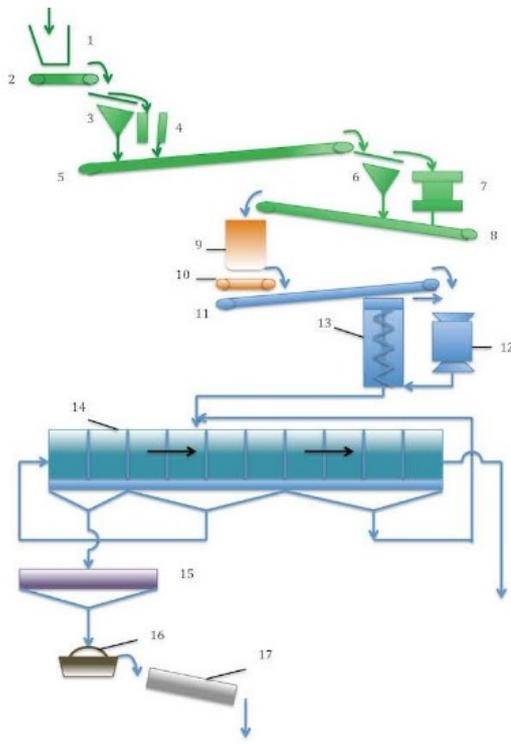




Задание1. Преобразовать схему цепи аппаратов в линейную. Выделить подготовительные процессы

Задание2. Преобразовать схему цепи аппаратов в линейную. Выделить основные процессы

Задание3. Преобразовать схему цепи аппаратов в линейную. Выделить вспомогательные процессы



1 - бункер исходной руды; 2, 5, 8, 10, 11 - конвейеры; 3, 6 - грохоты; 4 - щековая дробилка; 7 - конусная дробилка; 9 - бункер дробленой руды; 12 - мельница; 13 - спиральный классификатор; 14 - флотационная машина; 15 - слуститель; 16 - вакуумный фильтр; 17 - сушильный барабан.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схему, выполненную по ситуационному заданию в рабочих тетрадях для практических работ, также необходимо ответить на контрольные вопросы, приведенные ниже.

Контрольные вопросы

7. Какие типы технологических схем Вы знаете?
8. Что такое схема цепи аппаратов.
9. Что означает качественная схема технологического процесса?
10. Как Вы можете охарактеризовать качественно-количественную схему обогащения?
11. Что означает водно-шламовая схема?
12. Какие характеристики можно получить, следуя технологическим схемам?

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

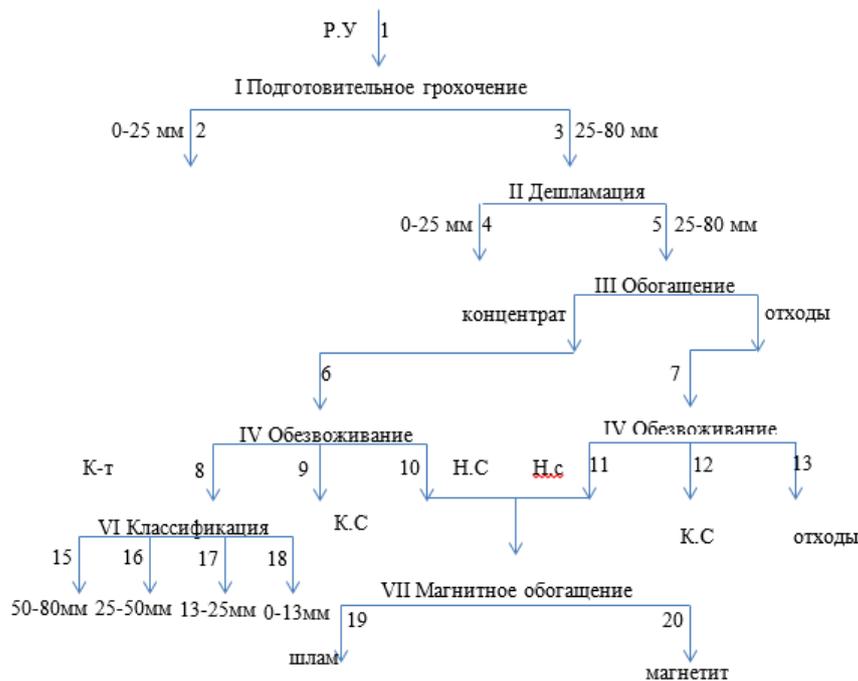
Практическое занятие № 20

Тема: Производство расчета типовой схемы обогащения углей

Цель: приобретение практических навыков при решении задач стандартизация качества продуктов обогащения

Теоретическая основа занятия

Расчет схемы обогащения углей производят пооперационно



Расчёт подготовительных операций

I. Расчёт подготовительного грохочения:

1. Определяем выход и зольность класса 25–80 мм

$$\gamma_3 = \gamma_{25-80} + \gamma_{0-25} \cdot (1 - \eta)$$

$$\gamma_{0-25} = \gamma_{0-1} + \gamma_{1-25}$$

$$A_{0-25}^d = \frac{\gamma_{0-1} A_{0-1}^d + \gamma_{1-25} \cdot A_{1-25}^d}{\gamma_{0-25}}$$

$$\eta = 0,9$$

$$A_3^d = \frac{\gamma_{25-80} A_{25-80}^d + \gamma_{0-25} \cdot (1 - \eta) A_{0-25}^d}{\gamma_3}$$

2. Определяем выход и зольность класса 0 – 25 мм

$$\gamma_2 = \gamma_{0-25} \cdot \eta_1;$$

$$\eta_1 = 0,9.$$

$$A_2^d = A_{0-25}^d;$$

3. Проверка.

$$\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3 \quad A_1^d = \frac{\gamma_2 A_2^d + \gamma_3 A_3^d}{\gamma_1};$$

II. Расчет операции дешламации:

1. Определяем выход и зольность класса 0 –25мм

$$\gamma_4 = \gamma_{0-25} \cdot (1 - \eta_1) \eta_2;$$

$$\eta_2 = [2] \text{ стр. 67};$$

$$\eta_2 = 0,95$$

$$A_4^d = A_{0-25}^d;$$

2. Определить выход и зольность класса 0-25 мм

$$\gamma_5 = \gamma_3 - \gamma_4$$

$$A_5^d = \frac{\gamma_3 A_3^d - \gamma_4 A_4^d}{\gamma_5}$$

3. Проверка

$$\gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5$$

$$A_3^d = \frac{\gamma_4 A_4^d + \gamma_5 A_5^d}{\gamma_3}$$

Расчёт основных операций

III Расчет операции обогащения:

1. Производим расчет шламообразования:

1.1 Определяем содержание класса 0-1 мм в исходном (шестом продукте) после грохочения и дешламации:

$$x_1 = \gamma_{0-1} \cdot (1 - \eta_1)(1 - \eta_2);$$

$$A_{x1}^d = A_{0-1}^d$$

1.2 Определяем дополнительный выход класса в процессе обогащения

$$x_2 = (\gamma_5 - x_1) \cdot \frac{a}{100}; a = 2\%;$$

$$A_{x2}^d = A_5^d$$

1.3 определяем общий выход шлама:

$$x_3 = x_1 + x_2;$$

$$A_{x3}^d = \frac{x_1 A_{x1}^d + x_2 A_{x2}^d}{x_3}$$

2. Определяем выход и зольность исходного без шлама:

$$\gamma_5' = \gamma_5 - x_3;$$

$$A_5'^d = \frac{\gamma_5 A_5^d - x_3 A_{x3}^d}{\gamma_5'}$$

Таблица

Результаты обогащения класса 25-80 мм тяжелых суспензиях

Плотность фракций г/см ³	Исходные продукты				Концентрат				Отходы	
	γ	A^d	γA^d	$\delta_{\text{ср}}$	x	ε	$\gamma'_{\text{к-т}}$	$\gamma_{\text{к-т}} A_{\text{к-т}}^d$	$\gamma'_{\text{отх}}$	$\gamma_{\text{отх}} A_{\text{отх}}^d$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1,3-1,5										
1,5-1,6										
1,6-1,7										
1,7-1,8										
1,8-2,4										
Итого:										

3. Производим корректировку фракционного состава класса 50-80 мм к $A_5'^d$

Таблица 2.9 Таблица для построения кривых обогатимости класса 50-80мм							
плотность	$\gamma, \%$	$\gamma_{ш}, \%$	$A^d, \%$	всплывшие фр		утонувшие	
				$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$
1	2	3	4	5	6	7	8
$<1,5 \text{ г/см}^3$	27,23	4,17	13,91	27,23	13,91	100	30,03
$1,5-1,6 \text{ г/см}^3$	23,36	3,58	17,14	50,59	15,4	72,77	36,06
$1,6-1,7 \text{ г/см}^3$	23,02	3,52	21,83	73,61	17,41	49,41	45

Графа 2 и 3 Выписываются из таблицы . В графу 2 не записываются данные фракций $<1,5 \text{ г/см}^3$ и $>1,8 \text{ г/см}^3$, которые обозначаются за x и y.

Графа 3. Выписываются из таблицы 2.9 за исключением строки итога, в которую записываем зольность A_5^d

Составляем уравнение баланса

$$\begin{cases} x + \gamma(1.5 - 1.6) + \gamma(1.6 - 1.7) + \gamma(1.7 - 1.8) + y = 100 \\ x \cdot A^d + \gamma(1.5 - 1.6) \cdot A^d + \gamma(1.6 - 1.7) \cdot A^d + \gamma(1.7 - 1.8) \cdot A^d + y \cdot A^d = 100 \cdot A_5^d \end{cases}$$

Гр. 4 произведение выхода и зольности

Определяем среднюю плотность фракций (5 гр)

$$\delta_{\text{ср}} = \frac{1,5+1,3}{2} = 1,4 \text{ г/см}^3;$$

Концентрат

По кривым обогатимости машинного класса определяем плотность разделения $\delta_p = 1,68 \text{ г/см}^3$; при A_6^d

E_p – среднее вероятное отклонение $E_p=0,05$ [1, прил. 1]

Отклонение фракций $<1,5 \text{ г/см}^3$ от плотности разделения $\delta_p = 1,68 \text{ г/см}^3$ определяют по формуле (6 гр.):

$$x = \frac{\delta_p - \delta_{\text{ср}}}{E_p} \cdot 0,675$$

где x – случайная ошибка

δ_p – граничная плотность разделения, г/см^3

$\delta_{\text{ср}}$ – средняя плотность

Определяем извлечение в концентрат (7 гр.)

В таблице по значению x определяем интеграл вероятности Гаусса F(x) [1, прил. 63, стр195]

$F(x_1)$ - определяем по приложению

Графа 7 рассчитывается по формуле:

$$\varepsilon = F(x) \cdot 100\%,$$

где ε – извлечение

Определяем выход концентрата графа 8:

$$\gamma_{\text{к-та}} = \frac{\gamma_u \varepsilon}{100}$$

где,

$\gamma_{\text{к}}$ – выход концентрата

γ_u – выход исходного продукта гр 2.

Определяем выход отходов графа 10:

$$\gamma_{\text{отх}} = \gamma_u - \gamma_{\text{к-та}}, \%$$

где $\gamma_{\text{отх}}$ – ВЫХОД ОТХОДОВ

Графа 11 произведение выхода отходов и зольности

Проверка правильности расчета таблицы:

$$\sum \gamma_u = \sum \gamma_{\text{к-та}} + \sum \gamma_{\text{отх}}$$

$$\sum \gamma A^d = \sum \gamma_{\text{к-т}} A_{\text{к-т}}^d + \sum \gamma_{\text{отх}} A_{\text{отх}}^d;$$

4. Определяем выход и зольность продуктов обогащения

4.1 Концентрат без шлама

$$\gamma_6' = \frac{\gamma_5'}{100} \sum \gamma_{\text{к-та}}$$

$$A_6'^d = \frac{\sum \gamma_{\text{к-т}} A_{\text{к-т}}^d}{\sum \gamma_{\text{к-та}}}$$

Концентрат со шламом

$$\gamma_6 = \gamma_6' + x_3$$

$$A_6^d = \frac{\gamma_6' A_6'^d + x_3 A_{x3}^d}{\gamma_6};$$

Определяем выход и зольность отходов

$$\gamma_7 = \frac{\gamma_5'}{100} \sum \gamma_{\text{отх}};$$

$$A_7^d = \frac{\sum \gamma_{\text{отх}} A_{\text{отх}}^d}{\sum \gamma_{\text{отх}}}$$

Проверка

$$\gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_7;$$

$$A_5^d = \frac{\gamma_6 A_6^d + \gamma_7 A_7^d}{\gamma_5}$$

Расчёт заключительных операций

Теоретически считаем, что все шлаки ушли с концентратом $\gamma_{0-1}^7 = x_3$

IV. Расчет операции обезвоживания и отмывка суспензии концентрата:

1. Определяем содержание шлама и его зольность в Н.С.:

$$\gamma_{10} = x_3 \cdot \eta_3; \eta_3 = 0,9[1];$$

$$A_{10}^d = A_{x3}^d;$$

2. Теоретически считаем, что содержание шлама в кондиционной суспензии равно нулю:

$$\gamma_9 = 0; A_9^d = 0$$

3. Определяем выход и зольность концентрата:

$$\gamma_8 = \gamma_6 - \gamma_9 - \gamma_{10};$$

$$A_8^d = \frac{\gamma_6 A_6^d - \gamma_9 A_9^d - \gamma_{10} A_{10}^d}{\gamma_8};$$

V. Расчет операции обезвоживания и отмывка суспензии отходов

1. Так как теоретически шламы ушли с концентратом, то содержание шлама в кондиционной и некондиционной суспензии равно нулю:

$$\gamma_{12} = 0; A_{12}^d = 0; \gamma_{11} = 0; A_{11}^d = 0$$

2. Определяем выход и зольность отходов

$$\gamma_{13} = \gamma_7; A_{13}^d = A_7^d$$

VII. Расчет операции классификация:

1. Определяем выход и зольность класса 0-13 и 13-80 мм в исх. продукте:

$$\gamma'_{1-13} = \gamma_{1-13} \cdot (1 - \eta_2)(1 - \eta_3) \frac{\gamma'_6}{100};$$

$$A_{1-13}^d = A_8^d$$

2. Определяем содержание шлама в концентрате

$$x = x_3 \gamma_{10};$$

$$A_x^d = A_{10}^d$$

3. Определяем выход и зольность класса 0-13мм

$$\gamma_{0-13} = x + \gamma'_{1-13};$$

$$A_{0-13}^d = \frac{x A_x^d + \gamma'_{1-13} A_{1-13}^d}{\gamma_{0-13}};$$

4. Определяем выход и зольность класса 13-80 мм

$$\gamma_{13-80} = \gamma_8 - \gamma_{0-13}$$

$$A_{13-80}^d = \frac{\gamma_8 A_8^d - \gamma_{0-13} A_{0-13}^d}{\gamma_{13-80}};$$

$$A'_{13-80} = A_6^d$$

Определяем выход и зольность концентрата по классам , данные заносим в таблицу

класс	По теоретическому балансу		После обогащения	
	γ	A^d	γ	A^d
1	2	3	4	5
50-80				
25-50				
13-25				
13-80				
0-13				
всего				

Определяем коэффициент выхода

$$k = \frac{\gamma_{13-80(\text{гр4})}}{\gamma_{13-80(\text{гр2})}};$$

$$\gamma_{\text{ГР 4}} = k \gamma_{\text{ГР 2}}$$

Определяем коэффициент A^d

$$k = \frac{A_{13-80(\text{гр5})}^d}{A_{13-80(\text{гр3})}^d};$$

Определяем выход и зольность класса 50-80мм

$$\gamma_{17} = \gamma_{50-80} + (1 - \eta_4) \cdot \gamma_{0-50}; \quad \eta_4 = 0,95[1];$$

$$\gamma_{0-50} = \gamma_{50-80} + \gamma_{25-50} + \gamma_{13-25} + \gamma_{0-13}$$

$$A_{0-50}^d = \frac{\gamma_{50-80}A_{50-80}^d + \gamma_{25-50}A_{25-50}^d + \gamma_{13-25}A_{13-25}^d + \gamma_{0-13}A_{0-13}^d}{\gamma_{0-50}}$$

$$A_{17}^d = \frac{\gamma_{50-80}A_{50-80}^d + \gamma_{0-50}A_{0-50}^d(1 - \eta_4)}{\gamma_{17}}$$

Определяем выход и зольность класса 25-50мм

$$\gamma_{18} = [\gamma_{25-50} + (1 - \eta_5) \cdot \gamma_{0-25}] \cdot \eta_4$$

$$\gamma_{0-25} = \gamma_{13-25} + \gamma_{0-13}$$

$$\eta_5 = 0,92$$

$$A_{0-25}^d = \frac{\gamma_{13-25}A_{13-25}^d + \gamma_{0-13}A_{0-13}^d}{\gamma_{0-25}}$$

$$A_{18}^d = \frac{[\gamma_{25-50}A_{25-50}^d + (1 - \eta_5)\gamma_{0-25}A_{0-25}^d]\eta_4}{\gamma_{18}}$$

Определяем выход и зольность класса 13-25мм

$$\gamma_{19} = [\gamma_{13-25} + (1 - \eta_6) \cdot \gamma_{0-13}] \cdot \eta_4 \eta_5$$

$$\eta_6 = 0,95$$

$$A_{19}^d = \frac{[\gamma_{13-25}A_{13-25}^d + (1 - \eta_6)\gamma_{0-13}A_{0-13}^d]\eta_4 \eta_5}{\gamma_{19}}$$

Определяем выход и зольность класса 0-13мм

$$\gamma_{20} = \gamma_8 - (\gamma_{17} + \gamma_{18} + \gamma_{19})$$

$$A_{20}^d = \frac{\gamma_8 A_8^d - (\gamma_{17} A_{17}^d + \gamma_{18} A_{18}^d + \gamma_{19} A_{19}^d)}{\gamma_{20}}$$

VI. Расчет операции магнитное обогащение:

1. Определяем общее количество некондиционной суспензии, поступающей на магнитное обогащение:

$$\gamma_{14} = \gamma_{10} + \gamma_{11};$$

$$A_{14}^d = \frac{\gamma_{10}A_{10}^d + \gamma_{11}A_{11}^d}{\gamma_{14}}$$

2. Теоретически считаем, что содержание шлама в магнетите равно нулю: $\gamma_{11} = 0$; $A_{11}^d = 0$;

3. Определяем выход и зольность шлама

$$\gamma_{15} = \gamma_{14}; A_{15}^d = A_{14}^d$$

Практический баланс продуктов обогащения

В заключении расчёта качественно-количественной схемы обогащения составляется практический баланс продуктов обогащения

Таблица

Продукты обогащения	№ п/п	γ%	A ^d %
Класс 0 – 25 мм	2		
Класс 0 – 25 мм	4		
кондиционная суспензия	9		

кондиционная суспензия	12		
отходы	13		
50-80 мм	17		
25-50мм	18		
13-25 мм	19		
0-13 мм	20		
шлам	15		
магнетит	16		
Итого:		100,0	

ЗАДАНИЕ: Рассчитать технологические показатели переработки угля по схеме обогащения, приведенной в теоретической части. Свести баланс по углю.

$$\gamma_{и}=100\%; A_{и}^d=33,13 \%; Q_{и}=410 \text{ т/ч};$$

$$\gamma_{0-1}=11,20\%; A_{0-1}^d=36,25\%$$

$$\gamma_{1-25}=58,02\%; A_{1-25}^d=33,78\%$$

$$\gamma_{25-80}=30,78\%; A_{25-80}^d=30,76\%$$

таблица для построения кривых обогатимости 50-80 мм

плотность	γ	$\gamma_{ш}$	A^d	всплывшие фр		утонувшие	
				Γ	A^d	γ	A^d
1	2	3	4	5	6	7	8
<1,5 г/см ³	27,25	4,17	13,92	27,25	13,92	100,00	30,02
1,5-1,6 г/см ³	23,28	3,57	17,12	50,53	15,40	72,75	36,05
1,6-1,7 г/см ³	22,98	3,52	21,73	73,51	17,38	49,47	44,96
1,7-1,8 г/см ³	9,21	1,41	53,79	82,73	21,43	26,49	65,11
>1,8г/см ³	17,27	2,65	71,14	100,00	30,02	17,27	71,14
итого	100,00	15,31	30,02				

Порядок выполнения работы:

1. Изучить теоретический материал
2. Определить свой вариант задания
3. Изучить приведенный пример
4. Выполнить задание согласно своему варианту

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

Практическое занятие № 21-22

Тема: Расчет водно-шламовой схемы. Баланс водопотребления и водоотведения. Произведение расчета типовой водно-шламовой схемы обогащения углей.

Цель: приобретение практических навыков при решении задач стандартизация качества продуктов обогащения

Задание использовать результаты расчета типовой схемы обогащения углей при расчете водно-шламовой схемы.

РАСЧЁТ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ОПЕРАЦИЙ

I. Расчёт подготовительного грохочения:

2. Определяем количество воды поступающей на грохочение с рядовым углем по формуле 2.1.:

$$W_1 = Q_1 n_1, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.1$$

- n_1 -разжиженность, определяется по формуле:

$$n_1 = \frac{W_{t1}}{100 - W_{t1}} \quad 2.2$$

$$W_{t1} = 11 \div 14\%, W_{t1} = 12\%$$

2. Определяем дополнительное количество воды, подаваемое на мокрое подготовительное грохочение по формуле 2.3.:

$$L_1 = Q_1 P_1, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.3$$

$$P_1 = 1.3 \div 1.5 \text{ м}^3/\text{т-норма расхода воды для проведения операции, м}^3/\text{т}; P_1 = 1,5$$

3. Определяем общее количество воды, поступающей на подготовительное грохочение

$$W'_1 = W_1 + L_1, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.4$$

4. Определяем количество воды, уходящей с подрешётным продуктом по формуле 2.5.:

$$W_3 = Q_3 n_3, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.5$$

$$n_3 = \frac{W_{t3}}{100 - W_{t3}}; W_{t3} = 30 \div 40\%, W_{t3} = 30\%$$

5. Определяем общее количество воды, уходящей с подрешётным продуктом по формуле 2.6.:

$$W_2 = W'_1 - W_3 \quad 2.6$$

II. РАСЧЕТ ОПЕРАЦИИ ДЕШЛАМАЦИИ:

2. Определяем дополнительное количество воды, подаваемое на дешламацию по формуле 2.3.:

$$L_2 = Q_3 P_2, \text{ м}^3/\text{ч}; P_2 = 0,5 \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.7$$

3. Определяем общее количество воды, подаваемое на дешламацию

$$W'_3 = W_3 + L_2, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.8$$

4. Определяем количество воды, уходящей с классом 25-80 мм по формуле 2.5

$$W_5 = Q_5 n_5, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_5 = \frac{W_{t5}}{100 - W_{t5}}, \quad W_{t5} = 30 \div 40\%, W_{t5} = 30\%$$

5. Определяем общее количество воды, уходящей с классом 0-25мм:

$$W_4 = W'_3 - W_5, \text{ м}^3/\text{ч}$$

РАСЧЁТ ОСНОВНЫХ ОПЕРАЦИЙ

2. Определяем количество циркулирующей суспензии $\Delta\delta = 1,68 \text{ кг/м}^3$; принимаем количество суспензии $2 \text{ м}^3/\text{т}$

$$W_{1,68} = Q_5 \cdot 2, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.9$$

2. Определяем концентрацию утяжелителя в суспензии при $\delta_p = 1,68 \text{ кг/м}^3$

$$c = \frac{\delta_p - 1}{\delta - 1} \quad 2.10$$

- δ -плотность утяжелителя (магнетита) $\delta = 4,6 \text{ т/м}^3$

3. Определяем количество воды в суспензии:

$$W_c = W_{1,68} \cdot (1 - c), \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.11$$

4. Определяем содержание магнетита:

$$q_5 = W_{1,68} \cdot c \cdot \delta, \text{ т/ч} \quad 2.12$$

5. Определяем расход оборотной воды $W_{об} = W_c - W_5, \text{ м}^3/\text{ч}$

$$W_{06} = L_3, \text{ м}^3/\text{ч}$$

6. Определяем количество воды и магнетита удаляемых с породой (принимаем 0,5 м³/т)

$$W_n = Q_7 \cdot 0.5, \text{ м}^3/\text{ч}$$

7. Определяем количество воды и магнетита в суспензии

2.14

$$W_7 = W_n \cdot (1 - c), \text{ м}^3/\text{ч}; \quad q_7 = W_n \cdot c \cdot \delta, \text{ т/ч}$$

8. Из уравнения баланса определяем количество воды и магнетита, удаляемых с концентратом:

$$W_6 = W_c - W_7, \text{ м}^3/\text{ч}; \quad q_6 = q_5 - q_7, \text{ т/ч}$$

РАСЧЁТ ЗАКЛЮЧИТЕЛЬНЫХ ОПЕРАЦИЙ

IV. Расчет операции обезвоживания и отмывка суспензии от концентрата:

1. Определяем количество суспензии, удаляемой с концентратом:

$$W_k = W_{1,68} - W_n, \text{ м}^3/\text{ч}$$

2. Определяем количество кондиционной суспензии. Принимаем 85% от исходного:

$$W_{k.c} = W_k \cdot 0,85$$

$$W_9 = W_{k.c} \cdot (1 - c), \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_9 = W_{k.c} \cdot c \cdot \delta, \text{ т/ч}$$

3. Определяем количество воды, уходящей с концентратом 0,5 кг/т по формуле:

$$W_8 = Q_8 n_8, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_8 = \frac{W_{t8}}{100 - W_{t8}}; \quad W_{t8} = 9\%$$

$$q_8 = Q_8 \cdot \frac{0,5}{1000}, \text{ т/ч}$$

4. Определяем количество воды и магнетита в некондиционной суспензии. Для отмывки суспензии принимаем $P_6=0,8 \text{ т/м}^3$:

$$L_4 = W_{06} = Q_6 P_6, \text{ м}^3/\text{ч}$$

5. Определяем количество воды и магнетита, удаляемого с некондиционной суспензией:

$$W_{10} = (W_6 + L_4) - W_9 - W_8, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{10} = q_6 - q_9 - q_8, \text{ т/ч}$$

V. Расчет операции обезвоживания и отмывка суспензии от отходов:

1. Определяем количество кондиционной суспензии. Принимаем 95% от исходного

$$W_{k.c}^n = W_n \cdot 0,95, \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$W_{12} = W_{k.c}^n \cdot (1 - c), \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{12} = W_{k.c}^n \cdot c \cdot S, \text{ т/ч}$$

2. Определяем количество воды и магнетита, удаляемого с породой:

$$W_{13} = Q_{13} n_{13}, \text{ м}^3/\text{ч}; \quad q_{13} = Q_{13} \cdot \frac{0,5}{1000}, \text{ т/ч}$$

$$n_{13} = \frac{W_{t13}}{100 - W_{t13}}; \quad W_{t13} = 13\%,$$

3. Определяем количество воды и магнетита в кондиционной суспензии. $P_7=0,8 \text{ т/м}^3$: $L_5 = W_{06} = Q_7 P_7, \text{ м}^3/\text{ч}$

4. Из уравнения баланса определяем:

$$W_{11} = W_7 + L_5 - W_{12} - W_{13}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{11} = q_7 - q_{12} - q_{13}, \text{ т/ч}$$

Поступает операцию	в	$W, \text{ м}^3/\text{ч}$	Уходит продуктами обогащения	с	Неп/п	$W, \text{ м}^3/\text{ч}$
-----------------------	---	---------------------------	------------------------------------	---	-------	---------------------------

РАСЧЕТ ОПЕРАЦИИ КЛАССИФИКАЦИЯ

1. Определяем количество воды, поступающей на классификацию:

$$W_8 = W_{06}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

2. Поступающую воду удаляют, определяем ее количество

$$W_{17} = Q_{17}n_{17}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_{17} = \frac{W_{t17}}{100 - W_{t17}}; \quad W_{t17} = 7\%,$$

3. Определяем количество воды, уходящей с классом 25-50мм:

$$W_{18} = Q_{18}n_{18}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_{18} = \frac{W_{t18}}{100 - W_{t18}}; \quad W_{t18} = 7,5\%,$$

4. Определяем количество воды, уходящей с классом 13-25мм:

$$W_{19} = Q_{19}n_{19}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_{19} = \frac{W_{t19}}{100 - W_{t19}}; \quad W_{t19} = 8\%,$$

5. Из уравнения баланса определяем:

$$W_{20} = W_8 - W_{17} - W_{18} - W_{19}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

РАСЧЕТ ОПЕРАЦИИ МАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ:

1. Определяем количество воды, поступающей на магнитное обогащение:

$$W_{14} = W_{10} + W_{11}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{14} = q_{10} + q_{11}, \text{ т/ч}$$

2. Определяем выход магнетита. Принимаем КПД сепаратора $\eta = 0,998$

$$q_{16} = q_{14} \cdot \eta, \text{ т/ч}$$

$$W_{16} = q_{16}n_{14}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_{14} = \frac{W_{t14}}{100 - W_{t14}}; \quad W_{t14} = 20\%,$$

3. Определяем количество воды и магнетита в шламе:

$$W_{15} = W_{14} - W_{16}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{15} = q_{14} - q_{16}, \text{ т/ч}$$

С.Р.У	W1	Класс 0-25 мм	2	
Оборотная вода:	L1	Класс 0-25 мм	4	
		К.С	9	
Подготовительное грохочение		Н.С	12	
Дешламация	L2	Отходы	13	
Обогащение	L3	Шлам	15	
Обезвоживание концентрата	L4	Магнетит	16	
		Класс 50-80 мм	17	
Обезвоживание отходов	L5	Класс 25-50 мм	18	
		Класс 13- 25 мм	19	
		Класс 0-13 мм	20	
Итого				

Таблица 1.1

Баланс оборотной воды

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

Практическое занятие №23

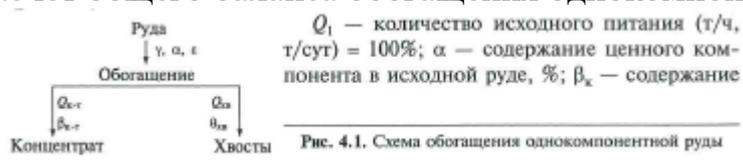
Тема: Пример расчета технологической схемы на основании составления баланса ценного компонента в процессах и операциях

Цель: приобретение практических навыков при расчете технологической схемы на основании составления баланса ценного компонента в процессах и операциях

Пример расчета технологической схемы на основании составления баланса ценного компонента в процессах и операциях

Расчет рекомендуется начинать с составления и расчета общего технологического баланса ценного компонента в конечных продуктах схемы и определения их выходов.

