

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

КАФЕДРА «ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»



МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ
к выполнению курсового проекта по дисциплине
базовой части учебного плана
«ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК»

для обучающихся уровня профессионального образования "специалист" по направлению подготовки 21.05.04 "Горное дело" специализации "Обогащение полезных ископаемых" всех форм обучения

РАССМОТРЕНО
на заседании кафедры
Обогащения полезных ископаемых
Протокол № 2 от 04.02.2020 г.

УТВЕРЖДЕНО
на заседании Учебно-издательского
совета ДОННТУ
Протокол № 2 от 26.02.2020 г.

Донецк
2020

УДК 622.7.001.63(076)

ББК 22.3:30.2я73

М54

Рецензент:

Шестопалов Иван Николаевич – кандидат технических наук, доцент кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» ГОУВПО «ДОННТУ».

Составители:

Корчевский Александр Николаевич – кандидат технических наук, заведующий кафедрой «Обогащение полезных ископаемых» ГОУВПО «ДОННТУ»;

Самойлик Виталий Григорьевич – кандидат технических наук, доцент кафедры «Обогащение полезных ископаемых» ГОУВПО «ДОННТУ».

М54 Методические рекомендации к выполнению курсового проекта по дисциплине базовой части учебного плана «Проектирование обогатительных фабрик» [Электронный ресурс] : для обучающихся уровня профессионального образования "специалист" по направлению подготовки 21.05.04 "Горное дело" специализации "Обогащение полезных ископаемых" всех форм обучения / ГОУВПО «ДОННТУ», Каф. обогащения полезных ископаемых ; сост. А. Н. Корчевский, В. Г. Самойлик. – Электрон. дан. (1 файл: 844 Кб). – Донецк : ДОННТУ, 2020. – Систем. требования: Acrobat Reader.

Методические рекомендации к выполнению курсового проекта разработаны с целью оказания помощи обучающимся в усвоении теоретического материала и получении практических навыков по дисциплине «Проектирование обогатительных фабрик». Приведены основные методики выбора и расчета технологических схем переработки угля текущей добычи и углесодержащих тонкозернистых продуктов техногенных месторождений, необходимые для выполнения курсовых и специальных частей дипломных проектов.

УДК 622.7.001.63(076)

ББК 22.3:30.2я73

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	4
1 Подготовка исходных данных для расчета комплексов переработки шламов	5
1.1 Методика подготовки данных для проектирования	6
1.1.1 Общие сведения о методике подготовки данных	6
1.1.2 Расчет распределения воды в продуктах подготовительных операций	7
1.1.3 Особенности расчета вводно-шламовой схемы обогащения углей в тяжелых средах	9
1.1.4 Расчет количества воды в продуктах технологических комплексов обогащения отсадкой	15
1.2 Методика подготовки данных для проектирования установок по переработке углесодержащих тонкозернистых отходов	20
2 Разработка и расчет технологической схемы переработки шлама.....	24
2.1 Разработка технологической схемы переработки шлама	24
2.2 Методика расчета качественно-количественных показателей продуктов обогащения	27
3 Составление балансов оборотной воды и продуктов обогащения	39
3.1 Методика расчета количества добавляемой воды и составление баланса оборотной воды	39
3.2 Методика составления балансов продуктов обогащения	40
4 Расчет необходимого количества реагентов	41
5. Методика расчета количества оборудования	42
ПРИЛОЖЕНИЕ А	47
ПРИЛОЖЕНИЕ Б	48
ПРИЛОЖЕНИЕ В	49
ПРИЛОЖЕНИЕ Г	50
ПРИЛОЖЕНИЕ Д	51
ПРИЛОЖЕНИЕ Е	52
ПРИЛОЖЕНИЕ Ж	53
ПРИЛОЖЕНИЕ З	54
ПРИЛОЖЕНИЕ К	55
ПРИЛОЖЕНИЕ Л	56
ПРИЛОЖЕНИЕ М	57
Перечень ссылок	58

ВВЕДЕНИЕ

Настоящие методические указания являются руководством для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Обогащение полезных ископаемых» стационарной и заочной формы обучения при выполнении курсового проекта по дисциплине «Проектирование обогатительных фабрик». Они также могут быть использованы при расчете технологической и специальной части дипломного проекта.