1. Расчет общего баланса обогащения однокомпонентной руды (рис. 4.1).



Составив два уравнения

$$\begin{cases} 100 = \gamma_{\text{ХВ}} + \gamma_{\text{К}} \\ 100\alpha = \gamma_{\text{ХВ}} \vartheta_{\text{ХВ}} + \gamma_{\text{К}} \beta_{\text{К}} \end{cases}$$

и решив их относительно $\gamma_{\text{К}}$ получим

$$\gamma_{\text{К}} = \frac{(\alpha - \vartheta_{\text{ХВ}})}{(\beta_{\text{К}} - \vartheta_{\text{ХВ}})} \cdot 100$$

$$\gamma_{\text{ХВ}} = 100 - \gamma_{\text{К}}$$

Извлечение ценного компонента в конечные продукты схемы рассчитывается по формулам

$$\varepsilon_K = \frac{\gamma_K \beta_K}{\alpha}, \%$$

$$\varepsilon_{XB} = \frac{\gamma_{XB} \vartheta_{XB}}{\alpha}, \%$$

Масса продуктов обогащения определяется по формулам

$$Q_K = \frac{Q_1 \cdot \gamma_K}{100}, \text{ т/ч; т/сут}$$

$$Q_{XB} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{XB}}{100}, \text{ т/ч; т/сут}$$

или $Q_{XB} = Q_1 - Q_K$, т/ч; т/сут

2. В результате обогащения руды, содержащей два металла (рис. 4.2), выделяются три конечных продукта: два концентрата (например, свинцовый и цинковый) и хвосты. При этом оба металла, содержащиеся в руде, распределяются по трем продуктам.

При расчете схемы обогащения двухкомпонентной руды составляются три уравнения баланса: баланс выхода, баланс ценного компонента 1 (свинец) и баланс ценной компонентой 2 (цинк).

Принимаем следующие обозначения: содержание свинца в руде — α_{Pb} %; в свинцовом концентрате β_1^{Pb} %; в цинковом концентрате — β_2^{Pb} %; в хвостах — ϑ_{XB}^{Pb} %, содержание цинка в руде — α_{Zn} %; в свинцовом концентрате — β_1^{Zn} %, в цинковом концентрате — β_2^{Zn} %, в хвостах — ϑ_{XB}^{Zn} %.

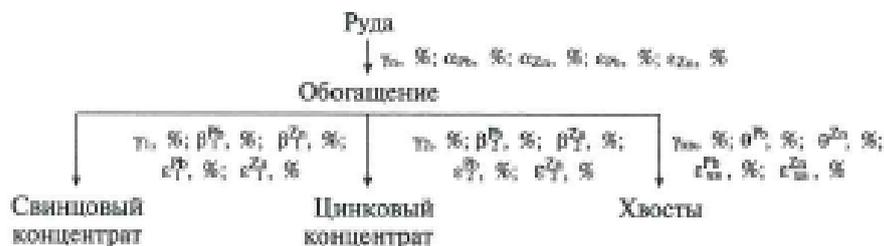


Рис. 4.2. Схема для расчета общего баланса металлов двухкомпонентной руды

в цинковом концентрате — β_2^{Zn} %; в хвостах — ϑ_{XB}^{Zn} %; выход свинцового концентрата — γ_1 ; выход цинкового концентрата — γ_2 , выход хвостов — γ_{XB} ; извлечение свинца в свинцовый концентрат ε_1^{Pb} ; извлечение свинца в цинковый концентрат ε_2^{Pb} ; извлечение цинка в свинцовый концентрат ε_1^{Zn} ; извлечение цинка в цинковый концентрат ε_2^{Zn} ; извлечение свинца в хвосты ε_{XB}^{Pb} ; извлечение цинка в хвосты ε_{XB}^{Zn} .

Составляем три уравнения:

уравнение выходов $100 = \gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_{XB}$

уравнение по свинцу $100\alpha_{Pb} = \gamma_1\beta_1^{Pb} + \gamma_2\beta_2^{Pb} + \gamma_{XB}\vartheta_{XB}^{Pb}$

уравнение по цинку $100\alpha_{Zn} = \gamma_1\beta_1^{Zn} + \gamma_2\beta_2^{Zn} + \gamma_{XB}\vartheta_{XB}^{Zn}$

Решая уравнения с тремя неизвестными алгебраическим путем, определяем выход концентратов и хвостов.

Содержание ценного компонента в исходном питании и продуктах обогащения обозначается в %, г/т, г/м³, каратах; выход γ — в %; масса продукта Q — в т/ч, т/сут; извлечение ε — в %.

$$\gamma_1 = \frac{[(\alpha_{Pb} - \theta_{xb}^{Pb})(\beta_2^{Zn} - \theta_{xb}^{Zn}) - (\beta_2^{Pb} - \theta_{xb}^{Pb})(\alpha_1^{Zn} - \theta_{xb}^{Zn})]}{[(\beta_1^{Pb} - \theta_{xb}^{Pb})(\beta_2^{Zn} - \theta_{xb}^{Zn}) - (\beta_1^{Zn} - \theta_{xb}^{Zn})(\beta_2^{Pb} - \theta_{xb}^{Pb})]},$$

$$\gamma_2 = \frac{[(\beta_1^{Pb} - \theta_{xb}^{Pb})(\alpha_{Zn} - \theta_{xb}^{Zn}) - (\beta_1^{Zn} - \theta_{xb}^{Zn})(\alpha_{Pb} - \theta_{xb}^{Pb})]}{[(\beta_1^{Pb} - \theta_{xb}^{Pb})(\beta_2^{Zn} - \theta_{xb}^{Zn}) - (\beta_1^{Zn} - \theta_{xb}^{Zn})(\beta_2^{Pb} - \theta_{xb}^{Pb})]},$$

$$\gamma_{xb} = 100 - (\gamma_1 + \gamma_2).$$

После определения выхода продуктов подсчитываем извлечение металлов и массу продуктов. Например:

$$\text{извлечение свинца в свинцовый концентрат } \varepsilon_1^{Pb} = \frac{\gamma_1 \beta_1^{Pb}}{\alpha_{Pb}}$$

$$\text{извлечение цинка в свинцовый концентрат } \varepsilon_1^{Zn} = \frac{\gamma_1 \beta_1^{Zn}}{\alpha_{Zn}};$$

$$\text{извлечение свинца в цинковый концентрат } \varepsilon_2^{Pb} = \frac{\gamma_2 \beta_2^{Pb}}{\alpha_{Pb}}$$

$$\text{извлечение цинка в цинковый концентрат } \varepsilon_2^{Zn} = \frac{\gamma_2 \beta_2^{Zn}}{\alpha_{Zn}}$$

Аналогично подсчитываем извлечение металлов в хвосты.

Масса продуктов определяется по формуле (4.17). После расчета схемы производим проверку баланса выходов металлов, извлечения и масс.

Подставим найденные значения выходов в уравнение баланса по свинцу и цинку. Численное значение правой стороны каждого равенства должно равняться численному значению левой стороны. Подставляем найденные значения извлечений в равенства:

$$100 = \varepsilon_1^{Pb} + \varepsilon_2^{Pb} + \varepsilon_{xb}^{Pb};$$

$$100 = \varepsilon_1^{Zn} + \varepsilon_2^{Zn} + \varepsilon_{xb}^{Zn}.$$

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

Практическое занятие № 24

Тема: Расчет качественно-количественной схемы по методике К.А. Разумова

Цель: приобретение практического навыка методики расчета качественно-количественной схемы по К.А. Разумова

Расчет качественно-количественной схемы по методике К.А. Разумова

Определяется необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки и исходному сырью:

$$N = C(1 + n_p - a_p) - 1,$$

где C — количество рассчитываемых компонентов; n_p — количество продуктов разделения в схеме, a_p количество операции разделения в схеме.

Определяется необходимое число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки

$$N_{\Pi} = C(n_p - a_p)$$

Вычисляется максимальное число показателей извлечения:

$$N_{\text{изв. max}} = n_p - a_p$$

Рассчитывается максимальное число показателей содержания и извлечения

$$N = N_{\gamma} + N_{\beta} + N_{\varepsilon}$$

при этом принимается

$$N_{\gamma} = 0; N_{\beta} = N_{\varepsilon}$$

$$N_{\Pi} = 0 + N_{\beta \text{ max}} + N_{\varepsilon \text{ max}}$$

N_{γ} — количество выходов продуктов

По данным отчетов по НИР, практики работы фабрик, перерабатывающих аналогичные руды, или по результатам опробования технологической схемы принимают численные значения исходных показателей: содержание в исходной руде β_1 %, в концентратах схемы β_{Π} %, извлечение ценного компонента в конечный концентрат от руды ε_k %, и частное от операции E_k %: частные извлечения от операции в концентратах схемы E_{Π} %.

1. По частным извлечениям определяют извлечение от руды в продукты схемы (например, $\varepsilon_5 = \frac{\varepsilon_6}{E_6}$

2. Для продуктов с известным содержанием ценного определяют выход продукта: $\gamma_{\Pi} = \frac{\beta_1 \cdot \varepsilon_{\Pi}}{\beta_{\Pi}}$

3. Выходы остальных продуктов-схемы определяют по уравнениям баланса.

4. Содержание металла в продуктах схемы β_{Π} с известными ε_{Π} %, и γ_{Π} %, определяют по формуле $\beta_{\Pi} = \frac{\beta_1 \cdot \varepsilon_{\Pi}}{\gamma_{\Pi}}$

5. Массу продуктов в схеме определяют по формуле $Q_{\Pi} = Q_1 \cdot \gamma_{\Pi}$ т/ч, т/сут; массу металла в продуктах — по формуле $P_{\Pi} = P_1 \cdot \varepsilon_{\Pi}$ т/ч, т/сут.

Ниже дан пример расчета для схемы, приведенной на рис. 4.4.

Руда однокомпонентная

$$n = 12, n_p = 8, a = 7, a_p = 4, C = 2 \cdot (\gamma_{\text{пр}} \cdot \varepsilon_{\text{ме}});$$

$$N = C(1 + n_p - a_p) - 1 = 9;$$

$$N_{\Pi} = C(n_p - a_p) = 8;$$

$$N_{\text{изв. max}} = n_p - a_p = 4$$

$$N_{\Pi}^{\text{max}} = N_{\gamma} + N_{\beta} + N_{\varepsilon}; \text{ при } N_{\varepsilon} = 4$$

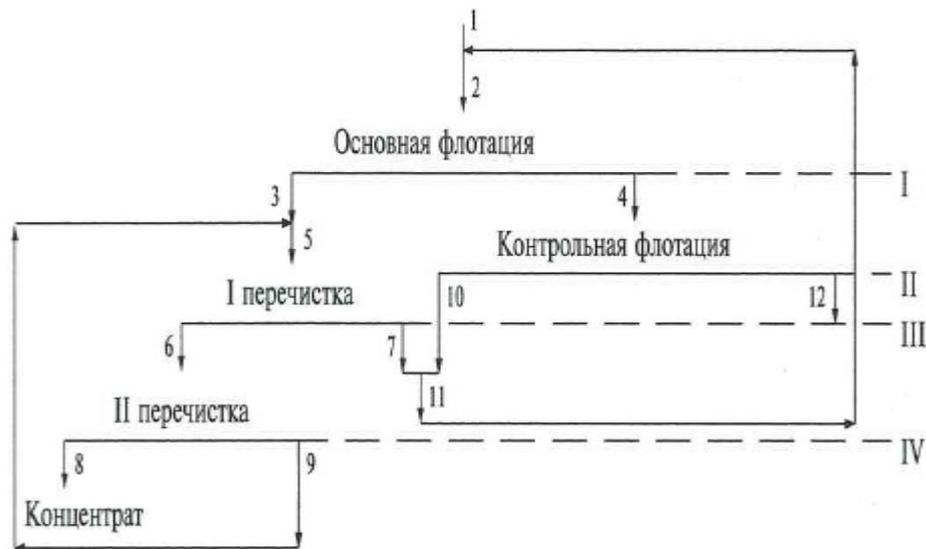


Рис. 4.4. Схема обогащения однокомпонентной руды
(к примеру расчета показателей по методике К.А. Разумова)

руде β_1 %, в концентратах схемы β_n %, извлечение ценного компонента в конечный концентрат от руды ε_k %, и частное от операции E_k %, %: частные извлечения от операции в концентратах схемы E_n %, %.

1. По частным извлечениям определяют извлечение от руды в продукты схемы (например, $\varepsilon_5 = \frac{\varepsilon_6}{E_6}$

Принимаем: $\beta_1, \varepsilon_8, E_8, E_3, \beta_8, \beta_6, \beta_3, \beta_{10}, E_6$

Определяем: $\varepsilon_6 = \frac{\varepsilon_8}{E_8}, \varepsilon_9 = \varepsilon_6 - \varepsilon_3, \varepsilon_5 = \frac{\varepsilon_6}{E_6}, \varepsilon_3 = \varepsilon_5 - \varepsilon_9, \varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6$

$\varepsilon_2 = \frac{\varepsilon_3}{E_3}, \varepsilon_{11} = \varepsilon_2 - \varepsilon_1, \varepsilon_4 = \varepsilon_2 - \varepsilon_3, \varepsilon_{10} = \varepsilon_{11} - \varepsilon_7, \varepsilon_{12} = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10}, \gamma_3 = \frac{\beta_1 \cdot \varepsilon_3}{\beta_3}$

$\gamma_6 = \frac{\beta_1 \cdot \varepsilon_6}{\beta_6}, \gamma_8 = \frac{\beta_1 \cdot \varepsilon_8}{\beta_8}, \gamma_{10} = \frac{\beta_1 \cdot \varepsilon_{10}}{\beta_{10}}, \gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8, \gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_9, \gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6,$

$\gamma_{11} = \gamma_7 + \gamma_{10}, \gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_{11}, \gamma_4 = \gamma_2 - \gamma_3, \gamma_{12} = \gamma_4 - \gamma_{10}, \gamma_{12} = \gamma_1 - 8$

В завершении расчета определяют массу продукта и массу извлекаемого компонента, т/ч, т/сут.

Форма записи расчетов основного баланса металла качественно-количественной схемы для однокомпонентной руды представлена в табл. 4.1.

Результаты расчета частного баланса металлов по продуктам и операциям даны в табл. 4.2.

Таблица 4.1

№ продукта	Продукт	Выход, %	Производительность Q , т/с	Содержание металла β , %	Извлечение металла ϵ , %
1	Исходная руда				
8	Концентрат				
12	Хвосты				
	Итого				

Таблица 4.2

**Форма записи расчетов качественно-количественной схемы для руды,
содержащей три компонента**

Номер и наименование операций и продуктов	Q , сут	γ , %	$\beta^{см}$, %	β^{Pb} , %	β^{Zn} , %	$\epsilon^{см}$, %	ϵ^{Pb} , %	ϵ^{Zn} , %
I. Основная флотация. Поступает:								
1. Исходная руда								
7. П/п I перечистой флотации								
10. П/п контрольной флотации								
Итого поступает								
Выходит:								
3. Пенный продукт основной флотации								
4. Камерный продукт основной флотации								
Итого выходит								
II. I Перечистная флотация								
Поступает:								
3. Пенный продукт основной флотации								
9. П/п II перечистой флотации								
Итого поступает								
Выходит								

и так далее...

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

Практическое занятие №25

Тема: Произведение расчета и выбора подготовительного оборудования для организации ведения технологического процесса грохочения

Цель: Приобретение навыка расчета и выбора подготовительного оборудования для организации ведения технологического процесса грохочения

ЗАДАНИЕ

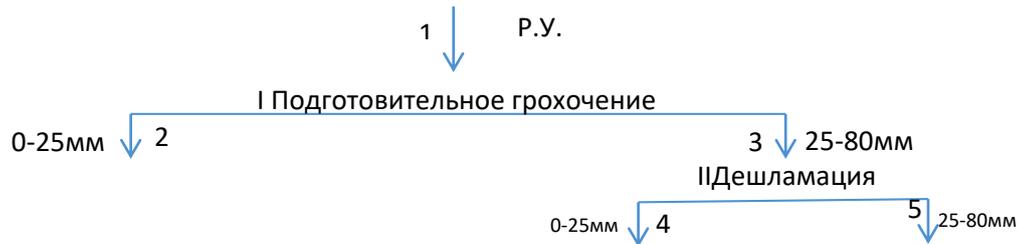
1. Произвести расчет качественно-количественных показателей подготовительных операций, если известно: $\gamma_{и}=100\%$; $A_{и}^d=27,04\%$; $Q_{и}=730$ т/ч; $\gamma_{0-1}=9,63\%$; $A_{0-1}^d=33,60\%$

$$\gamma_{1-25}=51,88\%; A_{1-25}^d=25,94\%$$

$$\gamma_{25-80}=38,49\%; A_{25-80}^d=26,87\%$$

$$\eta = 0,9$$

2. Выбрать и рассчитать оборудование для подготовительного грохочения и дешламации



Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ

Практическое занятие №26

Тема: Производство расчета и выбора подготовительного оборудования для организации ведения технологического процесса дробления

Цель: Приобретение базовых навыков при расчете и выборе подготовительного оборудования для организации ведения технологического процесса дробления

Выбор типа и размера дробилок зависит от вида и крупности дробления.

Валковые зубчатые дробилки ДДЗ и ДДЗ-М (тихоходные) применяют для дробления крупного угля (см. приложения 6 и 7).

Расчет двухвалковых зубчатых дробилок ДДЗ-М производят в следующем порядке:

определяют диаметр валков в зависимости от максимального размера куска в исходном (принимают $d_{max} = 150 \div 200$ мм)

Диаметр валков принимают

$$D = (2 \div 4)d_{max}, \text{ мм}$$

по приложению 6 находят ближайший больший размер валков, их длину и скорость вращения;

Техническая характеристика валковых дробилок с зубчатыми валками типа ДДЗ-М (ГОСТ 12237-66)

Показатель	ДДЗ-3М	ДДЗ-4М
Пропускная способность, т/ч	125—180	200—240
Максимальный размер куска дробимого материала, мм	800	1000
Крупность дробленого продукта, мм	0—150	0—150
Размеры валков, мм:		
диаметр	900	900
длина	900	1200
Скорость вращения валков, об/мин	36	36
Электродвигатель привода:		
тип	К041-8	К042-8
мощность, кВт	25,0	32,0
Масса дробилки, кг	11 400	12 500
Основные размеры, мм:		
длина	4000	4000
ширина	3270	3570
высота	1215	1215
Цена, руб.	4060	5080

Определяют производительность одной дробилки по формуле

Производительность валковой дробилки

$$Q_1 = 188DnLs\delta\mu, \text{ т/ч,}$$

где D — диаметр валков, м;

n — частота вращения валков, об/мин;

L — длина валков, м;

s — ширина щели между валками, м;

δ — плотность угля, т/м³;

μ — 0,25 ÷ 0,5 коэффициент разрыхления материала.

D, L, n и s подбирают по приложению 6.

Определяют число дробилок

Число дробилок

$$i = \frac{kQ}{Q_1}$$

где Q — количество материала, поступающего на дробление, т/ч.

Определяют мощность электродвигателя по формуле

Мощность ВД

$$N = 0,85DLn, \text{ кВт.}$$

Дробилки ДДЗ-4, ДДЗ-6 и ДДЗ-10 (см. приложение 7), которые более

Показатель	ДДЗ-4	ДДЗ-6	ДДЗ-10
Производительность, т/ч	50	150	200
Максимальная крупность кусков, мм:			
питания	300	600	1000
дробленого продукта	0—100	0—125	0—150
Размеры валков, мм:			
диаметр	400	630	1000
длина	500	800	1250
Скорость вращения валков, об/мин	64	50	36
Мощность электродвигателя, кВт	13	20	40
Масса дробилки, кг	4855	12 000 (11 200)	23507
Основные размеры, мм:			
длина	2700	3600	5000
ширина	2500	3445	4375
высота	925	1235	1750

надежны и долговечны по сравнению с существующими дробилками.

Молотковые дробилки М (ГОСТ 7090—72) (см. приложение 8) применяют для дробления промпродукта.

Производительность одной молотковой дробилки определяют по формуле

Производительность молотковой дробилки

$$Q_1 = \frac{Kd^2Ln^2}{3600(i_1 - 1)}, \text{ т/ч}$$

Где $K = 4 \div 6,2$ — коэффициент, зависящий от конструкции дробилки и твердости угля;

d — диаметр ротора, м;

L — длина ротора, м;

n — частота вращения ротора, об/мин;

i_1 — степень дробления.

Величины d , L и n подбирают по приложению 8.

Приложение 8

Техническая характеристика молотковых дробилок типа М
(ГОСТ 7090—72)

Показатель	М-6-А	М-8-ВВ	М-10-8В
Размеры ротора, мм:			
диаметр	600	600	1000
длина	400	600	800
Скорость вращения, об/мин	1250	1000	975
Максимальная крупность дробимого материала, мм	150	250	300
Мощность электродвигателя, кВт	20	55	125
Масса дробилки, кг	1500	2245	5065
Основные размеры, мм:			
длина	1100	1350	2100
ширина	1100	1400	1750
высота	1150	1250	1600
Цена, руб	—	1900	3430

Число дробилок

$$i = \frac{kQ}{Q_1}$$

Где Q - количество материала, поступающего на дробление, т/ч.

Расход электроэнергии

$$N = 0,15d^2Ln, \text{ кВт.}$$

Роторные дробилки типа ОЦД (отбойные центробежные дробилки) применяют для среднего дробления крепких и средней крепости углей, а также промпродукта (см. приложение 9).

Число дробилок определяют по формуле (Число дробилок), где Q_1 берут из приложения 9.

Приложение 9

Техническая характеристика роторных дробилок типа ОЦД

Показатель	ОЦД-50С	ОЦД-100М
Производительность, т/ч	50	100
Максимальная крупность дробимого материала, мм	350	500
Крупность дробленого продукта, мм	0—13	0—20
Диаметр ротора, мм	600	800
Скорость вращения ротора, об/мин	600—1200	292; 370; 486
Электродвигатель:		
тип	МА 145-1/4	АО101-8
мощность, кВт	36	75
Масса дробилки с двигателем, кг	3895	8639
Основные размеры, мм:		
длина	1870	2335
ширина	1525	2045
высота	1345	1925
Цена, руб.	2800	5290

Барабанные дробилки типа ДБ (см. приложение 10) применяют

для избирательного дробления углей и удаления из них крупных кусков породы.

Приложение 10

Техническая характеристика барабанных дробилок типа ДБ

Показатель	ДБ-22	ДБ-28	ДБ-35
Производительность, т/ч	До 400	До 750	До 1500
Размер отверстий решет, мм	50—150	25—300	50—300
Барабан дробилки:			
диаметр, мм	2200	2800	3500
длина, мм	2800	4500	4500
скорость вращения, об/мин	16,1	15,4	14,1
Максимальная крупность дробимого материала, мм	600	800	1200
Число рядов:			
поднимающих полок	4	5	6
подающих лопаток	4	5	6
Электродвигатель:			
тип	К022-4	К042-4	К052-4
мощность, кВт	20	50	90
Масса дробилки без двигателя, кг	19 000	31 800	43 400
Основные размеры, мм:			
длина	6165	9250	9680
ширина	4110	4325	5170
высота	3315	4050	4655
Цена, руб.	16 980	18 040	—

ЗАДАНИЕ 1:

1. На предварительное грохочение поступает рядовой уголь $\gamma_1 = 100\%$, $A_1^d = 33,1\%$ (рис.1, операции I и II). Рассчитать операции грохочения и дробления класса >100 мм, если выход класса >100 мм $\gamma_{>100} = 5,4\%$; эффективность грохочения на сите с отверстиями 100 мм $\eta_1 = 0,97$.

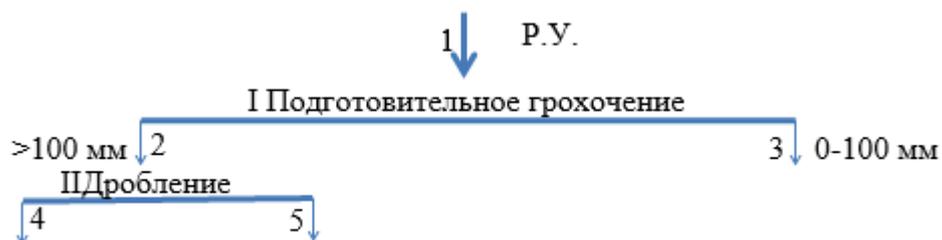


Рисунок 1 Схема подготовительных операций

Порядок выполнения работы:

1. Определяем выход надрешетного продукта
2. Общий выход и зольность класса 0-100 мм

ЗАДАНИЕ 2: определение конструктивных и технологических характеристик валковой дробилки. Согласно табл. 1 определить вариант задания.

таблица 1

Исходные данные для расчета

Вариант	Тип дробилки	Размер валков $D \times L$, мм	Частота вращения валков n , об/мин	Ширина щели между валками, S , мм	Насыпная плотность руды δ , т/м ³	Коэффициент разрыхления материала при выходе его из дробилки, k
1	ДГ	400×250	200	12	2,5	0,20
2	ДГ	600×400	180	6	2,4	0,22
3	ДДЗ	630×800	50	50	1,6	0,25
4	ДДЗ	1000×1250	36	100	1,5	0,17
5	ДГ	1500×600	83	20	1,8	0,30
6	ДДЗ	1600×2000	41	200	1,6	0,15

Порядок выполнения работы:

1. Определяем производительность
2. Мощность

Контрольные вопросы

1. Перечислить и охарактеризовать виды валковых дробилок.
2. Назвать область применения валковых дробилок.
3. Перечислить преимущества и недостатки валковых дробилок.
4. Дать определение углу захвата валковых дробилок.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических

Практическое занятие №27

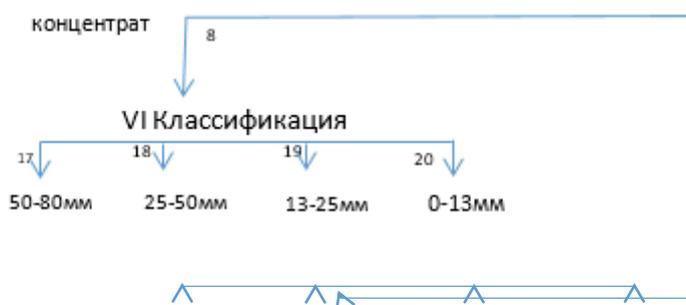
Тема: Выбор и расчет оборудования для классификации

Цель: приобретение навыков выбора и расчета оборудования для классификации

ЗАДАНИЕ

На рисунке 1 приведена схема операции классификации, необходимо:

1. Рассчитать продукты классификации, если $\gamma_8=34,80\%$; $A_8^d=19,90\%$.
2. Выбрать и рассчитать оборудование для классификации



Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ

Практическое занятие №28-29

Тема: Производство расчета и выбора основного оборудования для организации ведения технологического процесса обогащения углей

Цель: формирование умения расчета и выбора основного оборудования для организации ведения технологического процесса обогащения углей

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Общие теоретические сведения

Для организации ведения технологического процесса обогащения углей как правило применяют гравитационные методы обогащения:

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

Производительность колесных сепараторов СК и СКВ

$$Q = q \cdot B, \text{ т/ч,}$$

где q - удельная нагрузка на 1 м ширины ванны сепаратора, т (см. приложение 16);

B — ширина ванны сепаратора, м (по технической характеристике).

Число сепараторов СКВ и СТТ: $i = \frac{kQ}{q \cdot B}$; где $k=1,15$;

Q - количество материала, поступающего в сепараторы, т/ч.

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ

Число багер-зумпфов

$$i = \frac{kW}{q_1 F_1}$$

где W — количество пульпы, поступающей на гидравлическую классификацию, м³/ч; $q_1 = 20 \div 25$ м³/(ч·м²) — удельная производительность по пульпе; $F_1 = L^2$ — площадь зеркала одного багер-зумпфа, м²;

$L = 6$ м — шаг колонн здания.

Число отстойных классификаторов КО:

по пульпе: $i = \frac{kW}{W_1}$

по твердому: $i = \frac{kQ}{Q_1}$

где W и Q — количество пульпы и твердого, поступающих, на классификацию, м³/ч и т/ч;

W_1 и Q_1 — производительность одного классификатора по пульпе и твердому, м³/ч и т/ч (см. приложение 19).

Из двух расчетных величин i_1 и i_2 принимают большую.

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ОТСАДКИ

Среднее значение коэффициента разрыхления при отсадке: $\varepsilon_{\text{ср}} = \frac{\varepsilon_0 + \varepsilon_{\text{max}}}{2}$

Средняя скорость расслоения частиц постели за один цикл отсадки

$$v = \frac{S_1}{T}, \text{ м/с}$$

где S_1 — путь, проходимый частицами за один цикл отсадки, м

$$s_1 = \frac{(\delta - \delta_{\text{ср}})}{\delta} g \frac{(0,5T - 2t_0)^2}{2}$$

Амплитуда пульсаций воды при синусоидальном цикле отсадки: $A = \frac{30\varepsilon_0^2 v_{\text{оп}}}{\pi n}$

Число отсадочных машин: по исходному питанию: $i = \frac{kQ}{q_1 F_1}$

по отходам: $i = \frac{kQ_0}{q_2 F_1}$

где Q — количество угля, поступающего на отсадку, т/ч,

Q_0 — содержание отходов в исходном питании, т/ч;

q_1 и q_2 — удельная производительность по исходному питанию и отходам (приложение 21), т/(ч·м²); F_1 — рабочая площадь сит одной отсадочной машины, м². Из двух расчетных величин i_1 и i_2 принимают большую.

Удельная производительность отсадочной машины

$$q = 3,6k_0(1 - \varepsilon_0)\delta_{\text{ср}}v_{\text{ср}}, \text{ т/(ч·м}^2\text{)},$$

где $k_0 = 0,10 \div 0,15$ — коэффициент, учитывающий скорость разгрузки продуктов обогащения;

ε_0 — коэффициент пористости уплотненной постели;

$\delta_{\text{ср}}$ — среднединамическая плотность постели, кг/м³;

$v_{\text{ср}}$ — средняя скорость расслоения легких фракций, определяемая по формуле, м/с

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПРОТИВОТОЧНОГО ЦЕНТРОБЕЖНО-ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Основные формулы. Скорость потока воды в шнековом сепараторе типа CLLI для взвешивания частиц легкой фракции максимальной крупности [12]

$$u = 1,2v_0 \quad (153)$$

где v_0 — конечная скорость свободного падения в воде частицы легкой фракции максимального размера, определяемая по числу Рейнольдса, м/с.

Частота вращения шнека: $n = \frac{40u}{\pi R}$, мин⁻¹

где R — радиус корпуса сепаратора, м.

Расход воды в сепараторе [12]: $W = 3600t_{\text{ш}}(R - r) \frac{(1-c)c_{\text{л}}}{1-c+cc_{\text{л}}} u$

где $t_{\text{ш}}$ — шаг шнека, м;

r — радиус вала шнека, м;

c — объемная концентрация твердого в потоке сепаратора, доли единицы,

$c_{\text{л}}$ — объемная концентрация легких фракций в исходном питании, доли единицы.

Объемная концентрация в потоке: $c = \frac{1}{1 + p \frac{\delta_{\text{ср}}}{\Delta}}$

где p — отношение Ж: Т в потоке;

$\delta_{\text{ср}}$ — среднединамическая плотность исходного питания, кг/м³;

Δ — плотность воды, кг/м³.

Объемная концентрация легких фракций в исходном питании

$$c_{\text{л}} = \frac{1}{1 + \frac{\delta_{\text{л}} \gamma_{\text{т}}}{\delta_{\text{т}} \gamma_{\text{л}}}}$$

где $\delta_{\text{л}}$ и $\delta_{\text{т}}$ — среднестатистические плотности легкой и тяжелой фракций, кг/м³; $\gamma_{\text{л}}$ и $\gamma_{\text{т}}$ — выход легкой и тяжелой фракций, %.

Производительность сепаратора типа СШ

$$Q = 3600 t_{\text{ш}} (R - r) \frac{c_{\text{сл}}}{1 - c + c c_{\text{л}}} u \delta_{\text{ср}}, \text{ т/ч, где } \delta_{\text{ср}} \text{ в т/м}^3.$$

Число сепараторов типа СШ: $i = \frac{kQ}{Q_1}$

Где Q — количество материала, поступающего в сепараторы, т/ч;

Q_1 — производительность одного сепаратора, т/ч [см. приложение 23 или по формуле (158)].

ПРОЦЕСС КОНЦЕНТРАЦИИ НА СТОЛАХ

Число концентрационных столов СКПМ-6

$$i = \frac{kQ}{Q_1}$$

где Q — количество материала, поступающего на столы, т/ч,

Q_1 — производительность **одного** стола:

по классу 0-1 мм — 20 т/ч; 0-3 мм — 35 т/ч и 0-6 мм — 40 т/ч.

ЗАДАНИЕ: решить задачи

Задача 1. Рассчитать число сепараторов СП 8 для обогащения угля класса 0—75 мм в количестве $Q = 200$ т/ч. **О т в е т.** Три сепаратора.

Задача 2. Рассчитать число сепараторов СП 12 для обогащения класса 0—75 в количестве $Q = 180$ т/ч. **О т в е т.** Два сепаратора.

Задача 3. Рассчитать число пневматических отсадочных машин ПОМ-2А для обогащения угля класса 0,5—25 мм в количестве $Q=100$ т/ч.

О т в е т. Одна машина.

Задача 4. Рассчитать число концентрационных столов СКПМ-6 для обогащения шлама крупностью 0—1 мм в количестве $Q = 80$ т/ч.

О т в е т. Пять столов.

Задача 5. Рассчитать число концентрационных столов СКПМ-6 для обогащения антрацита класса 0—6 мм в количестве $Q = 140$ т/ч.

О т в е т. Четыре стола.

Задача 6. Рассчитать число шнековых сепараторов СВШ-15 -15 для обогащения антрацита класса 25—100 мм в количестве $Q=220$ т/ч.

О т в е т. Два сепаратора.

Задача 7. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-12—1 для обогащения крупного класса в количестве $Q = 300$ т/ч, или содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 16%, категория обогатимости угля средняя. **О т в е т.** Две машины.

Задача 8. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-12—I для обогащения мелкого угля в количестве $Q=200$ т/ч, если содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 30%, категория обогатимости

угля средняя. Ответ. Две машины.

Задача 9. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-18—1 для обогащения мелкого класса в количестве $Q=300$ т/ч, если содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 32%, категория обогатимости угля трудная. Ответ. Две машины.

Задача 10. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-18—1 11я обогащения неклассифицированного угля в количестве $Q=350$ т/ч, если содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном штанин 28%, категория обогатимости угля легкая. Ответ. Одна машина.

Задача 11. Рассчитать число отсадочных машин ОМА-10 для обогащения антрацита класса 6—250 мм в количестве $Q=190$ т/ч, если содержание фракции $>2,0$ г/см³ в исходном питании 20%, категория обогатимости антрацита легкая. Ответ. Одна машина

Задача 12. Рассчитать число отсадочных машин ОМ-24 для обогащения мелкого класса в количестве $Q=400$ т/ч, если содержание фракции $>1,8$ г/см³ в исходном питании 20%, категория обогатимости угля легкая. Ответ. Одна машина.

Задача 13. Рассчитать число багер-зумпфов для классификации и обезвоживания мелкого концентрата в количестве $Q=300$ т/ч с водой $W_B=1250$ м³/ч, если плотность концентрата $\delta=1,4$ т/м³, шаг колони здания $L=6$ м. Ответ. Два багер-зумпфа.

Задача 14. Рассчитать число отстойных классификаторов КО-2 для классификации и обезвоживания мелкого концентрата в количестве $Q=120$ т/ч с водой $W_B=400$ м³/ч, если плотность концентрата $\delta=1,5$ т/м³. Ответ. Один классификатор.

Задача 15. Рассчитать число гидроциклонов ГЛ-9 для классификации шлама на классы $>0,5$ и $<0,5$ мм в количестве $W=1000$ м³/ч, если диаметр питающего патрубка $d_{\text{п}}=250$ мм диаметр сливного насадка $d_c=250$ мм, давление пульпы на входе $p=100$ кПа. Ответ. Два гидроциклона.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие №30

Тема: Производство расчета и выбора вспомогательного оборудования для организации ведения технологического процесса обогащения.

Цель: Приобретение базовых навыков при расчете и выборе вспомогательного оборудования для организации ведения технологического процесса обогащения.

Общие теоретические сведения.

Насосы. Широко используются центробежные насосы, осевые и диагональные.

По назначению центробежные насосы классифицируют на грунтовые, песковые, для чистой воды, для агрессивных сред.

Принято классифицировать центробежные насосы по коэффициенту быстроходности, так как их классификация только по абсолютному напору и подаче не может полностью характеризовать насос: один и тот же насос может развивать различную подачу и напор в зависимости от частоты вращения вала. По коэффициенту быстроходности (n) центробежные насосы классифицируют на тихоходные ($n = 40-80 \text{ мин}^{-1}$); нормальные ($n = 80-150 \text{ мин}^{-1}$); быстроходные ($n = 150-300 \text{ мин}^{-1}$).

Для перекачивания грубозернистой пульпы, песчано-гравийных, шлаковых гидросмесей кислотностью (рН) не менее 6 и не более 8, плотностью до 1500 кг/м^3 используют грунтовые насосы с подачей от 27 до $16\,000 \text{ м}^3/\text{ч}$ и напором от 9,5 до 1000 м.

Для перекачивания продуктов обогащения внутри технологической схемы, а также глинистых, песчаных и других абразивных гидросмесей кислотностью рН от 6 до 8, плотностью до 1900 кг/м^3 объемной концентрацией твердого до 55% и крупностью частиц не более 6 мм применяют песковые насосы.

Типоразмер насоса выбирают с учетом плотности перекачиваемой пульпы, точки подачи и требуемого напора. При выборе насосов, сопрягаемых с гидроциклоном, желательно выдерживать сочетание насос — гидроциклон в соотношении 1:1.

Для разгрузки сгущенных продуктов из сгустителей небольшого размера целесообразно использовать диафрагмовые насосы, работающие в режиме всасывания и самотечной разгрузки.

Технологический расчет насосов:

необходимая производительность насоса по пульпе Q ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$$Q = \frac{Q_0}{1 + a}$$

где Q_0 — производительность насоса по воде, $\text{м}^3/\text{ч}$; a — содержание твердого в пульпе, доли ед.

Более точно пересчет производительности насоса с воды на пульпу Q_n ($\text{м}^3/\text{с}$) производится по формуле

$$Q_n = Q[1 + (\gamma_T - 1)S]$$

где Q — производительность насоса по воде, $\text{м}^3/\text{с}$; γ_T — плотность твердых частиц, $\text{м}^3/\text{т}$; S — объемная консистенция, равная объему твердых частиц в 1 м^3 пульпы.

Напор насоса при работе на пульпе H_n (м) определяется по формуле

$$H_n = k_N[1 + (\gamma_T - 1)S]H$$

где H — напор насоса на воде, м;

$$k_N = 1 - 0.6S$$

Мощность насоса при работе на пульпе N_n (кВт)

$$N_n = k_N[1 + (\gamma_T - 1)N]$$

где N — мощность насоса при работе на воде, кВт; k_N — коэффициент $k_N = 0,95-0,99$;

манометрический напор H_m (м)

$$H_M = H_\Gamma + H_{\text{пу}} + H_{\text{изг}} + H_{\text{изл}}$$

где H_Γ — геометрический напор, м; $H_{\text{пу}}$ — потеря напора на прямых участках, м,

$$H_{\text{пу}} = \alpha \frac{LV^2}{d \cdot 2g}$$

где α — коэффициент сопротивления для пульпы, обычно $\alpha = 0,04$; L — длина трубопровода, м; V — скорость пульпы в трубе, м/с; d — диаметр трубы, м; g — ускорение силы тяжести, м/с²;

$H_{\text{изг}}$ — потеря напора на изгибах труб, м,

$$H_{\text{изг}} = kn_\pi \frac{90}{\alpha}$$

где k — коэффициент сопротивления пульпы на изгибе трубы, $k = 0,2$;

n_π — число изгибов по трассе пульпопровода;

α — угол изгиба труб, град;

$H_{\text{изл}}$ — потери напора при всасывании и изливе пульпы. $H_{\text{изл}} = 1,5$ м.

По итогам расчета подбирается типоразмер насоса, определяется их количество, необходимая мощность и частота вращения вала электродвигателя.

РАСЧЕТ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ

Расчет ленточного конвейера сводится к определению ширины ленты и мощности двигателя на валу приводного барабана.

Определение ширины ленты.

Ширина ленты определяется по формуле 2.1

$$B = \sqrt{\frac{k \cdot Q}{k_{\text{ж}} \cdot k_{\text{у}} \cdot v \cdot \delta_0}}, \text{ м} \quad (2.1)$$

Где: k - коэффициент загрузки материала, для ленточных конвейеров равен 1,25 [1.стр.111]

Q -производительность конвейера т/ч (см.табл.2.23)

$k_{\text{ж}}$ - коэффициент производительности, учитывающий желобчатость, ленты принимается равным 392-432[4, стр97].

$k_{\text{у}}$ - коэффициент производительности, учитывающий угол наклона конвейера, градус определяется в зависимости от длины конвейера.

При $L=0-10\text{м}$ $k_{\text{у}}=1$ $L>20\text{м}$ $k_{\text{у}}=0,95-0,9$ [4,стр,97]

v -скорость движения ленты, м/с принимается:

- Рядовой уголь 1-2,5м/с [4,стр,97]
- Уголь, обогащенный 1-1,6 м/с [4,стр,97]

Порода 1,25-1,6 м/с [4,стр,97]

δ_0 -насыпная плотность т/м³

Ширина ленты принимается по ГОСТу: 500,650,800,1000,1200,1400,1600мм. [4,стр,97]

Определение мощности двигателя.

Определяем мощность двигателя на валу приводного барабана определяется по формуле:

$$N_{дв} = \frac{k_1 * N_o}{\eta_m}$$

Где: k_1 -коэффициент запаса мощности, принимается 1,1-1,2[4,стр,97]

N_o - ориентировочная мощность на валу приводного барабана.

η_m -к.п.д. электродвигателя.

Ориентировочная мощность на валу приводного барабана определяется по формуле:

$$N_o = k \cdot (N'o + N''o + N'''o), \text{ кВт}$$

Где: k -коэффициент, учитывающий сопротивление на концевых барабанах и другие сопротивления, не предусмотренные расчетом, принимается в зависимости от длины конвейера [4,стр.112] (2.18)

$N'o$ - мощность затрачиваемая на холостой ход конвейера.

$N''o$ - мощность затрачиваемая на преодоления дополнительного сопротивления, на груженном конвейере.

$N'''o$ - мощность затрачиваемая на объем материала, на высоту H .

$N'o$ - мощность затрачиваемая на холостой ход конвейера определяется по формуле:

$$N'o = c * L * v. \text{ кВт}$$

Где: c - коэффициент, зависящий от ширины ленты [4,стр34]

В,мм	500	600	800	1000	1200	1400	1600
с	0,018	0,023	0,028	0,038	0,048	0,055	0,065

$N''o$ - мощность затрачиваемая на преодоления дополнительного сопротивления, на груженном конвейере определяется по формуле:

$$N''o = 0,00015 \cdot Q \cdot L \text{ кВт}$$

Где: Q - производительность конвейера т/ч (см.табл.2.23)

L -длина конвейера, м.

$N'''o$ - мощность затрачиваемая на высоту подъема материала, определяется по формуле:

$$N'''o = Q \cdot H / 367 \text{ кВт}$$

Где: H -высота подъема материала.

$$H = L \cdot \sin 10^\circ$$

ЗАДАНИЕ:

1. Рассчитать ленточный конвейер для рядового угля.

Примечание: Расчет ленточного конвейера сводится к определению ширины ленты и мощности двигателя на валу приводного барабана.

$k_{ж}=395$; $k_{\gamma}=0,9$; $v=1,5 \text{ м/с}$; $\delta_0=0,9 \text{ т/м}^3$; $k=1,25$; $Q_{и}=640 \text{ т/ч}$;

Для расчёта мощности двигателя: $L=100$; $\kappa_1=1,1$; $k=1$; $\eta_m=0,95$; угол наклона конвейера- 10°

Порядок выполнения работы:

1. Изучить теоретический материал
2. Определить по формулам искомые показатели
3. Подобрать ЛКВ

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ

Практическое занятие №31

Тема: Составление схемы оборудования

Цель: Приобретение практических навыков при составлении схемы оборудования.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Общие теоретические сведения.

На схеме цепи аппаратов в виде условных обозначений изображается оборудование (аппараты), стрелками указывается направление движения материала между аппаратами. Все аппараты нумеруются. Тип и количество аппаратов приводятся в спецификации оборудования. Пример изображения схемы цепи аппаратов приведен на рис. 2.

Спецификация оборудования к схеме цепи аппаратов (рис. 2)

Марк а поз.	Обозначен ие	Наименование	Ко л., шт	Примечание
1		Автосамосвал		
2		Бункер приемный	1	$V = 400 \text{ м}^3$
3	ПП-1-15-90	Питатель пластинчатый	1	
4	ЩДП- 12x15	Дробилка щековая	1	
5	ГИТ-52	Грохот самоцентрирующийся	1	
6	КСД-2200 Гр	Дробилка конусная	1	
7	КЛ	Конвейер ленточный	1	$B = 800 \text{ мм}; L = 12000 \text{ мм}$
8		Конвейер ленточный с автостеллой	1	
9		Бункер аккумулирующий		$V = 1600 \text{ м}^3$
10	ПЛ	Питатель ленточный	1	
11	КЛ	Конвейер ленточный	1	$B = 600 \text{ мм}; L = 24000 \text{ мм}$
12	КЛ	Конвейер ленточный	1	$B = 600 \text{ мм}; L = 8000 \text{ мм}$
13	МШР 4500x5000	Мельница с решёткой	1	
14		Зумпф	1	
15	ПР 200/22,5	Насос центробежный	1	

16	ГЦ-710	Гидроциклон	1	
17	ФПМ-6,3	Флотомашинa		8 камер
18	Ц-30	Сгуститель	1	
19		Зумпф	1	
20	ПР 63/22,5	Насос центробежный	1	
21	ДОО-100	Вакуум-фильтр дисковый	1	
22		Ресивер	1	
23	ВВН-12	Вакуум-насос	1	
24		Зумпф	1	
25		Насос центробежный	1	
26		Конвейер ленточный	1	$B = 600$ мм; $L = 18000$ мм
27	БН 1,6 x 12	Барaban сушильный	1	

ЗАДАНИЕ: графически изобразить схему цепи аппаратов по ее описанию
Рядовой уголь ленточным конвейером позиция 1 подается на подготовительное грохочение на грохот ГИСЛ-82 позиция 2. В процессе подготовительного грохочения получаем два продукта: надрешетный продукт крупностью 25-80 мм и подрешетный продукт крупностью 0-25 мм. Класс 25-80 мм поступает на операцию дешламация на грохот ГИСЛ-62 позиция 3, где также получаем два продукта надрешетный крупностью 25-80 мм и подрешетный крупностью 0-25 мм. Подрешетный продукт подготовительного грохочения и дешламация направляются на обогащения методом отсадка.

Надрешетный продукт крупностью 25-80 мм направляется на обогащения в тяжелых средах в сепаратор СКВП-32 позиция 5. В процессе получаем два продукта концентрат и отходы. Отходы поступают на операцию отмывка суспензии и обезвоживание на грохот ГИСЛ-62 позиция 4, которые затем ленточным конвейером позиция 18 направляются в отвал; кондиционная суспензия отправляется самотеком в конус кондиционной суспензии позиция 17; некондиционная суспензия самотеком поступает в конус некондиционной суспензии позиция 16. Концентрат поступает на операцию отмывка суспензии и обезвоживания на грохот ГИСЛ-62 позиция 6. В процессе этой операции получаем: кондиционную суспензию, которая отправляется самотеком в конус кондиционной суспензии позиция 17; некондиционная суспензия самотеком поступает в конус некондиционной суспензии позиция 16; концентрат, который затем поступает на операцию классификация на грохоты позиции 7 и 8. В результате этой операции получаем классы крупностью 50-80 мм; 25-50 мм; 13-25 мм; и 0-13 мм, которые ленточными конвейерами позиции 9;10;11;12, транспортируются в цех погрузки.

Некондиционная суспензия из конуса некондиционной суспензии насосами 8С8 позиция 15 закачивается на операцию магнитное обогащения на сепараторы ЭБМ 80/250 позиция 14 для регенерации.

Кондиционная суспензия из конуса кондиционной суспензии насосами 8С8 позиция 19 закачивается на операцию обогащение на сепаратор СКВП-32 позиция 5. В процессе обогащения получаем магнетит, который направляется в конус кондиционной суспензии и шлам. Шлам насосами 6Ш8 позиция 13 отправляется в шламоотстойник.

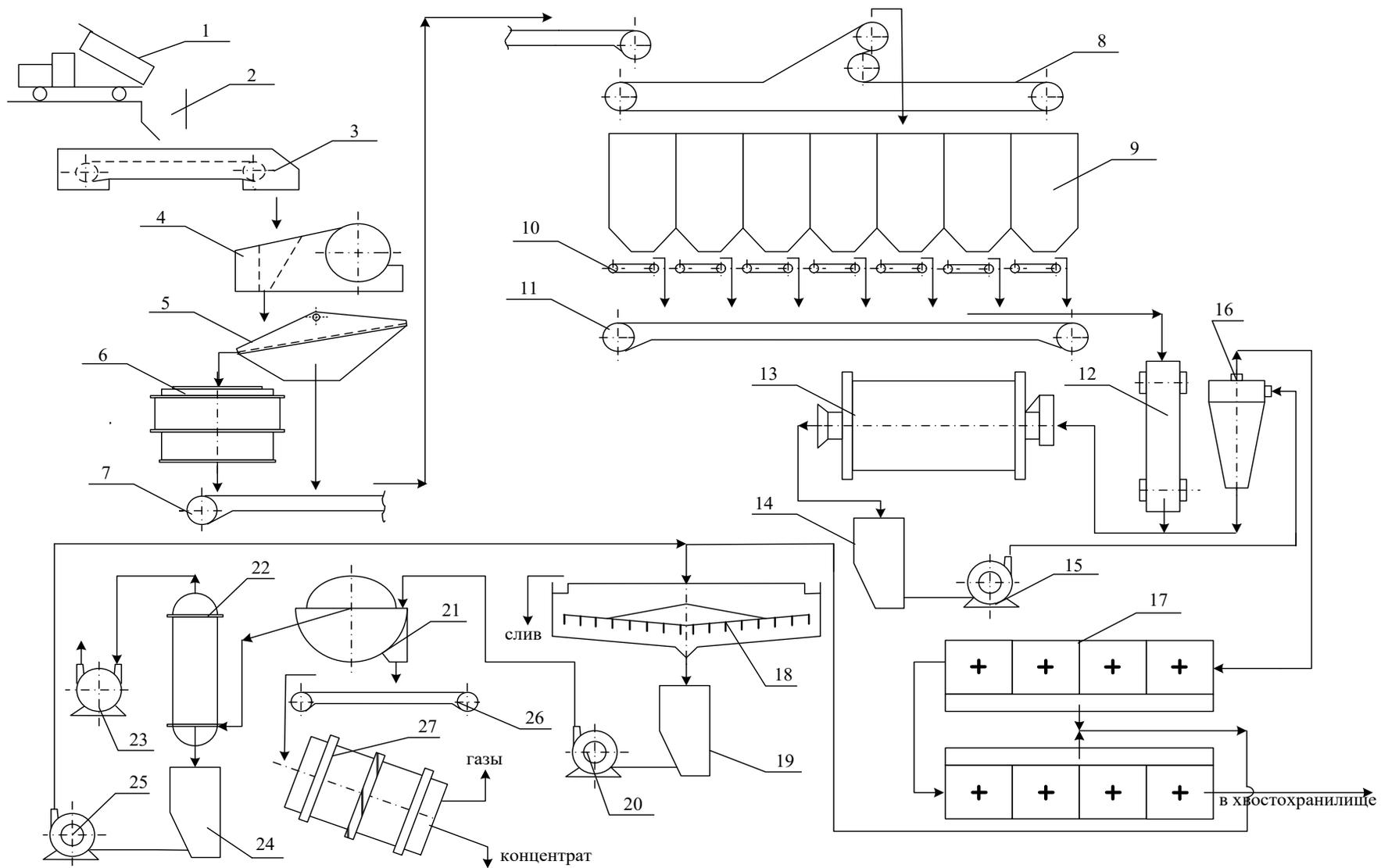


Рис. 2. Пример изображения схемы цепи аппаратов

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схемы цепи аппаратов, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №32

Тема: Выбор качественных показателей процесса обогащения

Цель: Приобретение практических навыков выбора качественных показателей процесса обогащения

Общие теоретические сведения.