Методические указания составлены с учетом “Норм технологического проектирования углеобогатительных фабрик” [1] и опыта использования современных технологий в практике обогащения углесодержащего сырья.

Полученные результаты расчетов могут быть представлены в виде продолжения технологической части проекта при проектировании полного цикла обогащения углей или в виде самостоятельной пояснительной записки.

При оформлении пояснительной записки необходимо учитывать требования современных ГОСТов.

Курсовой проект оформляется на листах формата А4 (210x297 мм) с полями 20 мм с каждой стороны.

Шрифт – Times New Roman, 14, стиль – обычный. Междустрочный интервал – 1. Расстановка переносов – автоматическая. Выравнивание – по ширине страницы.

Страницы курсового проекта следует нумеровать арабскими цифрами, соблюдая сквозную нумерацию по всему тексту. Номер страницы проставляют в правом верхнем углу страницы без точки в конце.

1 ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ РАСЧЕТА КОМПЛЕКСОВ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАМОВ

Особенностью проектирования технологических схем переработки шламов является то, что выбор операций определяется большим числом параметров. Наиболее важными среди них являются такие показатели, как количество твердого, зольность и соотношение количества твердой и жидкой фазы. Существенное влияние на технологические решения оказывает и крупность материала, в том числе, содержание частиц размером более 0,5 мм и менее 50 мкм. В ряде случаев необходимо учитывать и состав минеральной части, определяющий способность породы размокать.

В связи с этим, в качестве исходных данных при проектировании и расчетах технологических схем переработки шламов текущей добычи и углесодержащих тонкозернистых продуктов техногенных месторождений используются:

- результаты технологических расчетов схем обогащения углей гравитационной крупности согласно [2] после определения по приведенной ниже методике количества воды во всех продуктах схемы и объемов добавочной воды, подаваемой в операции;

- данные о ситовом, фракционном и минеральном составе тонкозернистых продуктов, содержащихся в шламовых водах гравитационного отделения или складированных в илонакопителя;

- качественно-количественные показатели продуктов переработки аналогичных по составу и свойствам видов углесодержащего сырья на действующих предприятиях.

Дополнительно используются данные о влажности или содержании твердого в продуктах, их разжиженности и нормах расхода воды для различных операций согласно [1] и приложений А – М.

1.1 Методика подготовки данных для проектирования комплекса переработки шламов углеобогатительной фабрики

1.1.1 Общие сведения о методике подготовки данных

Целью расчетов является определение количества воды во всех продуктах технологической схемы и объемов добавочной воды, подаваемой в операции, для получения необходимых характеристик шламовых вод гравитационного отделения углеобогатительной фабрики. В данном разделе используются количественные показатели обогащения углей гравитационной крупности, полученные по методикам [2].

Количество воды в i – том продукте определяется по формуле:

$$W_i = Q_i \cdot R_i = \gamma_i \cdot Q_{исх} \cdot R_i / 100 \quad (1.1)$$

где Q_i и $Q_{исх}$ – количество твердого в i – том и исходном продукте соответственно, т / ч; R_i – разжиженность i - того продукта (отношение объема воды к количеству твердого в i – том продукте), м³ / т; γ_i – выход i - того продукта, % от исходного.

При известной влажности продукта W_i^r с учетом плотности воды, равной 1 т / м³, разжиженность определяется по формуле:

$$R_i = W_i^r / (100 - W_i^r) \quad (1.2)$$

При известном содержании твердого в i – том продукте разжиженность определяется по формуле:

$$R_i = 1000 \cdot (\rho_i - p_i) / \rho_i \cdot p_i, \quad (1.3)$$

где ρ_i – плотность твердой фазы пульпы, кг / м³; p_i – содержание твердого в пульпе, кг / м³.