Общие теоретические сведения.

Качественные показатели обогащения предопределяются современными действующими условиями на концентраты разных сортов с широким диапазоном колебаний содержания в них ценного компонента и вредных примесей. Технико-экономическое сравнение вариантов схем обогащения и получаемые при этом качественные показатели являются окончательными критериями выбора технологической схемы и качественных показателей.

Для технико-экономического сравнения вариантов обогащения устанавливаются количественные и качественные показатели обогащения, нормы расхода воды, энергии, основных материалов, рабочей силы на единицу перерабатываемого сырья. Ориентировочно подсчитываются объемы монтажных, строительных работ, степень безопасности и санитарной гигиены. Подсчитываются для каждого варианта стоимость переработки 1 т исходного сырья и себестоимость 1 т готовой продукции.

Если расположить варианты в порядке возрастания капитальных затрат A_1, A_2, \dots, A_i , варианты эксплуатационных расходов B_1, B_2, \dots, B_i , стоимость готовой продукции в отпускных ценах P_1, P_2, \dots, P_i , то годовую экономию или перерасход можно рассчитать по формуле

$$M_i = (B_1 - B_i) + (P_1 - P_i). \quad (1.3)$$

Варианты, для которых $M_i \leq 0$, - не экономичны. Сравнению подлежат варианты, для которых $M_i > 0$.

Экономичность дополнительных капитальных затрат определяется числом лет, в течении которых окупаются дополнительные капитальные затраты:

$$t_i = \frac{A_i - A_1}{M_i}. \quad (1.4)$$

Чем меньше t_i , тем быстрее окупаются капитальные затраты, следовательно, выше их эффективность. Существуют положения, определяющие предельно допустимый срок окупаемости капитальных затрат ($t_{пред}$).

Для предприятий, например, цветной металлургии срок окупаемости составляет 5 лет, химической промышленности - 3 года, угольной промышленности - 4 года.

Вариант, у которого $t_i < t_{пред}$, более выгоден. Для наиболее экономичного варианта обогащения

$$A_i + t_{пред}B_i - t_{пред}P_i = \min. \quad (1.5)$$

В случае когда качество и количество готовой продукции обогатительной фабрики для всех сравниваемых вариантов одинаково ($P_i = P_1$), для наиболее экономичного варианта справедливо

$$A_i + t_{\text{пред}} B_i = \min. \quad (1.6)$$

Необходимо учитывать, что ряд факторов, предопределяющих выбор схемы обогащения, не может быть оценен в стоимостных выражениях (например, сроки строительства). Важно учитывать потенциальные возможности развития каждого варианта в отношении повышения качества концентратов, попутного извлечения дополнительных ценных компонентов из сырья, организации замкнутого водооборота, безотходной технологии переработки.

ЗАДАНИЕ: сумма всех затрат при проектировании фабрики составляет 2238237014 рублей, данные для планируемой выручки концентрата представлены в таблице. Необходимо произвести расчет выручки и рентабельности
Таблица Планирование прибыли.

Концентрат	Объём в год, т.	Цена, руб.	Выручка, руб.
50-80мм	482480	1195,6	
25-50мм	368771,2	1133,9	
13-25мм	431884,8	1081,6	
0-13мм	66764,8	536,4	
0-25мм	3267824	663,4	
Итого:			

Порядок выполнения работы:

1. Изучить теоретический материал
2. Определить по формулам искомые показатели
3. Оформить решение задачи

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических работ.

Практические занятия по МДК 01.03

Практическое занятие № 1

Тема: Технологический расчет радиального сгустителя

Цель: Ознакомление с методами расчета производительности радиальных сгустителей, гидроциклонов и сгустительных воронок. Получение навыка выбора обезвоживающего аппарата.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Студент должен законспектировать теоретические основы практического занятия. В конце занятия ответить на контрольные вопросы. Решить задание

Теоретическая основа занятия

Сгущением называются операции обезвоживания мелкозернистых пульп и суспензий, основанные на расслоении их путем осаждения взвешенных твердых частиц и отделения их в виде осадка. Сгущение может осуществляться под действием гравитационных или центробежных сил. При этом получают два продукта: сгущенный, содержащий в единице объема значительно больше твердой фазы, чем в исходном питании, и слив, обычно условно чистый, или с небольшим содержанием твердого.

Цилиндрические сгустители предназначены для сгущения всех видов пульп и суспензий, а также для осветления шламовых вод. Эти сгустители нашли наиболее широкое применение на обогатительных фабриках. Различают цилиндрические одноярусные сгустители с центральным и периферическим приводом.

Расчет цилиндрических (радиальных) сгустителей сводится к определению диаметра его чана. Метод расчета зависит от свойств поступающей в сгущение пульпы (суспензии), поэтому при расчете диаметра сгустителя необходимо учитывать отношение Ж:Т

Поверхность осаждения подсчитывается обычно по формуле:

а) удельная, $\text{м}^2/(\text{т}/\text{ч})$:

$$S_{\text{уд}} = \frac{(R_{\text{и}} - R_{\text{к}})}{(v\gamma_{\text{ж}})}$$

б) общая

$$S = Q_m S_{\text{уд}}$$

где $R_{\text{и}}$ – отношение Ж : Т в исходной пульпе; $R_{\text{к}}$ – отношение Ж : Т в сгущенном продукте; v – скорость осаждения, $\text{м}/\text{ч}$; $\gamma_{\text{ж}}$ – плотность жидкой фазы, $\text{т}/\text{м}^3$; Q_m – производительность по твердому, $\text{т}/\text{ч}$.

Расход слива Q_c , $\text{м}^3/\text{ч}$: $Q_c = Sv$

Требуемый диаметр сгустителя можно рассчитать по формуле, м : $D = \sqrt{\frac{4Q_c}{\pi v}}$

По технической характеристике принимают сгуститель с диаметром, близким к расчетному. Необходимое число сгустителей составит: $n = \frac{S}{kS_c}$

где k – коэффициент эффективного использования площади сгустителя (0,5-0,6 для малых и 0,7-0,8 для больших сгустителей);

S_c – площадь сгущения принятого к установке сгустителя.

Контрольные вопросы к занятию:

1. Дать определение процессу сгущения.
2. Какие продукты получают в процессе сгущения.
3. Виды сгустительных аппаратов.

Задание

Пример: Требуется выбрать сгуститель для обеспечения следующих условий сгущения: производительность по твердому $Q_t = 100$ $\text{т}/\text{ч}$; отношение Ж:Т в исходной пульпе и сгущенном продукте соответственно $R_{\text{и}} = 4,5$ и $R_{\text{к}} = 1$, плотность твердой фазы пульпы $\delta = 3200$ $\text{кг}/\text{м}^3$, плотность жидкой фазы пульпы $\gamma_{\text{ж}} = 1000$ $\text{кг}/\text{м}^3 = 1$ $\text{т}/\text{м}^3$. $v = 0,23$ $\text{м}/\text{ч}$.

Тогда по формуле удельная площадь сгущения

$$S_{уд} = \frac{(R_{и} - R_{к})}{(v\gamma_{ж})}; S_{уд} = \frac{(4.5 - 1)}{(0.23 \cdot 1)} = 15.22 \text{ м}^2 \cdot \text{ч/т}$$

общую площадь сгущения

$$S = Q_m S_{уд}; S = 100 \cdot 15,22 = 1522 \text{ м}^2$$

Расход слива находим по формуле $Q_c = Sv : Q_c = 1522 \cdot 0,23 = 350 \text{ м}^3/\text{ч}$,

Диаметр сгустителя по формуле

$$D = \sqrt{\frac{4Q_c}{\pi v}}; D = \sqrt{\frac{4 \cdot 350}{3,14 \cdot 0,23}} = 44 \text{ м}$$

По технической характеристике (см. табл. 2) принимаем к установке сгуститель с центральным приводом Ц-50 и площадью сгущения $S_c = 1950 \text{ м}^2$. Требуемое число сгустителей определяем по формуле:

$$n = 1522 / (0,75 \cdot 1950) = 1,04 \text{ Принимаем к установке один сгуститель Ц-50.}$$

№ варианта	$Q_t, \text{ т} / \text{ч}$	$R_{и}$	$R_{к}$	$\delta, \text{ кг} / \text{м}^3$	$\gamma_{ж}, \text{ т} / \text{м}^3$	$v, \text{ м} / \text{ч}$
1.	100	4,5	1	3200	1	0,23
2.	105	4,3	1	3200	0,9	0,2
3.	110	4,2	1	3200	1	0,23
4.	115	4,1	1	3200	0,9	0,2
5.	120	4	1	3200	1	0,23
6.	125	4,5	1	3200	0,9	0,2
7.	130	4,3	1	3200	1	0,23
8.	135	4,2	1	3200	0,8	0,2
9.	140	4,1	1	3200	1	0,23
10.	100	4	1	3200	0,9	0,2
11.	105	4,5	1	3200	0,9	0,2
12.	110	4,3	1	3200	1	0,2
13.	115	4,2	1	3200	1	0,23
14.	120	4,1	1	3200	1	0,2
15.	125	4	1	3200	0,9	0,23
16.	130	4,5	1	3200	1	0,2
17.	135	4,3	1	3200	0,9	0,23
18.	140	4,2	1	3200	0,9	0,2
19.	100	4,1	1	3200	1	0,2
20.	110	4	1	3200	0,9	0,21
21.	120	4,5	1	3200	0,9	0,23

Форма отчета: студент предоставляет выполненное задание в тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие № 2

Тема: Расчет водно-шламовых схем

Цель: Ознакомление с методами расчета водно-шламовых схем

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнение: выполнить задания

Содержание задания

По ниже приведенному порядку выполняется расчет ВШС, исходными данными является сводная таблица качественно-количественной схемы обогащения.

Таблица 1

Сводная таблица качественно-количественной схемы обогащения

Наименование операций	Поступает в операцию					Удаляется из операции				
	№ п/п	продукт	У%	A ^{до} %	Qt/ч	№ п/п	продукт	У%	A ^{до} %	Qt/ч
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
подготовительное грохочение	1	Р.У.	100	31,5	400	2	0-25мм	26,15	35,16	104,6
						3	25-80мм	73,85	29,9	295,4
Итого:										
Дешламация	3	13-80мм	73,85	30,23	295,4	4	0-1мм	1,3	35,17	5,2
						5	1-13мм	2,24	35,16	8,96
						6	13-80мм	70,31	29,98	281,24
Итого:										
Обогащение	6	13-80мм	70,31	29,98	281,2	7	концентрат	48,77	20,19	195,08
					4	8	отходы	21,54	51,99	86,16
Итого:										
Обезвоживание концентрата	7	концентрат	48,77	20,19	195,0	9	концентрат	47,10	19,81	188,4
					8	10	ат	-	-	-
						11	К.С	1,67	31,04	6,68
							Н.С			
Итого:										
Обезвоживание отходов	8	отходы	21,54	51,99	86,16	11	Н.С	-	-	-
						12	К.С	-	-	-
						13	отходы	21,54	51,99	86,16
Итого:										
Магнитное обогащение	12	Н.С	1,67	31,04	6,68	16	Шлам	1,67	31,04	6,68
	11	Н.С				17	магнетит	-	-	-
Итого:	15									
Центрифугирование	5	1-13	2,24	35,16	8,96	18	1-13	2,13	35,05	8,52
						19	0-1мм	0,11	37,16	0,44
Итого:										
Сгущение	4	0-1	1,3	35,17	5,2	21	Об.вода	-	-	-
	16	шлам	1,67	31,04	6,68	22	шлам	3,08	33	12,32
Итого:	20									

РАСЧЁТ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ОПЕРАЦИЙ

I. Расчёт подготовительного грохочения:

1. Определяем количество воды поступающей с рядовым углем по формуле 2.1.:

$$W_1 = Q_1 n_1, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.1$$

$$n_1 = \frac{W_{t1}}{100 - W_{t1}} \quad 2.2$$

$$W_{t1} = 11 \div 14\%$$

6. Определяем дополнительное количество воды, подаваемое на мокрое подготовительное грохочение по формуле 2.3.:

$$L = Q_1 P_1, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.3$$

$$P_1 = 1.3 \div 1.5 \text{ м}^3/\text{т}$$

7. Определяем общее количество воды, поступающей на подготовительное грохочение

$$W_1' = W_1 + L, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.4$$

8. Определяем количество воды, уходящей с подрешётным продуктом по формуле 2.5.:

$$W_3 = Q_3 n_3, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.5$$

$$n_3 = \frac{W_{t3}}{100 - W_{t3}}$$

$$W_{t3} = 30 \div 40\%$$

9. Определяем общее количество воды, уходящей с подрешётным продуктом по формуле 2.6.:

$$W_2 = W_1' - W_3$$

II. Расчет операции дешламации:

1. Определяем дополнительное количество воды, подаваемое на дешламацию по формуле 2.3.:

$$L_2 = Q_3 P_3, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$P_3 = 0,4 \div 0,8, \text{ м}^3/\text{т}$$

2. Определяем общее количество воды, подаваемое на дешламацию

$$W_3' = W_3 + L_2, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.7$$

3. Определяем количество воды, уходящей с подрешётным продуктом по формуле 2.5

$$W_5 = Q_5 n_5, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_5 = \frac{W_{t5}}{100 - W_{t5}},$$

$$W_{t5} = 30 \div 40\%$$

$$W_6 = Q_6 n_6, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_6 = \frac{W_{t6}}{100 - W_{t6}},$$

$$W_{t6} = 30 \div 40\%$$

4. Определяем общее количество воды, уходящей с подрешётным продуктом:

$$W_4 = W_3' - (W_5 + W_6), \text{ м}^3/\text{ч} \quad \text{РАСЧЁТ ОСНОВНЫХ ОПЕРАЦИЙ} \quad 2.8$$

3. Определяем количество циркулирующей суспензии $\Delta = 1,68 \text{ кг/м}^3$; принимаем количество суспензии $2 \text{ м}^3/\text{т}$

$$W_{1,68} = Q_6 \cdot 2, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.9$$

9. Определяем концентрацию утяжелителя в суспензии при $S_p = 1,68 \text{ кг/м}^3$

$$c = \frac{\Delta - 1}{S - 1} \quad 2.10$$

S -плотность утяжелителя (магнетита) $S=4,6 \text{ т/м}^3$

10. Определяем количество воды в суспензии:

$$W_c = W_{1,68} \cdot (1 - c), \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.11$$

11. Определяем содержание магнетита:

$$q_6 = W_{1,68} \cdot c \cdot S, \text{ т/ч} \quad 2.12$$

12. Определяем расход оборотной воды

$$W_{об} = W_c - W_6, \text{ м}^3/\text{ч} \quad 2.13$$

$$W_{06} = L_3, \text{ м}^3/\text{ч}$$

13. Определяем количество воды и магнетита удаляемых с породой (принимаяем 0,5 м³/т)

$$W_n = Q_8 \cdot 0,5, \text{ м}^3/\text{ч}$$

14. Определяем количество воды в суспензии

$$W_8 = W_n \cdot (1 - c), \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$2,14$$

$$q_8 = W_n \cdot c \cdot S, \text{ т/ч}$$

$$2,16$$

15. Из уравнения баланса определяем количество воды и магнетита, удаляемых с концентратом:

$$W_7 = W_c - W_8, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_7 = q_6 - q_8, \text{ т/ч}$$

$$2,17$$

$$2,18$$

РАСЧЁТ ЗАКЛЮЧИТЕЛЬНЫХ ОПЕРАЦИЙ

IV. Расчет операции обезвоживания и отмывка суспензии от концентрата:

6. Определяем количество суспензии, удаляемой с концентратом:

$$W_k = W_{1,68} - W_n, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$2,19$$

7. Определяем количество кондиционной суспензии. Принимаем 85% от исходного:

$$W_{к.с} = W_k \cdot 0,85$$

$$2,20$$

$$W_{10} = W_{к.с} \cdot (1 - c), \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$2,21$$

$$q_{10} = W_{к.с} \cdot c \cdot S, \text{ т/ч}$$

8. Определяем количество воды, уходящей с концентратом 0,5 кг/т по формуле:

$$W_9 = Q_9 n_9, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_9 = \frac{W_{t9}}{100 - W_{t9}}$$

$$W_{t9} = 7 \div 9\%$$

$$W_{t9} = 9\%$$

$$q_9 = Q_9 \cdot \frac{0,5}{1000}, \text{ т/ч}$$

9. Определяем количество воды и магнетита в некондиционной суспензии. Для отмывки суспензии принимаем $P_7=0,8 \text{ т/м}^3$:

$$L_4 = W_{06} = Q_7 P_7, \text{ м}^3/\text{ч}$$

10. Определяем количество воды и магнетита, удаляемого с некондиционной суспензией:

$$W_{11} = (W_7 + L_4) - W_{10} - W_9, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{11} = q_7 - q_{10} - q_9, \text{ т/ч}$$

V. Расчет операции обезвоживания и отмывка суспензии от отходов:

1. Определяем количество кондиционной суспензии. Принимаем 85% от исходного

$$W^n_{к.с} = W_n \cdot 0,85, \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$W_{13} = W^n_{к.с} \cdot (1 - c), \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{13} = W^n_{к.с} \cdot c \cdot S, \text{ т/ч}$$

2. Определяем количество воды и магнетита, удаляемого с породой:

$$W_{14} = Q_8 n_{14}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_{14} = \frac{W_{t14}}{100 - W_{t14}}$$

$$W_{t14} = 13\%$$

$$q_{14} = Q_8 \cdot \frac{0,5}{1000}, \text{ т/ч}$$

3. Определяем количество воды и магнетита в кондиционной суспензии.

$$P_8=0,8 \text{ т/м}^3:$$

$$L_5 = W_{06} = Q_8 P_8, \text{ м}^3/\text{ч}$$

4. Из уравнения баланса определяем:

$$W_{12} = W_8 + L_5 - W_{13} - W_{14}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{12} = q_8 - q_{13} - q_{14}, \text{ т/ч}$$

VI. Расчет операции магнитное обогащение:

4. Определяем количество воды, поступающей на магнитное обогащение:

$$W_{15} = W_{11} + W_{12}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{15} = q_{11} + q_{12}, \text{ т/ч}$$

5. Определяем выход магнетита. Принимаем КПД сепаратора 0,998

$$q_{17} = q_{15} \cdot \eta, \text{ т/ч}$$

$$W_{17} = Q_{16} n_{17}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_{17} = \frac{W_{t16}}{100 - W_{t16}}$$

$$W_{t16} = 20\%,$$

6. Определяем количество воды и магнетита в шламе:

$$W_{16} = W_{15} - W_{17}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$q_{16} = q_{15} - q_{17}, \text{ т/ч}$$

VI. Расчет операции центрифугирования:

1. Определяем количество воды, уходящей с классом 1-13 мм по формуле

$$W_{18} = Q_{18} n_{18}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_{18} = \frac{W_{t18}}{100 - W_{t18}}$$

$$W_{t18} = 9\%,$$

2. Определяем количество воды, уходящей с классом 0-1 мм по формуле

$$W_{19} = W_5 - W_{18}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

VI. Расчет операции сгущения:

1. Определяем количество воды, поступающей на сгущение:

$$W_{20} = W_4 + W_{16} + W_{19}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

2. Определяем количество воды, уходящей со шламом

$$W_{22} = Q_{22} n_{22}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$n_{22} = \frac{W_{t22}}{100 - W_{t22}}$$

$$W_{t22} = 35\%$$

3. Определяем количество воды, уходящей с оборотной водой:

$$W_{21} = W_{20} - W_{22}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

Форма отчета: Студенты представляют для проверки рассчитанное задание.

Практическое занятие № 3

Тема: Расчет водопроводных сетей.

Цель: Ознакомление с методами расчета водопроводных сетей

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

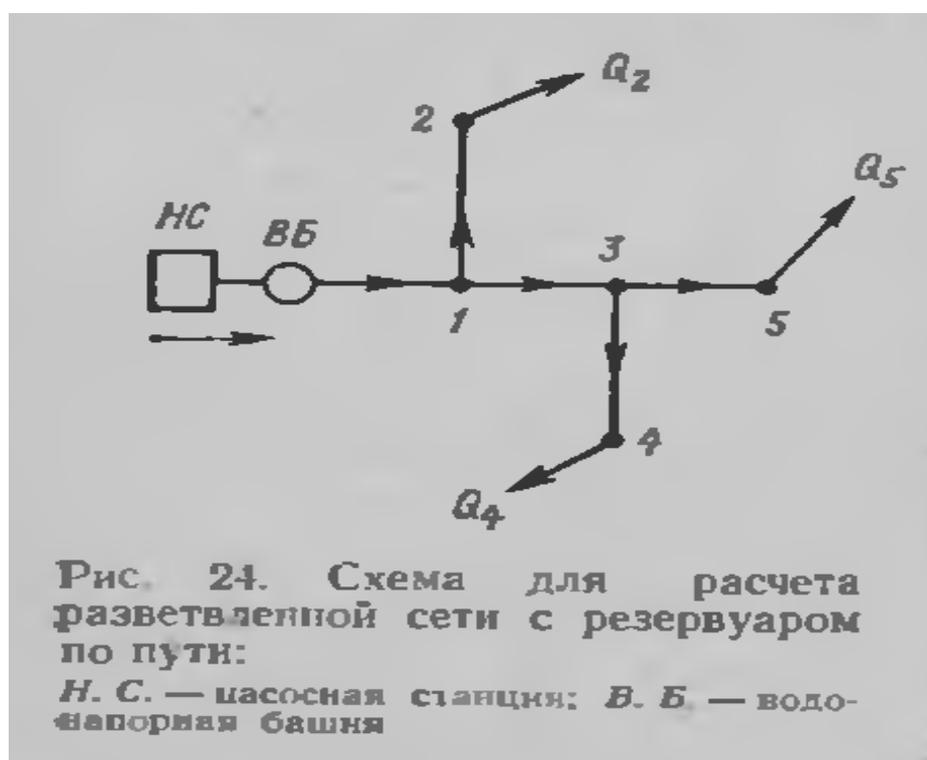
Содержание задания

Студент должен законспектировать теоретические основы практического занятия. Выполнить практическое задание. В конце занятия предоставить отчет.

Теоретические основы практического занятия

Гидравлический расчет водопроводных сетей выполняют с целью определения потерь напора в них и диаметров труб участков сети. Потери напора необходимо знать для определения высоты водонапорной башни и напора насосов. Водопроводная сеть должна быть рассчитана на случай наибольшего водопотребления и момент пожара, совпадающего по времени с моментом максимального водопотребления.

При расчете наружных производственных и хозяйственно-питьевых водопроводных сетей промышленных предприятий предполагают, что вода подается в виде сосредоточенных расходов. В начале расчета составляют схему сети, на которой намечают узловые точки, разделяющие сеть на отдельные участки. Узловыми считаются точки, в которых сеть разветвляется. Расчет производят по участкам. Расчетный расход Q_p воды для выбора диаметра труб, которые должны укладываться на рассчитываемом участке, определяют как сумму сосредоточенных расходов в конце участка и в узловых точках сети, расположенных далее по направлению движения воды, без учета потребностей пожаротушения. Эта сумма для рассматриваемого участка составляет транзитный расход. Расчетным расходом для водовода будет сумма расходов во всех узловых точках сети.



Так, например, на рис. 24 для участка 3—5 $Q_p = Q_5$; для участка 1—3 $Q_p = Q_5 + Q_4$, а для водовода $Q_p = Q_5 + Q_4 + Q_2$

Расчетный диаметр труб d_p (м) вычисляют по формуле расхода жидкости через поперечное сечение

$$d_p = \sqrt{\frac{4Q_P}{\pi v}}, \quad (4)$$

где v — скорость движения воды на участке, м/с.

Для труб диаметром до 350 мм рекомендуется скорость воды в пределах 0,6—1,0 м/с, а для труб большего диаметра от 1,1 до 1,5 м/с.

По d_p выбирают стандартную трубу диаметром $d_{ст}$, обеспечивающую пропуск расчетного расхода с действительной скоростью v_d , лежащей в указанных пределах. Действительная скорость: вычисляется по формуле (4) после замены в ней d_p на $d_{ст}$.

Потери напора в стальных и чугунных трубах рекомендуется определять по формулам ВНИИВодгео

$$i = 0.00107 \frac{v_d^2}{d_{ст}^{1,3}} \quad (\text{при } v_d \geq 1,2 \text{ м/с}) \quad (5)$$

$$i = 0.000912 \frac{v_d^2}{d_{ст}^{1,3}} \left(1 + \frac{0,867}{v_d}\right)^{0,2} \quad (\text{при } v_d < 1,2 \text{ м/с}) \quad (6)$$

Где i - потери напора на 1 м длины трубы.

Потери напора можно определить и по удельному сопротивлению. Подставив в формулу (5) v_d , выраженную по формуле (4) через Q_P и $d_{ст}$, получим:

$$i = 0.00107 \frac{v_d^2}{d_{ст}^{1,3}} = \frac{0,0017 \cdot 4^2 \cdot Q_P^2}{d_{ст}^{1,3} \cdot \pi^2 \cdot d_{ст}^4} = \frac{0,001736 \cdot Q_P^2}{d_{ст}^{5,33}}$$

Величина A называется удельным сопротивлением.

$$A = \frac{i}{Q_P^2}$$

Потери напора на данном участке сети

$$h = i \cdot l = A \cdot l \cdot Q_P^2 \quad (7)$$

где l — длина участка, м.

Практически расчет сетей производят по таблицам [19], составленным по формулам (5) и (6), в которых приведены i и A для труб разных диаметров.

Сопротивления, возникающие в фасонных частях и арматуре, т. е. местные сопротивления, при расчетах наружных водопроводных сетей или совсем не учитываются, так как они незначительны по сравнению с сопротивлениями от трения по длине трубопровода, или их принимают равными 5—10% от сопротивлений по длине.

Высота водонапорной башни $H_б$ (принимают от поверхности земли до дна бака) должна обеспечивать получение требуемого свободного напора $H_{св}$ в критической точке, т. е. точке, требующей наибольшего свободного напора. Высоту $H_б$ определяют по формуле:

$$H_б = z_a - z_б + H_{свн} + 1,1 \sum h \quad (8)$$

где z_a - отметка критической точки сети, м;

z_0 - отметка поверхности земли у водонапорной башни, м;

$H_{свн}$ - требуемый свободный напор в критической точке, м;

$1,1 \sum h$ — увеличенная на 10%, для учета местных сопротивлений, сумма потерь напора на всех участках сети от критической точки до водонапорной башни, м.

Напор H_n , который создают насосы станции 2-го подъема и показывают манометры на напорных патрубках насосов, определяют по формуле:

$$H_n = z_0 - z_{II} + H_0 + H_o + h_e \quad (9)$$

где z_{II} отметка оси насоса, м;

H_0 — расчетная высота водонапорного бака, м

h_e — потери напора в водоводе, м

Подобным образом по заданному свободному напору у очистных сооружений, по известным отметкам осей насосов и поверхности земли у очистных сооружений и вычисленным потерям напора в трубах определяется напор насосов станции 1-го подъема.