При известной зольности продукта A^d плотность твердой фазы может быть определена по формуле:

$$\rho = K_1 + K_2 \cdot A^d, \quad (1.4)$$

где K_1 и K_2 – эмпирические коэффициенты (для концентратов флотации и необогащенных углей $K_1 = 1312.5$, $K_2 = 12.50$, для отходов флотации $K_1 = 1037.5$, $K_2 = 18.75$).

Для антрацитов результат расчета следует увеличить на 20 %.

Количество добавочной воды $W_{доб}$, подаваемой в операцию, определяется по формуле:

$$W_{доб} = Q_{исх} \cdot N, \quad (1.5)$$

где $Q_{исх}$ – количество сухого твердого, поступающего в операцию, т/ч; N – норма расхода воды для проведения операции, м³ / т.

Количество воды в суспензии W_c сепараторов каждой стадии обогащения определяется по формуле:

$$W_c = Q_{num} \cdot r \cdot (1 - \tau / \rho_y), \quad (1.6)$$

где Q_{num} – количество исходного материала, поступающего на соответствующую стадию сепарации, т / ч; r – расход суспензии на одну тонну обогащаемого материала (при обогащении в тяжелосредних сепараторах следует принимать $r = 0.8 - 1.0 \text{ м}^3 / \text{т}$, в тяжелосредних гидроциклонах – $r = 3.3 - 3.5 \text{ м}^3 / \text{т}$); τ – количество утяжелителя, необходимое для приготовления единицы объема суспензии рабочей плотности (по данным подраздела 2.10 [2]), т / м³; ρ_y – плотность утяжелителя, т / м³.

Для каждой операции, в которую поступают n исходных продуктов и образуются m продуктов разделения, количество воды по приведенным выше формулам должно быть определено для $n + m - 1$ продуктов. Количество воды в оставшемся продукте технологической операции определяется из уравнения баланса:

$$\sum_{i=1}^n W_{исх} + W_{доб} = \sum_{i=1}^m W_{прод} \quad (1.7)$$

Полученные данные о разжиженности продуктов следует округлять до 2 – 3 знаков после запятой. Данные о количестве воды округляются до одного знака после запятой.

Результаты расчетов рекомендуется приводить в виде таблицы. Перед проведением расчетов следует подготовить таблицу, соответствующую по формату табл. 1.1. Допускается для внесения результатов расчетов использовать таблицу, аналогичную таблице 2.14 [2], добавив к правой ее части три колонки, в которых помещаются данные о влажности, разжиженности и количестве воды в соответствующих продуктах.

При занесении результатов расчетов в табл. 1.1 необходимо проверять соответствие суммарных показателей поступающих и выходящих продуктов.

При заполнении таблицы рекомендуется, используя формулу (1.1), рассчитать значения разжиженности для всех продуктов, содержащих твердую фазу, если эти показатели не определялись в процессе расчетов.

Для проверки правильности вычислений следует определить количество воды, поступающей в технологические комплексы с исходными продуктами и добавочной водой, и количество воды, уходящей с продуктами разделения. При идентичности полученных результатов расчет водно-шламовой схемы комплекса считается верным.

1.1.2 Расчет распределения воды в продуктах подготовительных операций

Расчет количества воды в продуктах схемы подготовки углей к обогащению производим в следующем порядке:

- определяем количество воды в исходном угле с использованием формул (1.1) и (1.2), приняв его влажность по данным практики или по согласованию с руководителем проекта (в пределах 6 – 10 %);

- находим количество воды в надрешетном продукте по формулам (1.1) и (1.2), приняв влажность по данным приложения А;

- рассчитываем объем добавочной воды по формуле (1.5) с учетом того, что она подается в следующие операции комплекса подготовки угля к обогащению: мокрая подготовительная классификация, обесшламливание надрешетного продукта после сухого грохочения, обесшламливание на грохотах перед обогащением в гидроциклонах (нормы расхода воды следует принимать по данным приложения Б);

- определяем количество воды, уходящей с подрешетными продуктами, из уравнения баланса (1.7).