Бак водонапорной башни должен вмещать регулировочный объем и запас воды на тушение пожара в первые минуты его возникновения. Таким образом, объем бака

$$W = W_p + W_{II} \quad (10)$$

где W_p — объем регулировочной емкости, м³;

W_{II} — запас воды для тушения одного внутреннего и одного наружного пожара в течение 10 мин, м

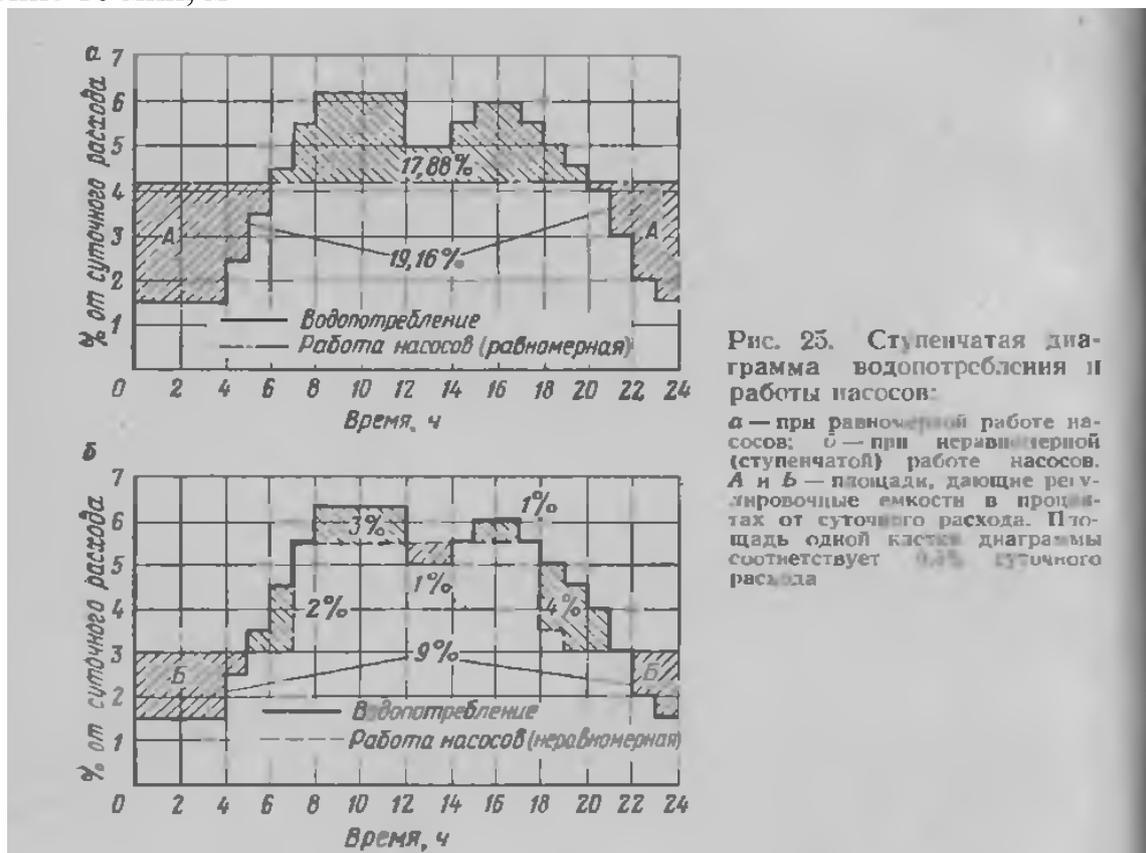


Рис. 25. Ступенчатая диаграмма водопотребления и работы насосов: а — при равномерной работе насосов; б — при неравномерной (ступенчатой) работе насосов. А и Б — площади, дающие регулировочные емкости в процентах от суточного расхода. Площадь одной клетки диаграммы соответствует 0,4% суточного расхода

Объем регулировочной емкости можно определить по ступенчатой диаграмме подачи и потребления воды (рис. 25), на которой он равен заштрихованной площади.

Расчет водопроводной сети заканчивается проверкой на пропуск пожарного расхода воды при максимальном хозяйственном расходе. Для этого увеличивают расчетные расходы по участкам на величину пожарного расхода, определяющего по нормам, вычисляют скорость движения воды по трубам и потери напора при увеличенном расходе и сравнивают их с допустимыми значениями.

Пример. Рассчитать тупиковую водопроводную сеть с резервуаром по пути для подачи производственной воды в цеха обогатительной фабрики. Схема сети приведена на рис. 24. Исходные данные для расчета приведены в табл. 5.

Таблица 5

Исходные данные для расчета

узловые точки и точки водопотребления	Геодезические отметки точек водопотребления z , м	Сосредоточенные расходы воды v и Q , л/с	Требуемые свободные напоры в точках водопотребления $H_{св}$, м	Участки сети	Длина l участков, м
5	$z_5 = 196$	$Q_5 = 115$	$H_{св5} = 15$	5-3	80
4	$z_4 = 193$	$Q_4 = 925$	$H_{св4} = 17$	4—3	100
3	-	-	-	3-1	70
2	$z_2 = 192$	$Q_2 = 25$	$H_{св2} = 20$	2—1	50
1	-	-	-	I-В. Б.	400
В. Б.	$z_6 = 200$	-	-	В. Б.— II. С.	1000
Н. С.	$z_{н.с.} = 190$	-	-	—	—

Решение.

1. Определяем расчетные расходы Q_p для участков сети, начиная с участков 5—3 и 4—3. наиболее удаленных от водонапорной башни.

Участки	Расход Q_p , л/с
5-3	115
4-3	925
3-1	1010
2-1	25
1 - В.Б.	1065
В. Б.-Н. С	1065

2. Для каждого участка сети:

вычисляем расчетные диаметры d_v труб по формуле (4);

выбираем трубы чугунные стандартного диаметра по ГОСТу;

вычисляем действительную скорость v_a движения воды по формуле (4);

вычисляем потери напора по формуле (5) и (6);

При вычислении d_p по формуле (4) принимаем $v = 1$ м/с.

Численные величины подставлены в формулы только для одного участка, а для остальных участков представлен конечный результат (табл 6).

3. Вычисляем высоту водонапорной башни по формуле (8) для всех точек водопотребления:

По точке 5

$$H_6 = z_5 - z_6 + H_{cвн} + 1,1 \sum h = 196 - 200 + 15 + 1,1(0,484 + 0,13 + 0,793) = 12,5477$$

По точке 4

$$H_6 = z_4 - z_6 + H_{cвн} + 1,1 \sum h = 193 - 200 + 17 + 1,1(0,150 + 0,131 + 0,793) = 11,1814$$

По точке 2

$$H_6 = z_2 - z_6 + H_{cвн} + 1,1 \sum h = 192 - 200 + 20 + 1,1(0,294 + 0,793) = 13,1957$$



Точка 2 — диктующая, которая требует водонапорную башню наибольшей высоты. Принимаем высоту водонапорной башни 13,5 м.

4. Выбираем насосы по каталогу по требуемой подаче Q_H и требуемому напору H_H

$$Q_H = 1,065 \text{ м}^3/\text{с} = 3800 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Требуемый напор определяем по формуле (9)

$$H_H = z_6 - z_H + H_6 + H_0 + h_e = 200 - 190 + 13,5 + 3 + 1,98 = 28,48 \text{ м}$$

Если один насос не обеспечивает требуемую подачу, то устанавливают параллельно несколько насосов.

Задание. Рассчитать тупиковую водопроводную сеть с резервуаром по пути для подачи производственной воды в цеха обогатительной фабрики. Схема сети приведена на рис. 24. Исходные данные для расчета приведены в табл. 5.

Таблица 5

Исходные данные для расчета

узловые точки и точки водопотребления	Геодезические отметки точек водопотребления z , м	Сосредоточенные расходы воды в и точках водопотребления Q , л/с	Требуемые свободные напоры в точках водопотребления $H_{св}$, м	Участки сети	Длина l участков, м
5	$z_5 = 194$	$Q_5 = 110$	$H_{св5} = 15$	5-3	80
4	$z_4 = 191$	$Q_4 = 920$	$H_{св4} = 17$	4—3	100
3	-	-	-	3-1	80
2	$z_2 = 190$	$Q_2 = 20$	$H_{св2} = 20$	2—1	50
1	-	-	-	I-В. Б.	400
В. Б.	$z_6 = 198$	-	-	В. Б.— II. С.	1000
Н. С.	$z_{Н.С.} = 170$	-	-	—	—

Расчет задания вести аналогично порядку, приведенному в примере. В отчете представить чертеж сети, порядок расчета и таблицу Диаметры труб и потери напора по участкам.

Форма отчета: В отчете представить чертеж сети, порядок расчета и таблицу Диаметры труб и потери напора по участкам.

Таблица 6

Диаметры труб и потери напора по участкам

Участки сети	$d_p = \sqrt{\frac{4Q_p}{\pi v}}$, м	$d_{ст}$, мм	$v_d = \frac{4Q_p}{\pi d_{ст}^2}$, м/с	Потери напора $h = i \cdot l$	
				при $v_d \geq 1,2$ м/с	при $v_d < 1,2$ м/с
				$i = 0,00107 \frac{v_d^2}{d_{ст}^{1,3}}$	$i = 0,000912 \frac{v_d^2}{d_{ст}^{1,3}} \left(1 + \frac{0,867}{v_d}\right)^{0,2}$
5-3	$\sqrt{\frac{4 \cdot 0,115}{3,14 \cdot 1}} = 0,378$	350	$\frac{4 \cdot 0,115}{3,14 \cdot (0,35)^2} = 1,2$	$0,00107 \frac{(1,2)^2}{(0,35)^{1,3}} = 4,84$	-----
4- 3	1,085	1000	1,18	-----	$0,000912 \frac{(1,18)^2}{1^{1,3}} \left(1 + \frac{0,867}{1}\right)^{0,2} = 0,150$
3-1	0,150	1000	1,32	0,131	-----
2-1	0,178	200	0,8	-----	0,294
1-В.Б.	1,165	1000	1,36	0,793	-----
В. Б.-Н. С	1,165	1000	1,36	1,98	-----

Практическое занятие № 4

Тема: Расчет внутренних водопроводных сетей.

Цель: Ознакомление с методами расчета внутренних водопроводных сетей;

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Студент должен законспектировать теоретические основы практического занятия. В конце занятия ответить на контрольные вопросы. Выполнить графическое задание на миллиметровой бумаге (чертеж Регулятор давления прямого действия)

Методические указания

Расчет внутреннего водопровода имеет конечной целью определить диаметры труб и потребный напор для бесперебойного водоснабжения всех потребителей в здании. Расчет выполняется в следующей последовательности.

На аксонометрической или расчетной схеме сеть разбивается на расчетные участки. Предварительно — определяется расчетная точка, за которую принимается самый удаленный от ввода и высоко расположенный водоразборный прибор. За расчетные участки принимаются участки сети, на которых расход воды не изменяется, т.е. между двумя ответвлениями. Расчетные участки обозначаются цифрами от расчетного прибора до присоединения ввода к наружной сети, причем расчетная линия обозначается против движения воды. Расчет ведется в табличной форме.

Таблица 1.1

Расчет внутренней водопроводной сети

Расчетный участок	Длина участка, м	Число приборов, N	Вероятность действия приборов, P	$N \cdot P$	α	Расход одного прибора, q_0^c л/с	
1	2	3	4	5	6	7	
Расчетный расход, q^c л/с			Диаметр, d мм	Скорость, V м/с	Удельная потеря напора, мм	Потеря напора на участке, мм	Примечания
хозяйственно-питьевой	пожарный	суммарный					
8	9	10	11	12	13	14	15

Длина расчетных участков определяется по масштабу на плане здания или аксонометрической схеме. Для стояков она принимается в зависимости от высоты этажа.

Высота нижней подводки к водоразборным приборам принимается 200-400 мм от пола.

Число приборов N определяется по расчетной или аксонометрической схеме. Для каждого участка величина N означает: к какому количеству приборов подается вода через этот участок. Очевидно, что с каждой последующей строкой таблицы число приборов будет возрастать, а на вводе оно будет равно общему числу приборов в здании.

Графы 4-10 табл.1.1 относятся к определению расчетных расходов воды на участках водопроводной сети.

При расчете внутренней водопроводной сети, так же как и при расчете других сетей, за расчетный расход принимается максимальный секундный расход воды на расчетном участке.

Расчет водопровода включает определение расчетного расхода воды, диаметра, скорости движения воды и потерь напора на каждом расчетном участке, подбор водомера и определение требуемого напора, обеспечивающего подачу воды в диктующую точку.

Внутренние водопроводные сети сооружают из стальных труб. На прямых участках стыки стыки соединяют муфтами на короткой резьбе, сгонами на длинной резьбе или сваркой (рис 28). Сгоны применяют для устройства разъемных соединений.

Фасонные части (фитинги) изготавливают из стали (ГОСТ 8964—59) или ковкого чугуна (ГОСТ8943—59) (рис.29). С их помощью устраивают повороты ответвления и переходы от труб одного диаметра к трубам другого диаметра.

При монтаже внутренних водопроводных сетей трубы следует прокладывать прямолинейно и параллельно стенам здания так чтобы протяженность трубопровода была наименьшей чтобы трубы не загромождали стен, не портили вида помещений и были доступны для осмотра и ремонтов.

В зависимости от назначения и степени благоустройства здания применяют два способа прокладки труб: открытый и скрытый. На обогатительных фабриках применяют открытую прокладку по стенам, колоннам и балкам, и фермам под потолком или у пола.

Для внутренних водопроводных сетей применяют следующую арматуру:

водоразборную арматуру вентильного типа (краны всевозможных назначений), с медленным закрыванием для предохранения от гидравлических ударов и разбрызгивания воды;

запорную арматуру (вентили, задвижки) для выключения отдельных участков сети и регулирования подачи воды в производственные агрегаты;

регулирующую и предохранительную арматуру (редукционные, предохранительные и обратные клапаны) для предотвращения повышения давления в трубах сверх допустимого и для пропуска потока воды только в заданном направлении;

специальную арматуру, (спринклерные и дренчерные головки, фонтанные наконечники и т. п.). применяют в установках для автоматического тушения пожара в помещениях повышенной пожарной опасности, наконечники применяют в питьевых установках.

Расчет внутренней сети начинается с построения аксонометрической схемы, на которой намечают расчетные участки. Расчетными участками считают участок трубопровода между двумя ответвлениями. Расчет производят по участкам в следующем порядке:

1 Устанавливают расчетные расходы по участкам. При расчете производственного внутреннего водопровода обогатительным фабрикам расчетные расходы определяют по шламовой схеме.

2 Выбирают расчетное направление, за которое принимают линию от наиболее высокорасположенной и наиболее удаленной точки водопотребления до водомера на вводе в здание, т. е. линию по которой сумма потерь напора вероятно будет наибольшей.

3. Пользуясь таблицами для гидравлического расчёта труб [19] выбирают трубы, обеспечивающие пропуск расчетного расхода при допустимых скоростях движения воды. Для хозяйственно-питьевых водопроводов допускаются для стояков и магистралей скорости 1,5 м/с на отведениях к отдельным точкам водопотребления скорости до 2,5 м/с. Для производственного водопровода допускаются скорости до 1,2 м/с. При пропуске пожарного расхода по внутренним сетям допускается скорость до 3 м/с. В производственных зданиях высотой до 50 м расход воды на внутреннее пожаротушение принимается из расчета действия двух струй по 2,5 л каждая, а высотой более 50 м - восьми струй по 5 л каждая

1. На аксонометрической схеме сети выбирают расчетное направление от ввода до диктующего водоразборного устройства и определяют длины расчетных участков между узловыми точками.

2. Определяют расчетные расходы на всех расчетных участках.

3. Назначают диаметры труб на расчетных участках, исходя из наиболее экономичных скоростей движения воды.

4. Определяют требуемый напор, м, по формуле:

$$H_{\text{тр}} = H_{\text{г}} + \sum h + H_{\text{р}}$$

где $H_{\text{г}}$ – геометрическая высота расположения диктующего водоразбора над уровнем земли; $\sum h$ – сумма потерь напора во внутренней сети на расчетном направлении от места присоединения ввода до диктующего водоразбора; $H_{\text{р}}$ – рабочий (свободный) напор у диктующего водоразбора (табл. 2).

Таблица 2. Эквиваленты для некоторых водоразборных устройств

Водоразборное устройство	Эквивалент $N_{\text{э}}$	Расход воды q_0 в	Свободный напор H в	Диаметр подводки d в
--------------------------	---------------------------	---------------------	-----------------------	------------------------

		л/с	м, не менее	мм
Кран у раковины		0,2		
Питьевой фонтанчик	0,17	0,035	2-5	10-15
Кран у писсуара: настенного лоткового на 1 пог.м	0,17 0,3	0,035 0,06		10-15 10-15
Кран у умывальника		0,07		10-15
Гигиенический душ	0,35	0,07		10-15
Кран у лабораторной раковины	0,5	0,1		10-15
Смывной бачок	0,5	0,1		10-15
Душ в квартирах	0,67	0,14		
Душ в групповых установках		0,2	2-5	
Кран у мойки	1-1,5	0,2-0,3		15-20
Смеситель у ванны	1,5	0,3	3-5	
Банный кран		0,4		
Кран смывной у унитаза	6-7	1,2-1,4	5-7	

Сумма потерь напора определяется по формуле:

$$\sum h = h_{\text{вв}} + h_{\text{вод}} + h_{\text{т}} + h_{\text{м}}$$

где $h_{\text{вв}}$ и $h_{\text{т}}$ – потери напора на трение по длине соответственно ввода (от наружной сети до водомера) и расчетного направления (от водомера до диктующего водоразбора); $h_{\text{вод}}$ – потери напора в водомере; $h_{\text{м}}$ – потери напора на местные сопротивления, принимаемые в процентном отношении от $h_{\text{т}}$:

В системах хозяйственно-питьевого водопровода	30 %
В системах объединенного хозяйственно-питьевого и противопожарного водопровода	20 %
В системах противопожарного водопровода	10 %

Потери напора на трение определяются по формуле:

$$h = i \cdot l$$

где i – удельные потери напора на трение (гидравлический уклон) в м на 1 пог. м; l – длина расчетного участка трубопровода в м.

Рабочий (свободный) напор у водоразборных устройств различен: например, у водоразборных кранов, смесителей, поплавковых клапанов смывных бачков не менее 2 м, у лабораторных водоструйных насосов 10 м, у спринклеров и дренчеров 5 м, у «кафедры» водной терапии 30–40 м, у пожарных кранов 6–20 м, у газовых водонагревателей 4 м.

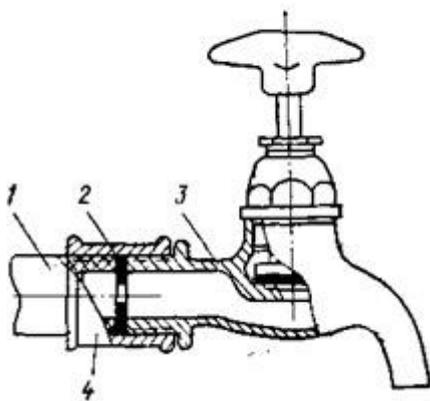


Рис. 30. Установка диафрагмы у разборного крана: 1 – подводка; 2 – дисковая диафрагма (латунная); 3 – корпус крана; 4 – соединительная муфта.

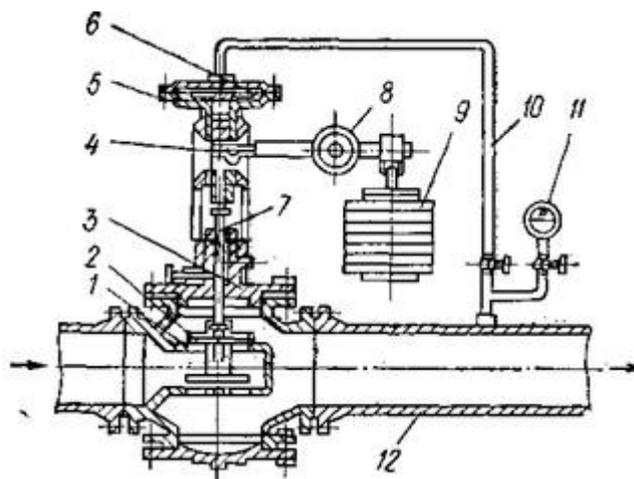


Рис. 31. Регулятор давления прямого действия: 1 – седло клапана; 2 – двухседельный клапан с разгруженными золотниками; 3 – корпус; 4 – рычаг; 5 – мембранная головка регулятора; 6 – кордированная мембрана; 7 – шток; 8 – передвижной груз (для подстройки); 9 – съемный груз (для начальной настройки); 10 – импульсная труба; 11 – манометр; 12 –

Контрольные вопросы

1. Из чего состоит расчет внутреннего водопровода?
2. Что такое режим водопотребления?
3. Как назначаются диаметры на расчетных участках?
4. Основное назначение гидравлического расчета водопровод-ной сети.
5. Из чего слагаются потери напора в сети?

Форма отчета: Студенты представляют для проверки теоретическую основу занятия, ответы на контрольные вопросы и графическую часть задания выполненную на миллиметровой бумаге.

.Практическое занятие № 5

Тема: Расчет трубопроводов.

Цель: Освоение методики расчета трубопроводов

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание: Студент должен выполнить самостоятельно практическое задание. Определить диаметры и потери давления по длине для трубопроводов холодной и горячей воды.

Исходные данные для расчета:

Длина каждого трубопровода $L = 10,0$ м.

Расчетный расход горячей воды – 3,66 л/с или 0,00366 м³/с.

Расчетный расход холодной воды – 3,16 л/с или 0,00316 м³/с.

Методические указания

Минимальный диаметр трубопровода d_{min} , м, при расчетном секундном расходе

q , л/с. Задаем начальную скоростью воды в трубе $v = 1$ м/с.

Для трубопровода горячей воды:

$$d_{min} = \sqrt{\frac{4 \cdot q}{\pi \cdot v}}$$

q – расход воды, м³/с.

v – скорость воды в трубе, м/с.

$$d_{min} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0.00366}{3.1415 \cdot 1}} = 0,0683, \text{ м или } 68,3 \text{ мм}$$

Расчетная скорость в трубопроводе с учетом уменьшения диаметра трубопровода за счет коэффициента эквивалентной шероховатости – 0,13 мм

$$v = \frac{4 \cdot q}{\pi \cdot d_{тр}^2}$$

$d_{тр}$ - внутренний диаметр трубы, м.

$$v = \frac{4 \cdot 0.00366}{3.1415 \cdot (0.06724)^2} = 1,03 \text{ м/с}$$

Согласно ГОСТ 3262, обыкновенные диаметры трубопроводов принимаются для горячей воды $D_y=65$ мм, $D_{тр}=75,5$ мм, $d_{тр}=67,5$ мм.

Число Рейнольдса

$$Re = \frac{v d_{тр}}{\nu}$$

где ν – кинематическая вязкость жидкости при заданной температуре, $\text{м}^2/\text{с}$.

$$Re = \frac{1.03 \cdot 0.06724}{0.000004} = 173267$$

Расчет коэффициента гидравлического трения:

$$\lambda = 0.11 \cdot \left(\frac{\Delta}{d_{тр}} + \frac{68}{Re} \right)^{0.25}$$

где:

Δ – коэффициент эквивалентной шероховатости внутренней поверхности трубы, мм.

$$\lambda = 0.11 \cdot \left(\frac{0,00013}{0,0675} + \frac{68}{173267} \right)^{0.25} = 0,0241$$

Линейные потери давления по длине в трубопроводах, м:

$$h_1 = \lambda \frac{L v^2}{d_{тр}^2 2g}$$

где: g – ускорение свободного падения, $9,80665 \text{ м/с}^2$.

$$h_1 = 0.0241 \frac{10 \cdot 1.03^2}{0.06724^2 \cdot 2 \cdot 9,80665} = 0.19 \text{ м}$$

Расчет для трубопровода холодной воды:

$$d_{min} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,00316}{3,1415 \cdot 1}} = 0,0634 \text{ или } 63,4$$

$$v = \frac{4 \cdot 0,00316}{3,1415 \cdot 0.06724^2} = 0,89 \text{ м/с}$$

$$Re = \frac{0,89 \cdot 0.06724}{0,0000015} = 39892$$

$$\lambda = 0.11 \cdot \left(\frac{0,00013\Delta}{0,0675} + \frac{68}{39892} \right)^{0.25} = 0,027$$

$$h_1 = 0,027 \frac{10 \cdot 0,89^2}{0.06724^2 \cdot 2 \cdot 9,80665} = 0,16 \text{ м}$$

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №6

Тема: Расчет канализационных сетей.

Цель: Освоение методики расчета канализационной сети.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Содержание задания

Студент должен законспектировать теоретические основы практического занятия. Принять участие в коллективном разборе задания. Произвести самостоятельный расчет канализационной сети (индивидуальные задания).

Ответить на контрольные вопросы.

Теоретическая основа занятия. Канализация - совокупность инженерных сооружений и мероприятий, предназначенных для приема в местах образования, транспортирования к очистным сооружениям, очистки и обеззараживания сточных вод, а также утилизации полезных веществ, содержащихся в них, и выпуска очищенных вод в водоем. Сточными называют воды, которые в результате использования для хозяйственных и производственных нужд получили дополнительные примеси, изменившие их свойства. В зависимости от происхождения сточные воды подразделяются на три категории: хозяйственно-бытовые, производственные, атмосферные (дождевые).

Хозяйственно-бытовые сточные воды образуются в результате хозяйственной деятельности человека и делятся на две группы:

- хозяйственно, поступающие из раковин, моек, умывальников, ванн, душевых, прачечных, бань;

- фекальные, поступающие из туалетов и загрязненные в основном физиологическими отбросами. Хозяйственно-бытовые сточные воды могут содержать минеральные, органические и бактериальные загрязнения.

Производственные сточные воды образуются в результате использования водопроводной и оборотной воды в производственных процессах обогатительных фабрик и других промышленных предприятий.

Производственные сточные воды по составу очень разнообразны. В зависимости от характера производства они могут содержать в различных пропорциях минеральные и органические загрязнения, а также различные ядовитые вещества и болезнетворные бактерии. Производственные сточные воды обогатительных фабрик представляют собой мокрые хвосты, переливы сборников и желобов пульпы, а также воды от смыва просыпанного сухого материала, после промывки оборудования и емкостей для сбора пульпы и т. д. Хозяйственно-бытовые и производственные сточные воды подлежат обязательной очистке перед сбрасыванием в водоем. Атмосферные (дождевые) сточные воды образуются в результате смыва пыли, мусора и т. п. выпадающими атмосферными осадками с поверхности территории населенного пункта или промышленного предприятия. Атмосферные сточные воды содержат в большей степени минеральные и в меньшей степени органические загрязнения и могут сбрасываться в водоемы без

очистки. При организации канализационных сетей используют два вида схем — общесплавную и раздельную. Общесплавной называется канализация, единая канализационная сеть которой предназначена для отведения на очистные сооружения сточных вод всех категорий. Раздельной называется канализация, у которой различные виды сточных вод отводятся по самостоятельным канализационным сетям. На обогатительных фабриках, как правило, применяют раздельную канализацию сточных вод. Это вызвано тем, что производственные сточные воды можно во многих случаях использовать повторно без предварительной очистки. Канализационная система любого объекта включает в себя следующие основные элементы: - внутренние канализационные сети зданий; - наружные дворовые канализационные сети; - наружные уличные самотечные канализационные сети; - насосные станции и напорные трубопроводы; - очистные сооружения; - выпуски очищенных сточных вод в водоем. Все производственные сточные воды обогатительных фабрик, кроме мокрых хвостов, которые транспортируются в хвостохранилища для очистки, возвращаются в процессы обогащения без очистки. Для сбора таких сточных вод на обогатительных фабриках устраивается внутренняя канализационная сеть, которая включает в себя дренаж по всей фабрике. Сточная вода по дренажным канавам поступает в специальные сборники (дренажные или аварийные зумпфы), вместимость которых должна быть достаточной для приема пульпы, выпускаемой из машин. Из дренажных зумпфов сточные воды насосами или эрлифтами подаются в соответствующие точки технологического процесса или направляются в наружную канализационную сеть. Производственные сточные воды, подлежащие очистке, собираются в коллектор, обычно называемый хвостовой канавой, и выводятся самотеком в сборник, который может находиться внутри здания фабрики или за пределами здания. Из сборника производственные сточные воды транспортируются в хвостохранилище или к месту очистки насосами и системой гидротранспорта.