Ниже приведен пример расчета распределения воды в продуктах комплекса подготовки углей к обогащению с использованием данных табл. 2.14 [2].

Производим расчет операции мокрой классификации. В соответствии с условием примера [2] влажность исходного угля составляет 6 %. По данным приложения А принимаем влажность надрешетного продукта № 2 $W_2^r = 9$ %. Расход добавочной воды для классификации по данным приложения Б принимаем $N = 1.4 \text{ м}^3 / \text{т}$ (в качестве добавочной используем оборотную воду). В этом случае:

$$R_1 = W_1^r / (100 - W_1^r) = 6 / (100 - 6) = 0.064 \text{ м}^3 / \text{т};$$

$$R_2 = W_2^r / (100 - W_2^r) = 9 / (100 - 9) = 0.099 \text{ м}^3 / \text{т};$$

$$W_1 = Q_1 \cdot R_1 = 799.0 \cdot 0.064 = 51.0 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_2 = Q_2 \cdot R_2 = 347.6 \cdot 0.099 = 34.4 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{\text{ДОБ}} = W_{\text{ОБ}} = Q_1 \cdot N = 799.0 \cdot 1.4 = 1118.6 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Количество воды в подрешетном продукте № 3 определим по уравнению баланса:

$$W_3 = W_1 + W_{\text{ДОБ}} - W_2 = 51.0 + 1118.6 - 34.4 = 1135.2 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Аналогично проводим расчет операции обесшламливания с учетом того, что в данную операцию добавочная вода не подается, т.к. мелкий машинный класс обогащается отсадкой. Результаты расчета заносим в табл. 1.1, расположенную в конце раздела.

1.1.3 Особенности расчета водно-шламовой схемы обогащения углей в тяжелых средах

Расчет водно-шламовой схемы обогащения углей в тяжелых средах следует начинать с определения количества воды в суспензии W_c сепараторов каждой стадии обогащения по формуле (1.6). Исходные показатели, входящие в формулу, должны быть идентичными принятым при выполнении технологических расчетов схемы гравитационного отделения [2].

В связи с тем, что в поступающем на сепарацию продукте присутствует вода, необходимое для обеспечения требуемой плотности суспензии количество воды W_c^* составит:

$$W_c^* = W_c - W_{\text{пот}} , \quad (1.8)$$

Количество воды, уходящей с потонувшим продуктом тяжелосредних сепараторов, следует определять по формулам (1.1) и (1.2), принимая значения влажности в пределах 10 – 20 % (бóльшие значения принимать при размокаемых породах, высокой зольности питания и для углей низкой стадии метаморфизма).

Долю воды D , уходящей с продуктами обогащения, от поступающей в тяжелосредние гидроциклоны следует принимать:

- для отходов двухпродуктовых циклонов: 0.25 – 0.45;
- для отходов трехпродуктовых циклонов: 0.15 – 0.35;
- для промпродукта трехпродуктовых циклонов: 0.30 – 0.40.

При обогащении в тяжелосредних циклонах бóльшие значения количества воды, уходящей с отходами, следует принимать при зольности питания более 30 %. Бóльшие значения количества воды, уходящей с промпродуктом гидроциклонной установки, следует принимать при очень трудной обогатимости питания.