Методика расчета канализационной сети обогатительной фабрики.

Исходные данные:

Пример расчета:

1. Определяем секундную производительность канализации:
 Рассчитать трубопровод для внутренней общесплавной канализации обогатительной фабрики. Суточная производительность сточных вод $Q = 400$ м³/сут; расчетное заполнение труб 100 %; коэффициент неравномерности водопотребления 1,3.

$$Q_{сек} = \frac{400}{3600 \cdot 24} = 4,63 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$$

2. Определяем максимальный секундный расход, учитывая коэффициент неравномерности водопотребления ($k=1,3$):

$$Q_{сек_{max}} = 1,3 \cdot 4,63 \cdot 10^{-3} = 6,02 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$$

3. Принимаем среднюю скорость движения воды в трубе $V = 0,6$ м/сек ($0,6 \div 0,8$ л/сек).

4. Зная скорость, определяем площадь сечение трубы:

$$Q_{сек} = F \cdot V \Rightarrow F = \frac{Q_{сек}}{V}$$

$$F = \frac{6,02 \cdot 10^{-3}}{0,6} = 0,01 \text{ М}^2$$

5. Вычисляем диаметр трубы:

$$d = \sqrt{\frac{4F}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,01}{3,14}} = 0,113 \text{ м} = 113 \text{ мм}$$

Принимаем $d_{ст} = 100$ мм.

6. Вычисляем действительную скорость воды при нормальном расходе

$$V = \frac{Q_{сек}}{F} = \frac{4,63 \cdot 10^{-3}}{0,0078} = 0,59 \text{ м/с}$$

$$F = \frac{\pi d^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,1^2}{4} = 0,0078 \text{ М}^2$$

7. Определяем гидравлический радиус

$$R = \frac{F}{P} = \frac{7,8 \cdot 10^{-3}}{3,14 \cdot 0,1} = 0,025 \text{ мм}$$

$$p = \pi \cdot V \text{ (м)}$$

8. Определяем необходимый уклон по формуле Шейзи:

$$V = C \sqrt{R \cdot Y}$$
$$Y = \frac{V^2}{C^2 \cdot R} = \frac{0,59^2}{43^2 \cdot 0,025} = 0,0073$$

где: C – коэффициент для чугунных труб;

R – гидравлический радиус;

Y – уклон.

$$C = \frac{1}{0,025} \cdot R^{1/6}$$

Задания для самостоятельной работы студентов и ответы представлены в табл.4.

Таблица 4 – Исходные данные для расчета канализационной сети обогатительной фабрики

№ варианта	Q , м ³ /сут	κ	V_{cp} , м/с	№ варианта	Q , м ³ /сут	κ	V_{cp} , м/с
1	400	1,3	0,7	5	800	1,3	0,7
2	500	1,3	0,7	6	900	1,3	0,7
3	600	1,3	0,7	7	1000	1,3	0,6
4	700	1,3	0,7	8	450	1,3	0,6
9	550	1,3	0,6	15	500	1,3	0,8
10	650	1,3	0,6	16	600	1,3	0,8
11	750	1,3	0,6	17	700	1,3	0,8
12	850	1,3	0,6	18	800	1,3	0,8
13	950	1,3	0,6	19	900	1,3	0,8
14	400	1,3	0,8	20	1000	1,3	0,8

Контрольные вопросы к занятию:

2. Что называется канализацией.
3. Что называется сточными водами. Виды сточных вод.
4. Что входит в состав производственных стоков обогатительных фабрик.
5. Что называется общесплавной и раздельной канализационной системой.
6. Основные элементы, входящие в канализационную систему.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие № 7

Тема: Составление схем оборотного водоснабжения обогатительных фабрик

Цель: Научиться составлять схемы оборотного водоснабжения обогатительных фабрик

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Студент должен законспектировать теоретические основы практического занятия. Принять участие в коллективном разборе задания. На миллиметровой бумаге формата А3 выполнить чертеж схемы оборотного водоснабжения обогатительных фабрик, чертеж должен соответствовать требованиям ЕСКД

Теоретические основы практического занятия

Необходимость очистки и обработки воды в системах оборотного водоснабжения определяется:

- требованиями, предъявляемыми потребителями к качеству и свойствам вода;
- данными лабораторных анализов природной и оборотной воды, предназначенной к использованию;
- результатами исследования технологических свойств вода (термостабильность, биогенность и коррозионность), на моделях или в производственных условиях;
- опытом эксплуатации аналогичных систем, использующих воду данного (или аналогичного) источника водоснабжения.

Таблица 1.3

Требования к качеству пресных вод, используемых для охлаждения очистки газов и обогащения полезных ископаемых

Показатели	Вода 1 категории при температурах охлаждения продукта или стенки теплообменника, С			Вода 2 категории	Вода 3 категории
	До 80	80-400	>400		
Температура, С, не более	25-38	28-40	40-45	Не нормируется	25-30
Содержание взвешенных веществ, мг/л	20-30	20-30	20-30	1000 при гравитационных процессах, 50 при флотации	150-200
Содержание масел и смолообразных продуктов (эфирорастворимых), мг/л, не более	10-20	10-20	10-20	Не нормируется	
Запах, в баллах, не	3	3	3	3	4

более					
Цветность, градусы платинокобальтовой шкалы	Не нормируется				
pH	-	-	7.2-8.5	-	-
Жесткость общая, мэкв/л	Не нормируется	7	5	Не нормируется	
Жесткость карбонатная, мэкв/л	2,5-3	2-2,5	1,5	То же	
Щелочность общая, мэкв/л	3.5-4	3-3.5	2-2.5	>	
Общее содержание солей, мг/л	2000	1300	800	>	
Содержание, мг/л:					
Хлоридов (Cl ⁻)	350	250	150	>	
Сульфатов (SO ₄ ²⁻)	500	350	250	>	
Железа (Fe ³⁺)	1-4	1-4	1-4	>	
Ионов тяжелых металлов	Не нормируется				
Поверхностно-активных веществ	Не нормируется				

Окисляемость перманганатная, мг О2/л	10-15	10-15	10-15	10 фторации при	Не нормируется
БПКполи, мг О2/л	15-20	15-20	15-20	Не нормируется	
Содержание биогенных компонентов- фосфора и азота мг/л	0.5	1.5	2.5	То же	

Чтобы правильно выбрать способ обработки загрязненной оборотной воды, необходимо знать стабильный состав воды по каждому загрязнителю (или по сумме загрязнителей). В общем случае такой состав можно установить на основании мгновенного материального баланса загрязнителей (обычно тех или иных солей при условии, что они не разлагаются и не кристаллизуются):

$$dG = C_0 \cdot (Q_{исп} + Q_{ун} + Q_{прод}) dt - C \cdot (Q_{ун} + Q_{прод}) dt \quad (1.13)$$

где

dG - прирост количества соли или другого лимитирующего загрязнителя, или их суммы в течение бесконечно малого времени работы оборотной системы;

C_0 - концентрация соли в воде, добавляемой в систему; C - текущая (мгновенная) в каждый данный момент времени средняя концентрация соли в системе;

$Q_{исп}$ - потери воды в единицу времени в оборотной системе на испарение (при этом концентрация соли в системе возрастает);

$Q_{ун}$ - потери в результате уноса и разбрызгивания;

$Q_{прод}$ - потери воды от продувки (сброса части воды из системы);

количество воды, добавляемой в систему:

$$Q_{исп} + Q_{ун} + Q_{прод} = Q_d$$

Определение концентрации C_0 иногда затрудняется тем, что в систему часто добавляют (рис.1.3) не только воду из естественного источника $Q_{ист}$, но и сточные воды $Q_{ст}$, часть продувочных и другие воды, содержащие тот же принятый для расчета загрязнитель. Уравнение (1.13) представляет собой баланс не только основного цикла I (рис.1.3 показан сплошными линиями) без возврата воды продувки этого цикла, причем $Q_{ст}=0$. В этом случае

$$Qd = Q_{уст.} \text{ и } C_0 = C_{уст.}$$

Количество соли в оборотной системе в любой момент времени составляет $G = V \cdot c$,

где V - объем вода оборотной системы;
 Q - расход воды в оборотной системе; a - продолжительность так называемого полного оборота воды.

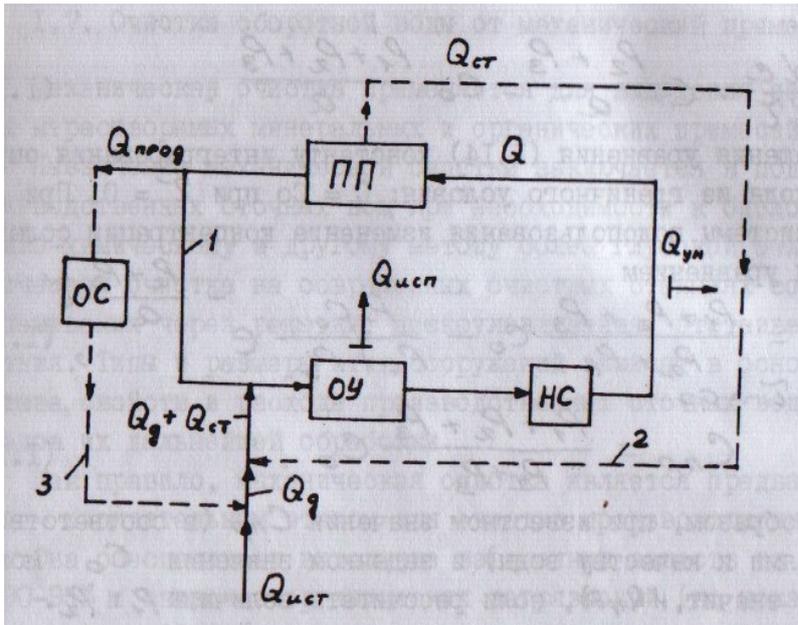


Рис.1.3

ПП - производство; ОУ - охладительные установки; ОС - очистные сооружения; НС - насосная станция; 1 - основной цикл водооборота с расходом воды Q ; 2 - встречающийся в практике вариант сброса загрязненных сточных вод $Q_{ст}$ в оборотную систему; 3 - возможный цикл очистки и возврата воды продувки основного цикла

С учетом этих параметров уравнение (1.13) можно привести к виду

$$a \cdot Q \cdot dc = C_0 \cdot (Q_{исп} + Q_{ун} + Q_{прод}) d\tau - C \cdot (Q_{ун} + Q_{прод}) d\tau$$

откуда

$$\frac{dc}{d\tau} = C_0 \frac{Q_{исп} + Q_{ун} + Q_{прод}}{a \cdot Q} - C \frac{Q_{ун} + Q_{прод}}{a \cdot Q}$$

Абсолютные величины потерь воды можно заменить относительными величинами (в долях)

$$P_1 = \frac{Q_{исп}}{Q} \quad P_2 = \frac{Q_{ун}}{Q} \quad P_3 = \frac{Q_{прод}}{Q}$$

Тогда

$$\frac{dc}{d\tau} + c \frac{P_1 + P_2}{a} = C_0 \frac{P_1 + P_2 + P_3}{a} \quad (1.14)$$

Для решения уравнения (1.14) константу интегрирования определяют, исходя из граничного условия: $C = C_0$ при $\tau=0$. При замыкании системы водопользования изменение концентрации солей описывается уравнением

$$C = \frac{P_1 + P_2 + P_3}{P_2 + P_3} C_0 - \frac{P_1 \cdot C_0}{P_2 + P_3} \cdot e^{-\frac{P_2 + P_3}{a} \tau} \quad (1.15)$$

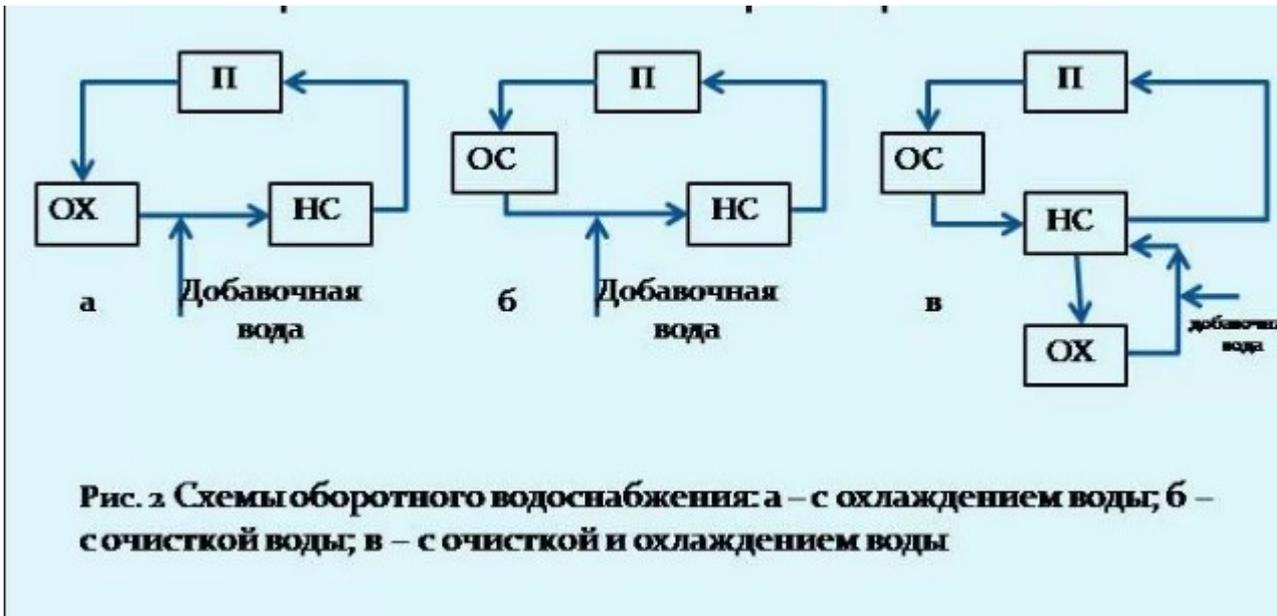
откуда

при $\tau \rightarrow \infty$

$$C_{np} = \frac{P_1 + P_2 + P_3}{P_2 + P_3} C_0 \quad (1.16)$$

Таким образом, при известном значении C_{np} (в соответствии с требованиями к качеству воды) и заданном значении C_0 можно найти P_3 (а значит, и $Q_{прод}$), если рассчитать величины P_1 и P_2 . Основная задача заключается в том, чтобы довести до нулевого значения величину продувки P_3 , правильно выбрав способ обработки (очистки) воды или ее части в оборотной системе. Анализ уравнения (1.15) показывает существенную зависимость времени достижения близкого к предельному значению, величины C от показателя a , т.е. от объема воды V , поэтому оборотные системы большого объема позволяют позже, считая от момента замыкания цикла, начинать очистку добавляемой в систему воды. Так называемое среднее время пребывания солей в системе при этом возрастает. В соответствии с необходимостью повторного или многократного использования воды важное значение имеет умение оценить возможность применения продувочных вод данной оборотной системы в другие производства, для которых требования к качеству воды понижены. Иногда воду открытого (незамкнутого) использования после соответствующей обработки применяют в замкнутых системах промышленного водопотребления. В частности, очищенные и обезвреженные городские стоки широко применяют в таких системах.

Создание замкнутого водоиспользования экономически целесообразно, поскольку вместо двух блоков очистки воды (в системах сточных вод и подготовки природных вод) можно использовать один.



Форма отчета: Студенты представляют для проверки теоретическую основу, выполненную графическую часть на миллиметровой бумаге.

Практическое занятие № 8

Тема: Основы расчета бункеров

Цель: Освоение методики расчета бункеров

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Изучить приведённый пример и произвести расчет бункеров

Пример:

Исходные данные: Определить число обезвоживающих бункеров n при производительности фабрики по обезвоживаемому продукту $Q=200$ т/ч, емкость одного бункера $q=200$ т, время загрузки бункера $t_1=1$ ч, время отстаивания (обезвоживания) $t_2=5$ ч, время разгрузки и зачистки бункера $t_3+t_4=1$ ч. Процесс обезвоживания в бункере происходит циклически.

Продолжительность полного цикла T (ч) определяется по формуле:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \quad (4)$$

где t_1 – время заполнения бункера, ч; t_2 – время отстаивания (обезвоживания), ч; t_3 – время выгрузки обезвоженного продукта, ч; t_4 – время очистки бункера. Период полного цикла обезвоживания по исходным данным составит $T=7$ час.

За время T фабрика выдает $G = Q \cdot T$ (т) обезвоживаемого материала, где Q – производительность фабрики по обезвоживаемому продукту, т/ч.

Потребное число n бункеров:

$$n = \left\lceil \frac{G}{q} = \frac{Q \cdot T}{q} = \frac{Q(t_1 + t_2 + t_3 + t_4)}{q} \right\rceil;$$

где q – емкость одного бункера, т. Учитывая возможную неравномерность работы фабрики, обычно принимают 1-2 запасных бункера сверх расчетного:

$$n = \frac{G}{q} = \frac{Q \cdot T}{q} = \frac{Q(t_1 + t_2 + t_3 + t_4)}{q} + (1 - 2), \text{ бункера}$$

Так как емкость одного бункера определяется по формуле

$$q = Q \cdot t_1, \text{ т}$$

то, заменяя в формуле (5) q его значением, получим

$$n = \frac{t_1 + t_2 + t_3 + t_4}{t_1} + (1 - 2) = \frac{T}{t_1} + (1 - 2), \text{ бункера.}$$

Число бункеров

$$n = \frac{T}{t_1} + (1 - 2) = \frac{7}{1} + (1 - 2) = 8 - 9, \text{ бункеров}$$

Обслуживание бункеров должно проводиться по определенному кольцевому графику. Для удобства построения графика желательно, чтобы число часов работы фабрики в сутки было кратно периоду полного цикла T .

Задания для самостоятельной работы представлены в табл. 2.

Таблица 2 – Исходные данные для расчета обезвоживающего бункера

№ варианта	$Q, \text{ т/ч}$	$q, \text{ т}$	$t_1, \text{ ч}$	$t_2, \text{ ч}$	$t_3, \text{ ч}$	$t_4, \text{ ч}$
1	200	150	1	5	1	0,5
2	250	180	1	4	1	0,5
3	300	200	1	5	1	0,5
4	100	50	1	6	1	0,5
5	150	80	1	4	1	0,5
6	120	50	1	5	1	0,5
7	240	200	1	4	1	0,5
8	100	80	1	6	1	0,5
9	150	100	1	4	1	0,5
10	200	140	1	7	1	0,5
11	250	200	1	5	1	0,5
12	260	180	1	5	1	0,5
13	280	200	1	5	1	0,5
14	200	100	1	4	1	0,5
15	250	120	1	6	1	0,5
16	300	200	1	7	1	0,5
17	100	50	1	5	1	0,5
18	150	80	1	5	1	0,5
19	120	50	1	5	1	0,5
20	75	50	1	5	1	0,5

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие № 9

Тема: Основы расчета питателей

Цель: Освоение методики расчета питателей

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Содержание задания

Изучить методические указания и произвести расчет согласно варианту задания.

Методические указания

Производительность Q [т/ч] ленточного и пластинчатого питателей:

$$Q = 3600 B h v \rho_n \Psi,$$

где B — ширина ленты, м; h — высота слоя материала на ленте, м; v — скорость движения ленты, м/с; ρ_n — насыпная плотность материала, т/м³; $\Psi = 0,75 \div 0,8$ — коэффициент заполнения ленты транспортируемым материалом.

Производительность Q [т/ч] качающегося и вибрационного питателей

$$Q = 60 B h n S \rho_n \Psi,$$

где B — ширина лотка, м; h — толщина слоя материала на лотке, м; n — частота колебаний лотка, мин⁻¹ (для качающегося питателя $n = 20 \div 60$ мин⁻¹); S — ход лотка, м; Ψ — коэффициент заполнения лотка материалом (для качающегося питателя $\Psi = 0,65 \div 0,75$, для вибрационного $\Psi = 0,6 \div 0,7$).

Производительность Q [т/ч] тарельчатого питателя

$$Q = 60 V n \rho_n,$$

где V — объем материала, снимаемого за один оборот, м³; n — частота вращения стола, мин⁻¹.

Объем V [м³] снимаемого материала

$$V = \pi h (D_0^2 - 2d^2 + Dd) / 12,$$

где h — высота усеченного конуса, м; D_0 — диаметр основания усеченного конуса, м; d — диаметр усеченной части конуса, м; D — диаметр тарелки (стола), м.

Частоту n [с⁻¹] вращения тарелки (стола) выбирают с соблюдением условия

$$n < \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{gf}{r}},$$

где g — ускорение свободного падения, м/с²; f — коэффициент трения частицы по столу; r — радиус стола, м.

Исходные данные для выполнения расчетов приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1

№ варианта	1	2	3	4	5	6	7
Производительность питателя Q , т/ч	28	32	18	24	10	26	30
Длина бункера L , м	6	5	7	5	8	5	6
Насыпная плотность материала ρ_n , кг/м ³	1200	600	1600	800	400	110	2700
Высота засыпки материала в бункере H , м	3	4	5	4	4,5	5	3
Угол естественного откоса материала φ , град	42	38	44	40	39	41	42
Высота расположения шиберной заслонки h , м	0,2	0,15	0,25	0,3	0,32	0,19	0,3
Коэффициент полезного действия привода $\eta_{пр}$	0,85	0,9	0,92	0,8	0,86	0,9	0,8
Диаметр ролика D_p , м	0,04	0,05	0,04	0,04	0,03	0,04	0,06
Диаметр цапфы $d_{ц}$, м	0,01	0,015	0,01	0,016	0,01	0,015	0,2

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие № 10

Тема: Расчет складов

Цель: Освоение методики расчета складов

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Содержание задания

Изучить методические указания и произвести расчет согласно варианту задания.

Методические указания

Вместимость складов. Склады на обогатительных фабриках устраиваются для обеспечения непрерывной работы фабрики при длительных перерывах в подаче исходного сырья или при отгрузке продуктов обогащения, а также для усреднения сырья и концентратов.

Хранение прибывающей с рудника крупнокусковой руды на складах неудобно вследствие затруднительной разгрузки склада. Поэтому если рудник выдает руду в кусках больших размеров (свыше 300 мм), то обычно перед поступлением на склад ее подвергают крупному, а иногда и среднему дроблению. На флотационных и магнитообогатительных фабриках, как правило, следует проектировать склады крупнодробленой руды перед корпусом среднего и мелкого дробления. Общий запас дробленой руды на

фабрике в складах и аккумулирующих бункерах при 7- и 6-дневной неделе должен быть не менее 1,5-суточной, а при 5-дневной рабочей неделе не менее 3-суточной производительности фабрики (главного корпуса).

Склады концентратов на обогатительных фабриках устраиваются в тех случаях, когда концентраты приходится отправлять на далекие расстояния или когда необходимо их усреднение. Если концентрат используется на предприятии, расположенном рядом с обогатительной фабрикой, то склады концентрата при фабрике обычно не устраивают. В этом случае необходимый запас концентрата создается в бункерах или на складах самого предприятия.

Вместимость складов определяется в зависимости от длительности возможных перерывов при доставке полезного ископаемого на обогатительную фабрику и при подаче вагонов или другого транспорта для отправки готовых продуктов. При обогащении углей, подлежащих рассортировке, на склад направляется несортированный уголь. Склады сортовой продукции для таких углей не устраиваются. Вместимость складов угля принимается в зависимости от местных условий, при этом должна предусматриваться возможность расширения склада. Склады руды согласно практике проектирования института Механобр допускаются в районах Крайнего Севера, однако включение их в проект требует в каждом случае специального технико-экономического обоснования. Допускается строительство складов для концентратов рудно-обогатительных фабрик с максимальной вместимостью 5-15-суточной производительности фабрики по отгружаемой продукции, причем меньшая цифра относится к фабрикам большой, а большая — к фабрикам малой производительности. Запас груженых контейнеров должен быть не меньше массы маршрутного состава отправляемого с фабрики.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие № 11

Тема: Выбор и расчет центробежных насосов.

Цель: Освоение методики выбора и расчета центробежных насосов

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Содержание задания

1. Выполнить расчет рабочего колеса центробежного насоса по индивидуальному заданию

Таблица 1

Исходные данные для расчета рабочего колеса центробежного насоса

№ варианта	Назначение насоса	Подача $Q, \text{ м}^3 / \text{ч}$	Напор, м	Частота вращения $n, \text{ мин}^{-1}$	Температура жидкости $t, \text{ }^\circ\text{C}$	Количество ступеней
1.	Питательный	100	580	3000	20	10

2.	Питательный	200	130	3000	20	5
3.	Питательный	320	160	1500	20	5
4.	Питательный	500	85	1000-	20	4
5.	Питательный	1000	95	1000	20	5
6.	Питательный	1000	180	1500	20	5
7.	Питательный	250	1980	3000	20	13
8.	Питательный	270	1650	3000	20	13
9.	Питательный	380	2030	3000	20	11
10.	Питательный	160	50	3000	20	10
11.	Питательный	800	55	1500	20	5
12.	Питательный	500	140	3000	20	10
13.	Питательный	5000	90	600	20	5
14.	Питательный	8500	90	700	20	5
15.	Питательный	50	40	1500	20	4
16.	Питательный	60	50	2900	20	5
17.	Питательный	120	60	2800	20	5
18.	Питательный	200	130	3000	20	13
19.	Питательный	320	160	1500	20	13
20.	Питательный	500	85	1000	20	11
21.	Питательный	1000	95	1000	20	10
22.	Питательный	1000	180	1500	20	5
23.	Питательный	1000	180	1500	20	5

Методические указания

Для расчета имеем следующие исходные данные:

- назначение насоса -
- подача насоса Q , м³/с;
- напор насоса H , м;
- частота вращения вала насоса n , об/мин;
- температура перекачиваемой среды t , °С;
- число параллельных потоков в насосе i_Q ;
- число ступеней насоса i_H ;

1 Подача рабочего колеса Q_1 м³/с:

$$Q_1 = Q / i_Q$$

2 Напор рабочего колеса (РК) H_1 , м:

$$H_1 = H / i_H$$

3 Коэффициент быстроходности насоса n_s :

$$n_s = 3.65 \cdot n \cdot \frac{\sqrt{Q_1}}{H_1^{3/4}}$$

4 Угловая скорость ω , рад/с:

$$\omega = \frac{\pi \cdot n}{30}$$

5 Приведенный диаметр РК $D_{1пр}$, мм:

$$D_{1пр} = (4,0 \div 4,5) \cdot \sqrt[3]{\frac{Q_1}{n}}$$

6 Гидравлический КПД насоса η_{Γ} , м:

$$\eta_{\Gamma} = 1 - \frac{0,42}{(\lg D_{1\text{пр}} - 0.172)^2}$$

7 Теоретический напор насоса H_{Γ} , м:

$$H_{\Gamma} = H_1 / \eta_{\Gamma}$$

8 Объемный КПД насоса η_o ;

$$\eta_o = \frac{1}{1 + 0,68 \cdot n_s^{-2/3}}$$

9 Теоретическая подача Q_{Γ} , м³/с:

$$Q_{\Gamma} = Q_1 / \eta_o$$

10 Механический КПД $\eta_{\text{д.т}}$, учитывающий дисковое трение:

$$\eta_{\text{д.т}} = \frac{1}{1 + \frac{820}{n_s^2}}$$

11 Механический КПД $\eta_{\text{МПС}}$ Учитывающий потери на трение подшипниках и сальниках:

$$\eta_{\text{МПС}} = 0,95 \div 0,98.$$

12 Общий КПД насоса η :

$$\eta = \eta_{\Gamma} \cdot \eta_o \cdot \eta_{\text{д.т}} \cdot \eta_{\text{МПС}}$$

13 Мощность насоса N , кВт:

$$N = \frac{\rho \cdot Q \cdot H \cdot g}{\eta \cdot 1000},$$

Форма отчета: Студенты представляют для проверки рассчитанные индивидуальные задания.

Практическое занятие № 12

Тема: Выбор и расчет поршневых насосов.

Цель: Освоение методики расчета поршневых насосов

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Содержание задания

1. Изучить порядок расчета поршневых насосов.

2. Выполнить практическое задание

Основные параметры, характеризующие работу поршневых насосов: производительность, потребляемая мощность и напор.

Производительность (подача, расход) – объем среды, перекачиваемый насосом в единицу времени. Обозначается буквой Q и имеет размерность м³/час, л/сек, и т.д. В величину расхода входит только фактический объем перемещаемой жидкости без учета обратных утечек. Отношение теоретического и фактического расходов выражается величиной объемного коэффициента полезного действия:

Однако в современных насосах, благодаря надежной герметизации трубопроводов и соединений, фактическая производительность совпадает с теоретической. В большинстве случаев подбор насоса идет под конкретную систему трубопроводов, и величина расхода задается заранее.

Напор – энергия, сообщаемая насосом перекачиваемой среде, отнесенная к единице массы перекачиваемой среды. Обозначается буквой H и имеет размерность метры. Стоит уточнить, что напор не является геометрической характеристикой и не является высотой, на которую насос может поднять перекачиваемую среду.

Потребляемая мощность (мощность на валу) – мощность, потребляемая насосом при работе. Потребляемая мощность отличается от полезной мощности насоса, которая затрачивается непосредственно на сообщение энергии перекачиваемой среде. Часть потребляемой мощности может теряться из-за протечек, трения в подшипниках и т.д. Коэффициент полезного действия определяет соотношение между этими величинами.

Предлагается следующая последовательность расчета, методику которого можно распространить также и на насосы иных типов.

Исходными данными являются частота вращения n , эффективная (полезная) подача $Q_{эф}$, давление нагнетания p_n и величины объёмного η_o и механического $\eta_{мех}$ КПД.

1 По заданной эффективной подаче $Q_{эф}$ определяется теоретическая (расчетная) подача Q_T .

$$Q_T = Q_{эф}/\eta_o$$

2 Исходя из заданной частоты вращения n , определяют рабочий объем насоса q

$$q = Q_T/n$$

Для поршневых (плунжерных) гидромашин изменение рабочей камеры за один оборот описывается выражением:

$$q = fhz = \frac{\pi d^2}{4} hz = \frac{\pi d^2}{4} 2ez$$

где

f, d – площадь поршня (цилиндра), и его диаметр;

h - ход поршня, $h=2e$;

z - суммарное количество поршней во всех рядах

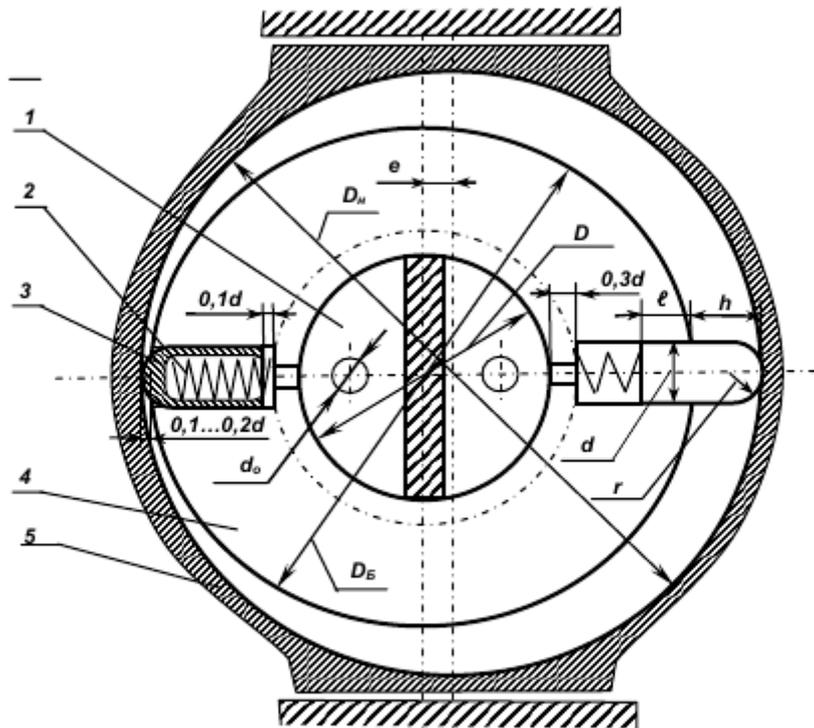


Рисунок 1.2 Расчетная схема роторной радиально-поршневой ОГМ

При определении значений параметров, входящих в уравнение (1.3) учитываются конструктивные особенности элементов, образующих рабочую камеру и данные практики. В частности, число цилиндров z_i в одном ряду (в одной плоскости) выбирают от 5 до 11 (влияет на диаметр поршня d). Число рядов k цилиндров - от одного до трех и редко - до пяти.

(Для машин с несколькими циклами работы за один оборот, при определении рабочего объёма эту кратность необходимо учитывать)

3 Далее из уравнения определяется диаметр поршня :

$$d = \sqrt{\frac{4q}{\pi zh}} = \sqrt[3]{\frac{4q}{\pi zi}}$$

где $i = h/d$ - конструктивный параметр (обычно $i = 1 \dots 1,5$).

Вычисленное значение d округляется до ближайшего значения по действующим ГОСТам, а значение h - до ближайшего четного числа миллиметров, обеспечивая при этом минимальные расхождения требуемого и полученного значений q .

4 При применении цилиндрического золотника распределение осуществляется через выполненные в цапфе окна, с которыми при вращении блока поочередно соединяются рабочие камеры через отверстия в доньшках цилиндров. Через осевые каналы эти окна соединяются с всасывающей и нагнетающей магистралями (для насоса). При расчете сечения каналов исходят из допустимой скорости потока жидкости во всасывающих каналах, которая для

самовсасывающих насосов $v_{\text{доп}} = 3 \dots 4$ м/с, в ГМ с подпиткой - до $v_{\text{доп}} = 6$ м/с.

$$d_o \geq 2 \sqrt{\frac{Q}{\pi \cdot v_{\text{доп}}}}$$

Задание Насос перекачивает воду с подачей Q , м³/мин (табл. 1.2). Диаметр всасывающего тракта d_1 , мм, нагнетательного – d_2 , мм. Манометр на всасывающем тракте показывает разрежение p_1 , мм рт. ст., на нагнетательном – избыточное давление p_2 , кгс/см². Расстояние по вертикали между манометрами 40 см. Пренебрегая потерями на трение и местные сопротивления, определить напор, развиваемый насосом.

Таблица 1.2

Варианты задания

№	Q	d ₁	d ₂	p ₁	p ₂	№	Q	d ₁	d ₂	p ₁	p ₂	№	Q	d ₁	d ₂	p ₁	p ₂
1	15,3	300	300	160	4,4	11	8,0	250	350	135	3,3	21	12,4	230	360	105	3,5
2	6,3	240	340	180	3,7	12	10,2	260	350	120	3,2	22	13,1	220	340	185	2,2
3	12,6	240	360	105	4,4	13	14,6	260	370	160	3,5	23	8,4	260	400	150	2,6
4	10,9	260	350	195	3,1	14	13,8	280	390	140	2,5	24	12,3	220	320	120	2,1
5	11,4	230	340	135	3,5	15	11,0	260	340	115	3,5	25	10,5	230	310	140	3,4
6	15,9	240	330	150	2,6	16	6,6	230	310	130	2,3	26	14,1	260	390	195	2,4
7	7,0	220	380	160	2,1	17	13,9	220	330	190	4,8	27	15,8	290	380	160	4,6
8	9,8	290	400	110	3,2	18	14,8	210	400	125	3,1	28	9,9	280	380	195	2,8
9	9,4	290	320	175	3,6	19	11,9	260	300	115	2,1	29	9,4	240	300	130	4,9
10	8,2	300	300	170	2,6	20	6,4	250	310	160	3,2	30	12,0	270	340	190	2,9

Форма отчета: Студенты представляют для проверки конспект и расчеты, выполненные по заданиям в рабочих тетрадях для практических занятий

Практическое занятие № 13

Тема: Расчет ленточных конвейеров для осуществления технологических процессов обогащения

Цель: приобретение практического опыта расчета ленточных конвейеров для осуществления технологических процессов обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Содержание задания

1. Изучить теоретические основы занятия
2. Изучить условия задачи.
3. Выполнить задание

Теоретические основы занятия

2.2.1. Производительность

Производительность ленточного конвейера определяется по выражению:

$$Q = 3600 \cdot F \cdot V \cdot \gamma, \text{ т/ч}, \quad (2.27)$$

где F - теоретическая площадь поперечного сечения струн материала, м^2 ;
 V - скорость движения ленты, м/с ;
 γ - плотность материала в насыпке, т/м^3 .

Теоретическая площадь струн материала в общем случае находится замером по чертежу поперечного сечения груза. Ее можно подсчитать и аналитически.

Для плоской ленты /2/

$$F = 0,16 \cdot B^2 \cdot \text{tg}(0,5\rho), \text{ м}^2, \quad (2.28)$$

где B - ширина ленты;

ρ - угол естественного откоса материала.

Для желобчатой ленты (с применением трехроlikовой опоры) /2/

$$F = 0,16 \cdot B^2 \cdot \text{tg}(0,5\rho) + 0,16 \cdot B^2 \text{tg}\alpha - 0,25a^2 \times \text{tg}\alpha, \text{ м}^2, \quad (2.29)$$

где α - угол наклона боковых роликов;

a - длина ролика, м .

Длина ролика a принимается пропорциональной ширине B . Поэтому можно считать $a = k \cdot B$, где k - коэффициент пропорциональности, равный 0,35...0,45, в среднем $k = 0,4$.

С учетом выражений (2.28) и (2.29) зависимость (2.27) может быть представлена в виде

$$Q = c \cdot B^2 \cdot V \cdot \gamma, \text{ т/ч}, \quad (2.30)$$

где c - коэффициент производительности, который для плоской ленты равен:

$$c = 576 \cdot \text{tg}(0,5\rho), \quad (2.31)$$

а для желобчатой -

$$c = 576 \cdot [\text{tg}(0,5\rho) + \text{tg}\alpha] - 900 k^2 \text{tg}\alpha, \quad (2.32)$$

Для наклонных ленточных конвейеров высота слоя материала в плоскости сечения, нормальной к поверхности ленты, получается меньше, чем на горизонтальном конвейере. Поэтому производительность наклонных конвейеров сравнительно с горизонтальными рекомендуется уменьшить при углах $10^\circ \dots 15^\circ$ на 5...10%, а при углах $15^\circ \dots 18^\circ$ на 10...15% /2/.

Необходимая ширина ленты по условию обеспечения заданной производительности

$$B = \sqrt{\frac{Q}{cV\gamma}}, \text{ м} \quad (2.33)$$

Полученная по данной формуле ширина ленты округляется до большей ближайшей стандартной величины (0,8; 1; 1,2 м - для подземных конвейеров).

Необходимая ширина ленты по условию размещения кусков материала равна:

для рядового материала

$$B \geq 2a_{\text{max}}^1 + 200, \text{ мм},$$

(2.34)

для сортированного материала

$$B \geq 3,3a_{\text{cp}}^1 + 200, \text{ мм}, \quad (2.35)$$

где a_{max}^1 и a_{cp}^1 - соответственно наибольший и средний размер куска, мм .

Пример. Определить производительность по углу ленточного конвейера с желобчатой формой грузовой ветви.

Исходные данные:

- ширина ленты $B = 1\text{ м}$;
- угол наклона боковых роликов $\alpha = 30^\circ$;
- плотность угля в насыпке $\gamma = 0,85\text{ т/м}^3$;
- скорость движения ленты $V = 2\text{ м/с}$.

По формуле 2.32 определяем коэффициент производительности

$$c = 576 \cdot [\text{tg}(0,5 \cdot 30^\circ) + \text{tg}30^\circ] - 900 \cdot 0,4^2 \cdot \text{tg}30^\circ = 403$$

Согласно выражению (2.30) производительность

$$Q = 403 \cdot 1^2 \cdot 2 \cdot 0,85 = 687\text{ т/ч.}$$

Форма отчета: Студенты представляют для проверки рассчитанное задание.

Практическая работа № 14

Тема: Выбор и расчет пластинчатых конвейеров для осуществления технологических процессов обогащения

Цель: приобретение практического опыта выбора и расчета пластинчатых конвейеров для осуществления технологических процессов обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Содержание задания

1. Изучить условия задачи.
2. Выполнить задание

Исходные данные. Исходными данными для проекторочного расчёта пластинчатого конвейера является вид груза (штучный, насыпной, навалочный, длинномерный) и по физико-механические (масса, размеры, насыпная плотность, угол естественного откоса): производительность; параметры трассы (углы наклона и длины характерных участков).

Задача расчёта состоит в выборе скорости полотна и типа настила, определении его геометрических размеров (ширины, высоты бортов), сил натяжения тягового элемента в характерных точках трассы и мощности привода, выборе типоразмеров тягового элемента, электродвигателя и передаточного механизма.

При поверочном расчёте кроме данных, указанных выше, задаются характеристики предварительно выбранного конвейера и проверяется его соответствие заданным условиям использования.

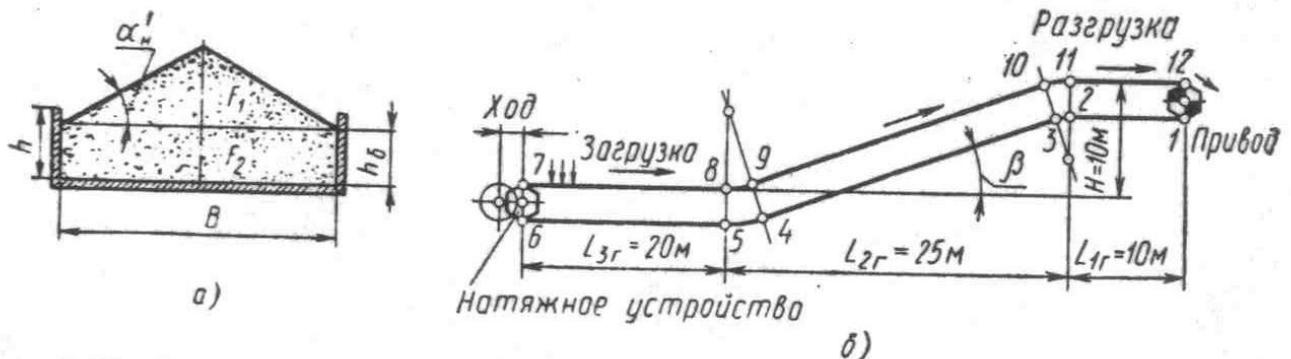


Рис. 2.35. Схемы для расчета пластинчатых конвейеров:

a — поперечное сечение насыпного груза на настиле с бортами; *б* — схема трассы

Определение скорости полотна. Скорость полотна пластинчатых конвейеров выбирают с учётом следующих соображений. С её повышением увеличивается производительность, уменьшаются размеры полотна, масса и стоимость конвейера, но возрастают неравномерность движения, динамические нагрузки и износ тяговых цепей. Поэтому при длиннозвенным цепях с шагом 250...400 мм, малом числе зубьев звёздочек ($z = 6...8$) и катках на подшипниках скольжения скорость стационарных пластинчатых конвейеров общего назначения применяют относительно небольшой - в пределах 0,1...0,4 м/с.

Для конвейеров с короткозвенными цепями и катками на подшипниках качения, используемых в горно-рудной и угольной промышленности, допустимо увеличение скорости до 1...1,25 м/с.

Скорость конвейеров, предназначенных для выполнения технологических операций (охлаждения, сушки, сортирования и др.) или встроенных в определённый транспортно-технологический поток, выбирают с учётом времени выполнения операции, технологии работ или ритма потока. Так, скорость конвейеров для охлаждения отливок принимают в пределах 0,01...0,1 м/с, пластинчатых питателей 0,05...0,2 м/с. А для планочных и прутковых конвейерных устройств сельскохозяйственных машин, работающих редко и кратковременно, наоборот, принимают высокие скорости (до 4...5 м/с), в зависимости от конкретных условий эксплуатации.

Выбор типа настила и определение его ширины. Тип настила выбирают в зависимости от вида груза, его свойств и заданного максимального угла наклона конвейера.

Для штучных грузов используют настилы всех видов, но предпочтительны плоские, как более лёгкие и дешёвые. При больших углах наклона применяют плоские настилы с поперечными рёбрами жёсткости, удерживающими грузы от сползания.

Для насыпных грузов тип настила выбирают с учётом заданного угла β наклона конвейера и угла трения β' груза о настил. Транспортирование грузов без существенного снижения производительности обеспечивается при следующих наибольших углах наклона конвейера:

$$\text{при гладком настиле } \beta_{\partial} = \beta' - (6...9)^{\circ}; \quad (2.66)$$

$$\text{при волнистом настиле } \beta_{\partial} = \beta' - (3...5)^{\circ}; \quad (2.67)$$

при коробчатом настиле $\beta_{\partial} = 35^{\circ}$.

Меньшее значение в скобках - для настилов с бортами, большее - без бортов. Заданный угол наклона конвейера при гладком и волнистом настилах должен также удовлетворять условию

$$\beta_{\partial} \leq \alpha'_n - (7...10)^{\circ}, \quad (2.68)$$

где α'_n - угол естественного откоса груза в движении ($\alpha'_n = 0,7 \cdot \alpha_n$, где α_n - угол естественного откоса груза в покое).

Если эти условия не соблюдаются, транспортирование насыпного груза при углах наклона до 60° , но с существенным снижением производительности

можно обеспечить при использовании коробчатого настила с высокими перегородками.

Ширину настила для единичных штучных грузов выбирают с учётом их габаритных размеров, способа укладки и числа единичных грузов, размещаемых по ширине настила.

Производительность (т/ч) конвейера с учётом размещения насыпного груза на настиле (по схеме рис. 2.35, а) определяют по выражению

$$Q = 3600 \cdot (F_1 + F_2) \cdot v \cdot \rho = 3600 \cdot (0,25 \cdot B^2 \cdot k_n + B \cdot h_6) \cdot v \cdot \rho, \quad (2.69)$$

где F_1 и F_2 - площади поперечного сечения груза, м² (см. рис. 2.35, а); v - скорость движения настила конвейера, м/с; ρ - насыпная плотность груза, кг/м³; k_n - безразмерный коэффициент, учитывающий уменьшение площади поперечного сечения груза на наклонном участке конвейера и связность груза:

$$k_n = C_2 \cdot \operatorname{tg} \alpha'_n = C_2 \cdot \operatorname{tg}(0,4 \cdot \alpha_n); \quad (2.70)$$

здесь C_2 - коэффициент, равный 1 для горизонтальных конвейеров и 0,9 - для конвейеров с углом наклона $\beta > 20^\circ$; h_6 - высота слоя груза у бортов, м ($h_6 = 0,65 \dots 0,75h$, где h - высота бортов).

Исходя из этого выражения, ширина (м) настила

$$B = \sqrt{\frac{Q}{900 \cdot v \cdot \rho \cdot k_n} + \frac{2 \cdot h_6^2}{k_n}} - \frac{2 \cdot h_6}{k_n}. \quad (2.71)$$

Форма отчета: Студенты представляют для проверки рассчитанное задание.

Практическое занятие № 15

Тема: Расчет скребковых конвейеров для осуществления технологических процессов обогащения

Цель: приобретение практического опыта расчета скребковых конвейеров для осуществления технологических процессов обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Содержание задания

1. Изучить теоретические основы занятия
4. Изучить условия задачи.
5. Выполнить задание

Теоретические основы занятия

Теоретическая производительность Q_T скребкового конвейера определяется зависимостями, общими для всех транспортных устройств непрерывного действия.

При неподвижном пункте загрузки:

$$Q_T = 3600 \cdot F \cdot V \cdot \gamma, \text{ т/ч}, \quad (2.1)$$

где F - площадь поперечного сечения транспортируемого материала на желобе (рештаке) линейной секции конвейера, м^2 ;

V - скорость движения материала, м/с .

Площадь поперечного сечения транспортируемого материала может быть определена по расчетным схемам (рис. 2.1).

При определении максимальной производительности считают, что желоб загружен до краев (рис.2.1,а), а площадь направляющих не учитывают (рис.2.1,б). При этом

$$F = F_1 + F_2, \text{ м}^2. \quad (2.2)$$

В некоторых случаях для увеличения F устанавливают дополнительный борт с завальной стороны (рис. 2.1,в).

Если борт отстоит далеко (рис. 2.1,г), то

$$F = F_1 + F_2 + 0.5F_3, \text{ м}^2. \quad (2.3)$$

При этом учитывают, что материал, расположенный в зонах F_1 и F_2 , движется со скоростью, равной скорости движения цепи. В зоне F_3 материал имеет половинную скорость от скорости движения цепи, а материал, расположенный ниже линии AA , практически не участвует в движении.

Более просто теоретическая производительность конвейера может быть определена как:

$$Q_T = 3600 \cdot F_p \cdot V \cdot \gamma \cdot \psi, \text{ т/ч}, \quad (2.4)$$

где F_p - площадь поперечного сечения желоба (рештака), м^2 ;

ψ - коэффициент заполнения.

Коэффициент ψ учитывает наличие в струе материала цепей и скребков, а также порционность волочения. Например, для горизонтальных забойных конвейеров обычно принимают $\psi = 0.6$. Причем, на значения данного коэффициента влияет изменение угла установки конвейера. Например, при доставке материала вниз под углом -10° и ниже наступает режим сплошного волочения, т.е. перемещение груза осуществляется не порциями, а сплошной массой, и заполнение рештаков увеличивается.

При доставке вверх, наоборот, величина тела волочения уменьшается и заполнение снижается. Значения поправочного коэффициента C , учитывающего угол установки конвейера β , приведены в табл.2.1.

Таблица 2.1

Значение коэффициента C

β, \dots°	-10° и ниже	-5°	0°	$+10^\circ$	$+20^\circ$
C	1.5	1.3	1	0.7	0.3

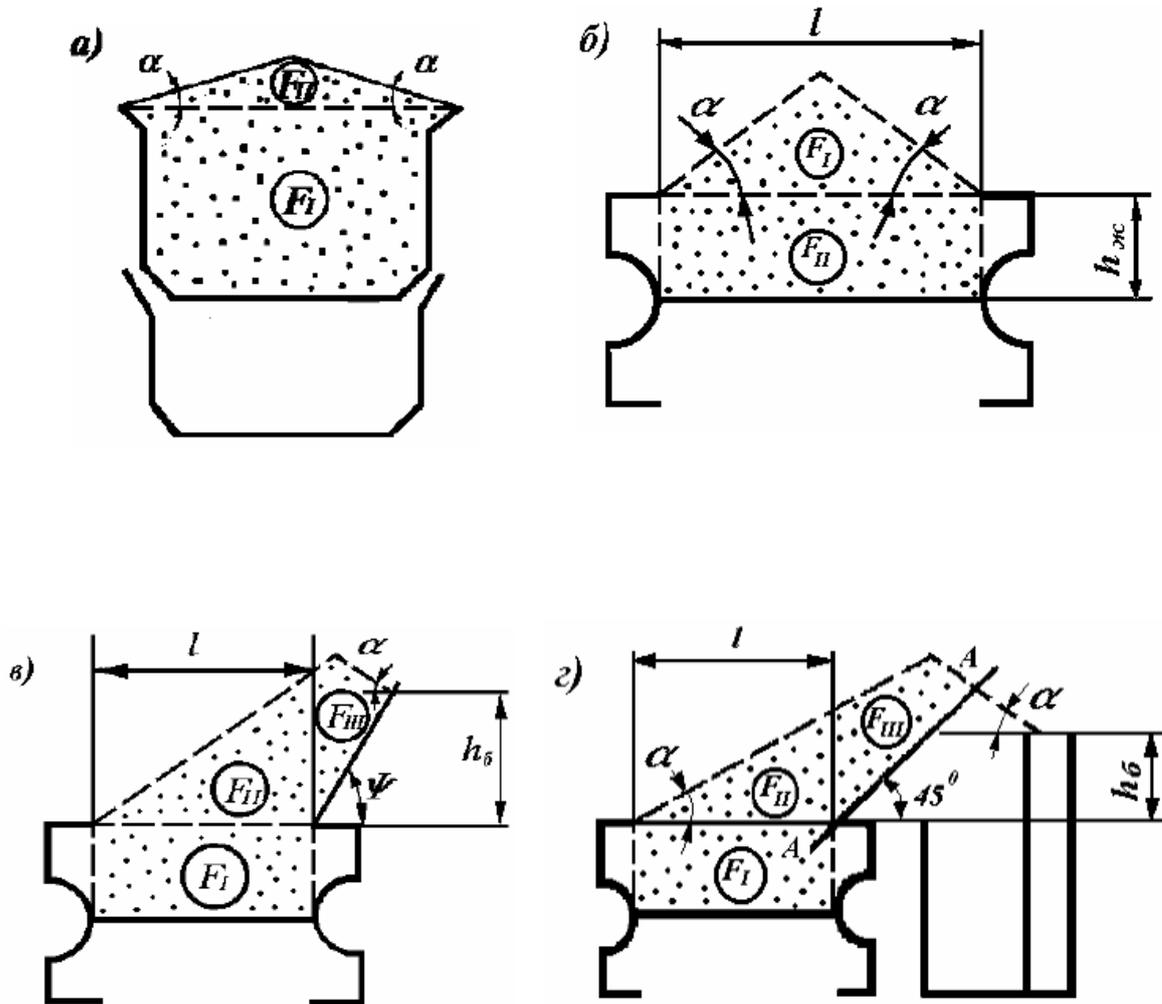


Рис. 2.1. Площадь поперечного сечения материала на желобе

$h_{\text{ж}}$ - высота желоба; l - расстояние между внешними кромками боковин желоба;
 $h_{\text{б}}$ - высота дополнительного борта; ψ - угол наклона борта; α - угол естественно-
откоса транспортируемого материала.

При работе скребкового конвейера совместно с комбайном или другим выемочным агрегатом, перемещающимся вдоль конвейера со скоростью V_a , в приведенных выше выражениях следует учитывать не абсолютную скорость движения тяговой цепи, а относительную:

$$V = V_0 \pm V_a, \text{ м/с}, \quad (2.5)$$

где V_0 - скорость движения цепи конвейера, м/с.

Знак "+" принимается при противоположных направлениях транспортирования и движения выемочной машины, а знак "-" - при их совпадении.

Обычно для серийных конвейеров их максимальная теоретическая производительность, определяемая приемной способностью желоба, приводится в технической характеристике. В этом случае при выборе, например, конвейера для очистного забоя принимают требуемую его производительность Q на 10...15% выше максимальной теоретической производительности Q_{max} выемочной машины (т/мин), заданной в паспортных характеристиках:

$$Q = (1,10 \dots 1,15) 60 Q_{\text{max}}, \text{ т/ч}. \quad (2.6)$$

Очевидно, что $Q \leq Q_T$ (2.7)

В некоторых случаях, когда известны конкретные условия эксплуатации: мощность и газообильность пласта, глубина захвата, сопротивляемость угля резанию и прочие данные, определяющие, в частности, максимальную скорость подачи выемочной машины, потребная производительность конвейера может быть определена:

$$Q = 60 \cdot m \cdot b \cdot V_a \cdot \gamma_{ц}, \text{ т/ч}, \quad (2.8)$$

где m - мощность пласта, м;

b - глубина захвата, м;

V_a - максимальная скорость подачи выемочной машины, м/мин;

$\gamma_{ц}$ - плотность угля в целике, т/м³.