С использованием вышеприведенных данных рассчитывается количество воды, уходящей с продуктами по формулам:

- для двухпродуктовых циклонов:

$$\left. \begin{aligned} W_{\text{потон(отх)}} &= W_c \cdot D; \\ W_{\text{вспл(к-т)}} &= W_c - W_{\text{потон(отх)}}; \end{aligned} \right| \quad (1.9)$$

- для трехпродуктовых циклонов:

$$\begin{aligned} W_{omx} &= W_c \cdot D_{omx}; \\ W_{nn} &= W_c \cdot D_{nn}; \\ W_{к-м} &= W_c - W_{omx} - W_{nn}. \end{aligned} \quad (1.10)$$

Расчет операций отделения кондиционной суспензии, отмывки магнетита и обезвоживания производится в следующем порядке:

а) определяется количество воды $W_{н.прод}$, содержащейся в продукте обогащения после отделения кондиционной суспензии (непромытый продукт) по формулам (1.1) и (1.2) с учетом влажности продукта, принимаемой по данным приложения В;

б) рассчитывается количество воды в кондиционной суспензии W_{kc} как разность между количеством воды в исходном продукте операции и в непромытом продукте;

в) определяется объем добавочной воды $W_{доб}$ для отмывки магнетита от продуктов обогащения по формуле (1.5) с использованием нормативов приложения Б;

г) рассчитывается количество воды в надрешетных продуктах после обезвоживания $W_{о.прод}$ по формулам (1.1) и (1.2) с учетом влажности продуктов, принимаемой по данным приложения А;

д) определяется количество воды в некондиционной суспензии из уравнения баланса для операции.

Если отделение кондиционной суспензии не предусматривается (при обработке потонувших продуктов сепараторов), расчет по пунктам а и б не производится.

Для расчета операции магнитной сепарации определяем:

а) количество воды в направляемой на регенерацию кондиционной суспензии W_{kc}^p каждой стадии обогащения при условии, что доля суспензии (и воды в ней) k_k от общего количества кондиционной суспензии зависит от плотности ($k_k = 0.15$ при плотности до 1500 кг / м^3 , $k_k = 0.25$ при плотности в интервале $1500 - 1800 \text{ кг / м}^3$ и $k_k = 0.35$ при плотности более 1800 кг / м^3), по формуле:

$$W_{kc}^p = W_{kc} \cdot k_k; \quad (1.11)$$

б) количество воды в кондиционной суспензии W_{kc}^u , направляемой в циркуляцию, по формуле:

$$W_{kc}^u = W_{kc} - W_{kc}^p; \quad (1.12)$$

в) общее количество воды W_0 , поступающей в операцию магнитной сепарации с некондиционной и частью кондиционной суспензии;

г) количество воды в магнетите W_M при условии, что его влажность составляет $W_M^r = 28 - 35 \%$, по формуле:

$$W_M = \sum M_p \cdot W_M^r (100 - W_M^r), \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (1.13)$$

где $\sum M_p$ – суммарное количество магнетита, поступающего на регенерацию из каждой стадии тяжелосредной сепарации и определяемое по методике раздела 3 [2];

д) количество уходящей со шламом воды $W_{ш}$, при условии, что разжиженность данного продукта рекомендуется поддерживать на уровне $R_{ш} = 6 \text{ м}^3/\text{т}$, по формуле 1.1.

е) количество воды в сливе, определяемое из уравнения баланса для операции магнитной сепарации.

Рекомендуется слив магнитных сепараторов направлять на ополаскивание продуктов обогащения в качестве добавочной воды. Дополнительное количество оборотной воды в случае, когда количества воды в сливе недостаточно для ополаскивания, определяется по формуле:

$$W_{об} = \sum W_{доб} - W_{сл}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (1.14)$$

В связи с тем, что с продуктами комплекса обогащения в тяжелых средах уходит большое количество воды, ее следует восполнять для поддержания требуемой плотности суспензии. Количество добавочной (оборотной) воды $W_{доб}$, используемое для этой цели, определяется по формуле:

$$W_{доб} = W_{об} = \sum W_c^* - \sum W_{kc}^u - W_M, \quad (1.15)$$

где $\sum W_c^*$ – суммарное количество воды в подаваемой в сепараторы суспензии, $\sum W_{kc}^u$ – суммарное количество воды в циркулирующих кондиционных суспензиях, W_M – количество воды в магнетитовом концентрате.