Задача. Определите максимально возможную производительность конвейера в угольном забое ($\gamma = 0.85 \text{ т/м}^3$), схемы поперечного сечения рештаков которого представлены на рис. 2.1,в и рис. 2.1,г, при следующих условиях (табл. 2.2).

Таблица 2.2

Исходные данные

№ варианта	Схема поперечного сечения рештака	Параметры рештака				Угол естественного откоса α , град	$V_{ц}$, м/с
		l , мм	k , мм	m , мм	λ , град		
1.	Рис. 2.2,в	500	80	180	70	20	0,80
2.	"-	525	85	170	65	25	0,92
3.	"-	550	90	160	60	30	1,10
4.	"-	575	95	150	55	35	1,25
5.	"-	600	100	140	50	40	1,40
6.	Рис. 2.2,г	500	80	100	-	20	0,80
7.	"-	525	85	110	-	25	0,92
8.	"-	550	90	120	-	30	1,10
9.	"-	575	95	130	-	35	1,25
10.	"-	600	100	140	-	40	1,40

Форма отчета: Студенты представляют для проверки рассчитанное задание.

Практические занятия по МДК 01.04

Практическое занятие №1

Тема: Чтение схем усилителей, стабилизаторов напряжения и датчиков

Цель: Формирование умения выделять из схемы обогащения, составляющие её элементы;

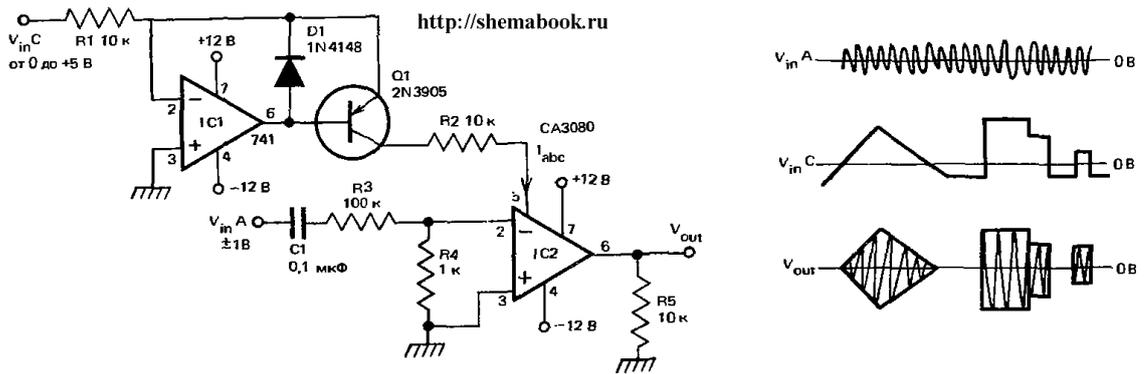
Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Пример:

УСИЛИТЕЛЬ, УПРАВЛЯЕМЫЙ НАПРЯЖЕНИЕМ



Пояснения к схеме

Схема реализована на ОУ с внешним входом управления (вывод 5). Изменение тока I_{abc} , протекающего через этот вывод, линейно изменяет коэффициент усиления. Таким образом, подавая низкочастотный сигнал (± 10 мВ) между выводами 2 и 3 и управляющий сигнал на вывод 5,

можно управлять уровнем выходного напряжения (вывод 6).

Примечание

Если V_{in} отрицательно, то сигнал на выходе отсутствует.

Задание 1

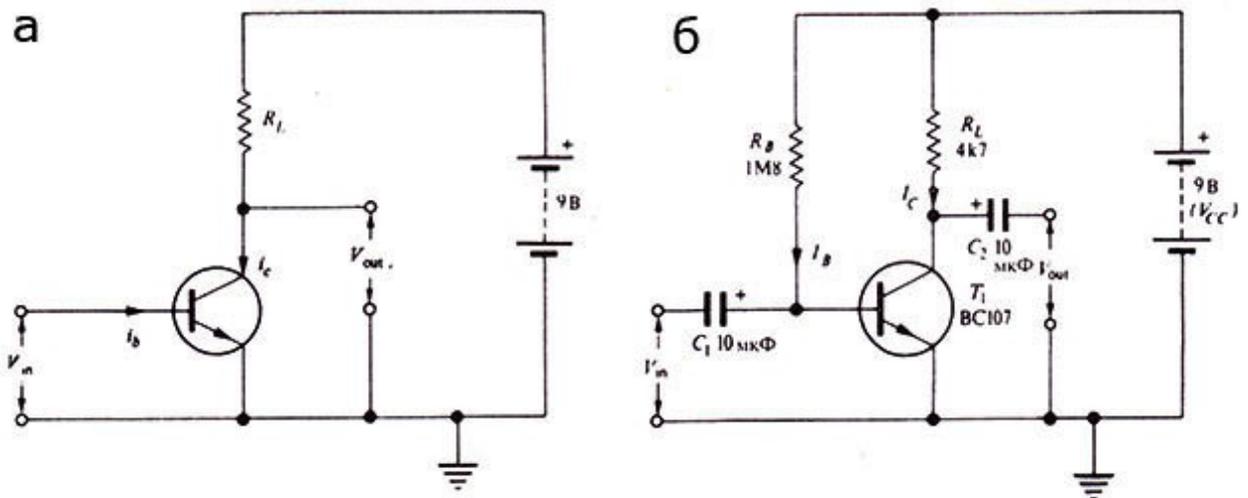


Рис 2 Усилитель напряжения на биполярном транзисторе

Студенту необходимо дать описание схемы приведенной на рис 2а и б
Задание 2

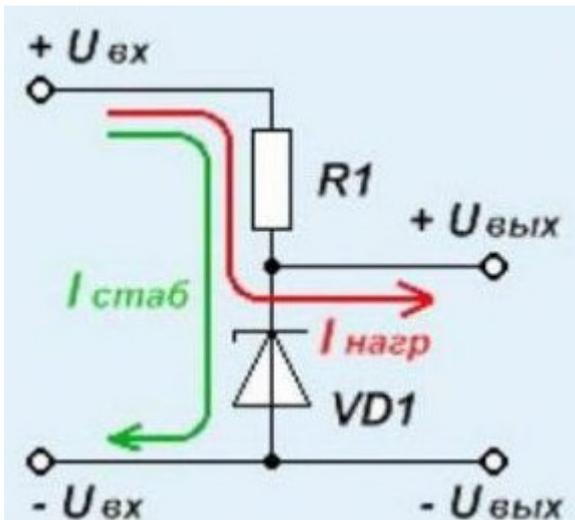


рис 3 Схема стабилизатора напряжения

Студенту необходимо дать описание принципа работы приведенной схемы на рис 3

Задание 3

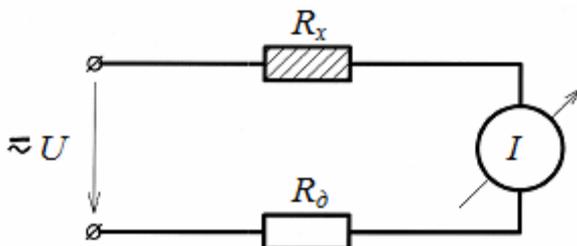


рис 4 Последовательная схема включения датчика

Студенту необходимо дать описание последовательной схемы включения датчика в работу приведенной на рис 4.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схемы, выполненные по заданию в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №2

Тема: Чтение схем реле различных конструкций

Цель: Формирование практических навыков чтения схем реле различных конструкций

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание 1. Необходимо привести описание элементов функциональной схемы релейной защиты приведенной на рис 1

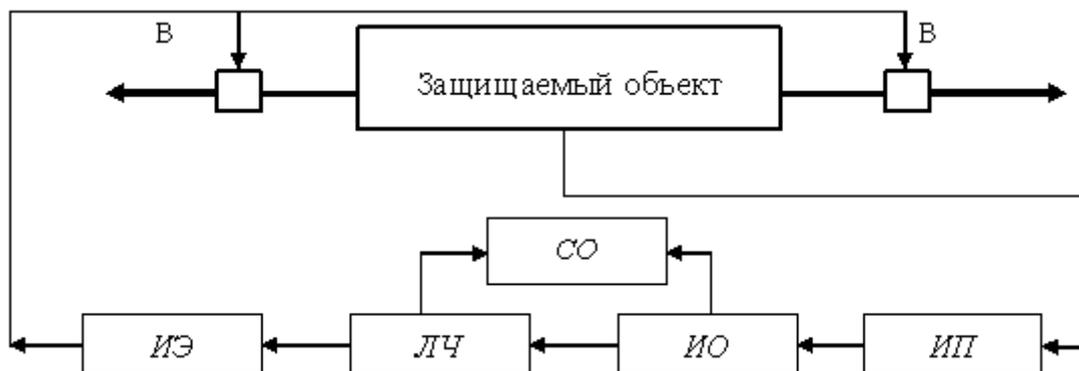


Рис 1 Функциональная схема релейной защиты

Задание 2 Необходимо раскрыть обозначение приведенные на схеме простейшего реле рис 2.

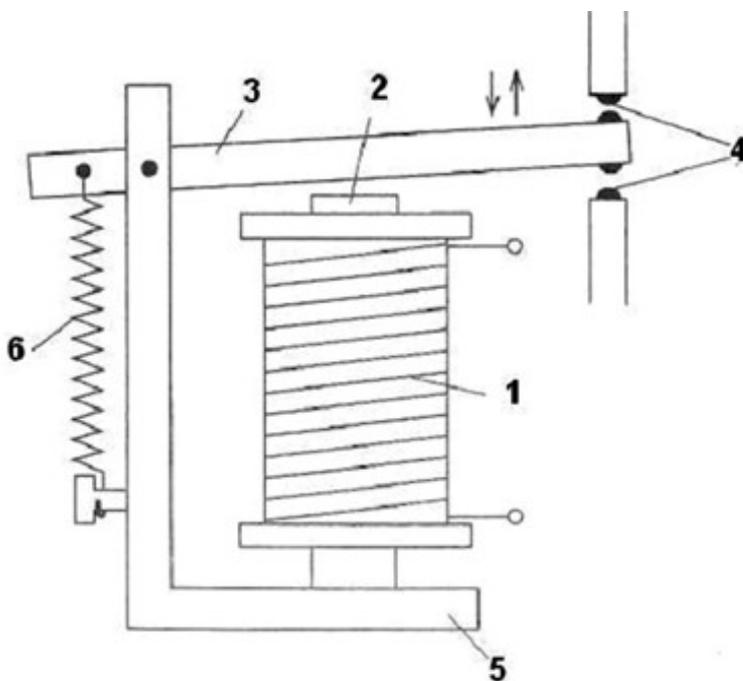


рис 2 Простейшее реле

Задание 3. Привести описание условных обозначений реле в электрических схемах, приведенных на рис 3

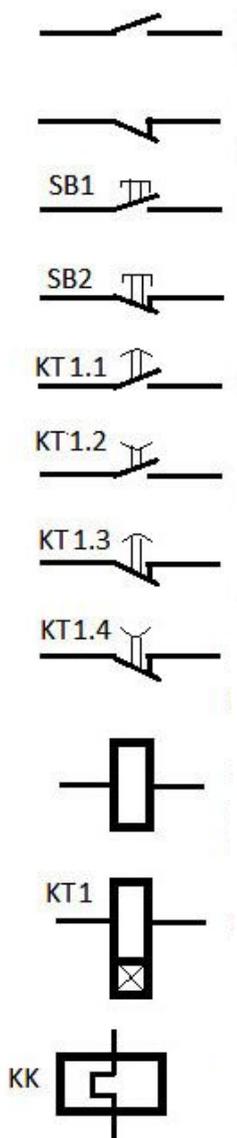


Рис 3 Условные обозначения реле

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схемы, выполненные по заданию в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №3

Тема: Чтение структурной схемы автоматического управления процессом дробления.

Цель: Формирование практических навыков чтения схем автоматического управления процессом дробления

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Автоматическое регулирование производительности дробилки можно производить путем стабилизации количества подаваемой руды, степени загрузки дробилки материалом, тока или мощности, потребляемой электродвигателем дробилки и удельного расхода электро-энергии.

На рис. 14.1 приведено два варианта схем автоматизации конус-ной дробилки. Технологические схемы вариантов отличаются только наличием операции грохочения (3) в схеме "а".

Первая схема реализует автоматическую стабилизацию нагрузки на дробилку, используя в качестве сигнала отклонения потребляемую двигателем мощность

Система включает первичный преобразователь потребляемой мощности (2-1), типичный набор элементов АСР (вторичный прибор, регулятор с задатчиком и станция управления). В качестве привода пластинчатого питателя принят асинхронный электродвигатель (2-5) с тиристорным управлением, что позволяет плавно изменять производительность питателя.

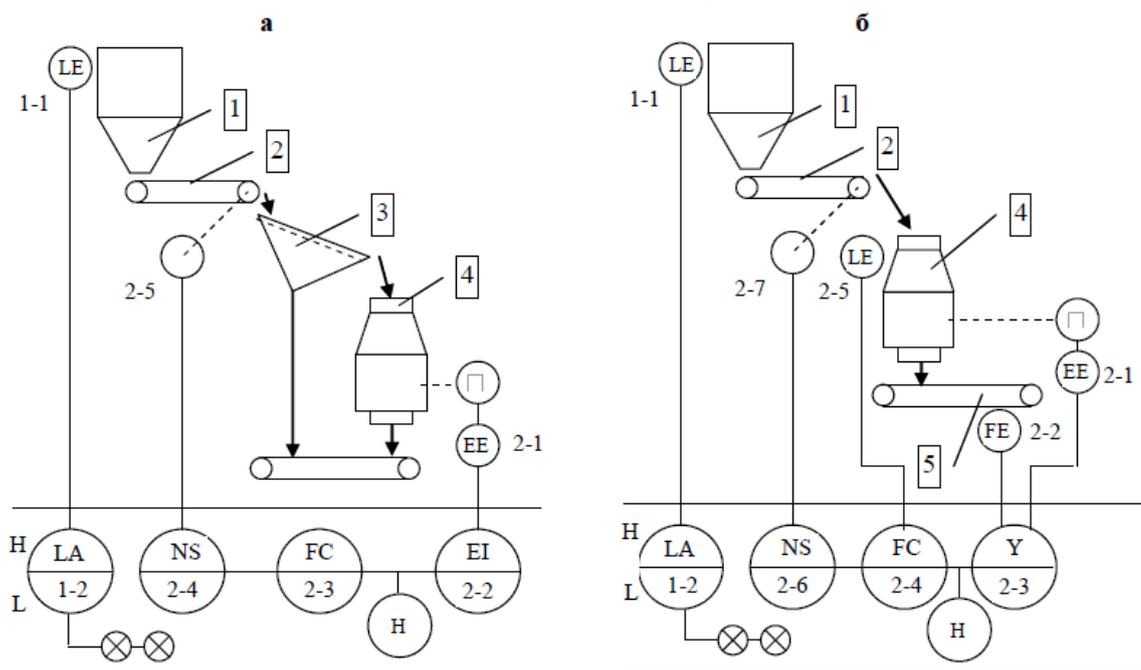


Рис. 14.1 Схемы автоматизации процесса дробления

а – по потребляемой мощности; б – по удельному расходу энергии

1 – бункер; 2 – питатель пластинчатый; 3 – грохот; 4 – дробилка конусная; 5 - конвейер

Задание 1: Изучить теоретические основы занятия. Дать описание схем автоматизации процесса дробления.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схемы, выполненные по заданию в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №4

Тема: Чтение структурной схемы автоматического управления процессом сушки

Цель: Формирование практических навыков чтения структурной схемы автоматического управления процессом сушки

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание 1: Дать описание приведенной схемы

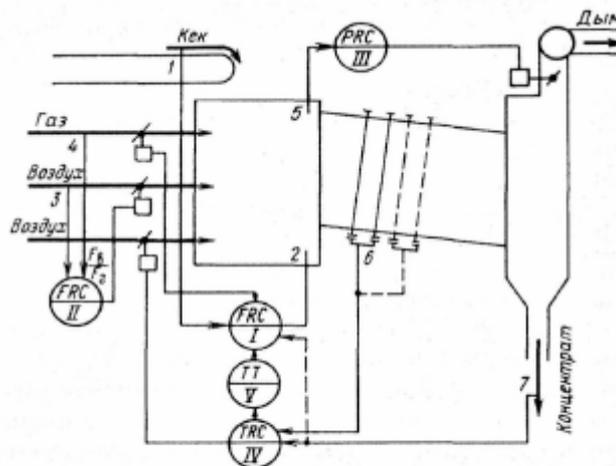


Рис. 17.9. Структура системы стабилизации и оптимизации работы сушильного барабана

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схемы, выполненные по заданию в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №5

Тема: Чтение структурной схемы автоматического управления процессом погрузки продуктов обогащения

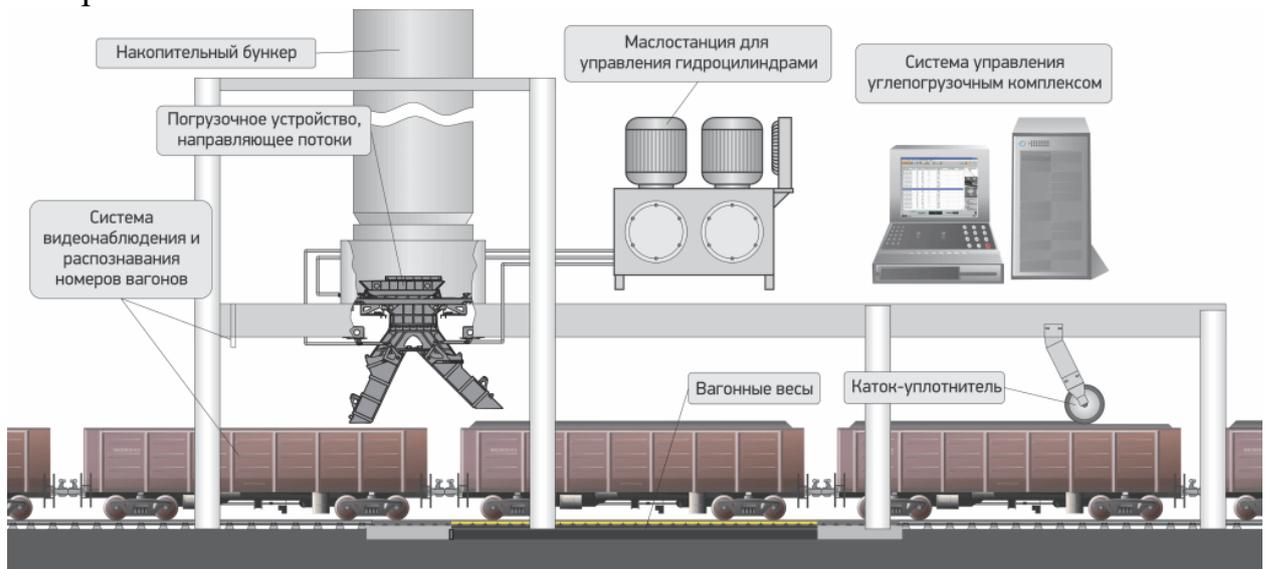
Цель: Формирование практических навыков чтения структурной схемы автоматического управления процессом погрузки продуктов обогащения

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание 1. Дать описание приведенной схемы. Указать какие датчиками необходимо установить для автоматического контроля веса отгружаемого материала.



Форма отчета: Студенты представляют для проверки схемы, выполненные по заданию в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №6

Тема: Разборка и сборка электродвигателей с короткозамкнутым ротором.

Цель: Формирование практических навыков разборки и сборки электродвигателей с короткозамкнутым ротором.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание 1: Студентам предлагается разборка и сборка электродвигателей с короткозамкнутым ротором в учебной лаборатории. Необходимо составить алгоритм сборки электродвигателей с короткозамкнутым ротором

Форма отчета: Студенты представляют для проверки алгоритм сборки электродвигателей с короткозамкнутым ротором, выполненные по заданию в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №7

Тема: Разборка двигателей переменного тока с короткозамкнутым ротором

Цель: Формирование практических навыков разборки двигателей переменного тока с короткозамкнутым ротором

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание : Студентам предлагается разборка и сборка двигателей переменного тока с короткозамкнутым ротором в учебной лаборатории. Необходимо составить алгоритм сборки двигателей переменного тока с короткозамкнутым ротором

Форма отчета: Студенты представляют для проверки схемы, выполненные по заданию в рабочих тетрадях для практических занятий.

Практическое занятие №8-9

Тема: Расчет осветительных сетей, установок

Цель: Формирование практических навыков расчета осветительных сетей.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Задание 1: Рассчитать сечение жил и выбрать провода для прокладки групповой сети электроосвещения производственного участка с нормальными условиями окружающей среды. Электрическая сеть однофазная трехпроводная напряжением 220 В. Провода прокладываются открыто. Групповая линия состоит из девяти ламп накаливания мощностью по 200 Вт.

Коэффициент спроса освещения $K_c = 1$.

Задание 2

Цех рудоподготовки, ,серые стены, серый пол.

Исходные данные:

Помещение $a=19\text{ m}$, $b=16\text{ m}$, $h=13,2\text{ m}$, Выбор светильников - светильник растровый встраиваемый на 4 люминесцентные лампы 18 Вт тип ARS/R 4x18 W, лампы люминесцентные 18 Вт, в одном встраиваемом растровом светильнике 4 лампы $\Phi = 1150\text{ лм}$ (для люминесцентной лампы производства Philips TLD 18/54, нормы освещенности $E = 300\text{лк}$ на уровне 0,8 м от пола (рабочая поверхность стола), коэффициент запаса $Kз = 1,25$, коэффициент отражения потолка - 50, стен - 30, пол - 10.

Форма отчета: Студенты представляют для проверки расчеты задач, выполненные по заданию в рабочих тетрадях для практических занятий

4. ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ

4.1 Основные печатные и (или) электронные издания:

О-1. Клейн, М. С. Опробование и контроль процессов обогащения: учебное пособие / М. С. Клейн, Т. Е. Вахонина. — Кемерово: КузГТУ имени Т.Ф. Горбачева, 2022. — 148 с. — ISBN 978-5-00137-301-8. — Текст: электронный // Лань: электронно-библиотечная система. — URL: <https://e.lanbook.com/book/257567> (дата обращения: 22.01.2025). — Режим доступа: для авториз. пользователей.

О-2. Коннова, Н. И. Обогащение и переработка минерального и техногенного сырья: учебник: в 2 частях / Н. И. Коннова, Э. А. Рудницкий. — Красноярск: СФУ, 2021 — Часть 1: Основы обогащения — 2021. — 222 с. — ISBN 978-5-7638-4491-7. — Текст: электронный // Лань: электронно-библиотечная система. — URL: <https://e.lanbook.com/book/181666> (дата обращения: 22.01.2025). — Режим доступа: для авториз. пользователей.

О-3. Боровков, Ю. А. Технология добычи полезных ископаемых подземным способом: учебник для спо / Ю. А. Боровков, В. П. Дробаденко, Д. Н. Ребриков. — 5-е изд., стер. — Санкт-Петербург: Лань, 2022. — 272 с. — ISBN 978-5-8114-9364-7. — Текст: электронный // Лань: электронно-библиотечная система. — URL: <https://e.lanbook.com/book/193363> (дата обращения: 21.01.2025). — Режим доступа: для авториз. пользователей.

4.2 Дополнительные печатные и (или) электронные издания (электронные ресурсы):

Д-1. Авдохин, В. М. Основы обогащения полезных ископаемых: учебник : в 2 томах. Том 1: Обогащительные процессы / В. М. Авдохин. — 4-е изд., стер. — Москва: Горная книга, 2018. — 420 с.

Д-2. Авдохин, В.М. Обогащение углей. Т.1. Процессы и машины: учебник / В.М. Авдохин. — М.: Горная книга, 2012. — 424 с.

Д-3. Авдохин, В.М. Обогащение углей. Т.2. Технологии: учебник / В.М. Авдохин. — М.: Горная книга, 2012. — 475 с.

Д-4. Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Технологии обогащения полезных ископаемых, Том 2: учебник / В.М. Авдохин. – М.: Горная книга, 2018. – 420 с.

Д-5. Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Обогащительные процедуры, Том 1: учебник / В.М. Авдохин. – М.: Горная книга, 2017. – 312 с.

Д-6. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых Обогащительные процессы и аппараты, Том 1: учебник/ А.А. Абрамов. – М.: Горная книга, 2008. – 470 с.

Д-7. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых, Технология обогащения полезных ископаемых, Том 2: учебник / А.А. Абрамов. – М.: Горная книга, 2004. – 510 с.

Д-8. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения: учебник / А.А. Абрамов. – М.: изд-во МГГУ, изд-во Горная книга, 2008. – 710 с.

Д-9. Артюшин, С.П. Сборник задач по обогащению углей: учебное пособие/ С.П. Артюшин. – М.: Недра, 1979. – 223 с.

Д-10. Артюшин, С.П. Обогащение углей: учебное пособие / С.П. Артюшин. – М.: Недра, 1975. – 384 с.

Д-11. Практикум по обогащению полезных ископаемых: учебное пособие / под ред. Н.Г. Бедраня. – М.: Недра, 1991. – 526 с.

Д-12. Гройсман, С.И. Сборник задач и упражнений по обогащению углей: учебное пособие / С.И. Гройсман. – М.: Недра, 1992. – 239 с.

Д-13. Гройсман, С.И. Технология обогащения углей: учебник / С.И. Гройсман. – М.: Недра, 1987. – 357 с.

Д-14. Моршинин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: учебник/ В.М. Моршинин. – М.: Недра, 1983. – 190 с.

Д-15. Справочник по электроустановкам угольных предприятий. Электроустановки угольных разрезов и обогащительных фабрик: справочник / Ш.Ш. Ахмедов, А.Г. Кузьмичев, Ю.Т. Разумный и др . Под общей редакцией В.В. Дегтярева. – М.: Недра, 1988. – 436с.

Д-16. Справочник по обогащению углей / Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Н.А. Самылина. – М.: Недра, 1974. – 488 с.

Д-17. Справочник по обогащению углей / Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Н.А. Самылина. – М.: Недра, 1984. – 614 с.

Д-18. Справочник по обогащению руд в 3-х томах.Т.2 Основные и вспомогательные процессы, ч 2 Специальные и вспомогательные процессы испытания обогатимости, контроль и автоматика. – М.: Недра, 1974. – 452 с.

Д-19. Справочник по обогащению руд в 3-х томах.Т.1 Подготовительные процессы / в ред. В.А. Олевский. – М.: Недра, 1972. – 448 с.

Д-20. Справочник по пыле- и золоулавливанию /под ред. А.А. Русанова. – М.: Энергия, 1975. – 296 с.

Д-21. Токарчук, И.И.Справочник энергетика обогатительных и окомковательных фабрик / И.И.Токарчук, Д.А. Колпаков, Р.А. Шиманский. – М.: Недра, 1976. – 439 с.

Д-22. Филиппов, В.М. Справочник мастера ОТК угольного предприятия : справочник / В.М. Филиппов, П.Т. Скляр, Ш.Ш. Кипнис. – М.: Недра, 1987. – 296 с.

Д-23. Оборудование для обогащения угля: справочное пособие/ под ред Б.Ф. Братченко. – М.: Недра, 1979. – 335 с.

**ЛИСТ ИЗМЕНЕНИЙ И ДОПОЛНЕНИЙ, ВНЕСЕННЫХ В
МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

№ изменения, дата внесения, № страницы с изменением	
Было	Стало
Основание:	
Подпись лица, внесшего изменения	