Для рассматриваемого примера с использованием данных [2] определяем количества воды в рабочей суспензии W_{C1} с плотностью $\rho_{P1} = 1660 \text{ кг / м}^3$ в сепараторах 1 стадии обогащения:

$$\begin{aligned} W_{C1} &= Q_2 \cdot r \cdot (1 - (\rho_{P1} - 1000) / (\rho_y - 1000)) = \\ &= 347.6 \cdot 0.9 \cdot (1 - (1660 - 1000) / (4500 - 1000)) = 253.8 \text{ м}^3 / \text{ч}. \end{aligned}$$

Количество воды, необходимой для обеспечения требуемой плотности суспензии составит:

$$W_{C1}^* = W_{C1} - W_2 = 253.8 - 34.4 = 219.4 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Для первой стадии обогащения принимаем влажность непромытого потонувшего продукта $W_7^r = 12 \%$, т.к. уголь относится к марке «Ж», но зольность исходного продукта велика. В этом случае:

$$R_7 = W_7^r / (100 - W_7^r) = 12.0 / (100 - 12.0) = 0.136 \text{ м}^3 / \text{т};$$

$$W_7 = Q_7 \cdot R_7 = 176.6 \cdot 0.12 = 24.0 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_6 = W_{C1} - W_7 = 253.8 - 24.0 = 229.8 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Рассчитываем операцию отделения кондиционной суспензии, отмывки магнетита и обезвоживания всплывшего продукта 1 стадии обогащения. Определяем количество воды $W_{H. \text{ПРОД}}$, содержащейся в продукте обогащения после отделения кондиционной суспензии (непромытый продукт) с учетом его влажности $W^r = 10 \%$, принимаемой по данным приложения В:

$$R_{H. \text{ПРОД}} = W^r / (100 - W^r) = 10.0 / (100 - 10) = 0.111 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

$$W_{H. \text{ПРОД}} = Q_6 \cdot R_{H. \text{ПРОД}} = 171.0 \cdot 0.111 = 19.0 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Рассчитываем количество воды в кондиционной суспензии:

$$W_8 = W_6 - W_{H. \text{ПРОД}} = 229.8 - 19.0 = 210.8 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Определяем объем добавочной воды $W_{\text{ДОБ}}$ для отмывки магнетита, приняв $N = 1.0 \text{ м}^3 / \text{т}$ по данным приложения Б:

$$W_{\text{ДОБ}} = Q_6 \cdot N = 171.0 \cdot 1.0 = 171.0 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Рассчитываем количество воды в надрешетном продукте после обезвоживания W_{10} с учетом, что его влажность $W_{10}^r = 7.0 \%$ (по данным приложения А):

$$R_{10} = W_{10}^r / (100 - W_{10}^r) = 7.0 / (100 - 7.0) = 0.075 \text{ м}^3 / \text{т};$$

$$W_{10} = Q_{10} \cdot R_{10} = 153.0 \cdot 0.075 = 11.5 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Определяем количество воды в некондиционной суспензии:

$$\begin{aligned} W_9 &= W_6 + W_{\text{ДОБ}} - W_8 - W_{10} = \\ &= 229.8 + 171.0 - 210.8 - 11.5 = 178.5 \text{ м}^3 / \text{ч}. \end{aligned}$$

Рассчитываем операцию отмывки магнетита и обезвоживания потонувшего продукта I стадии обогащения (отходы сепарации) с учетом того, что кондиционная суспензия отделяется от продукта через перфорированные элементы элеваторного колеса.

Определяем объем добавочной воды $W_{\text{ДОБ}}$ для отмывки магнетита, приняв $N = 1.0 \text{ м}^3 / \text{т}$ по данным приложения Б:

$$W_{\text{ДОБ}} = Q_7 \cdot N = 176.6 \cdot 1.0 = 176.6 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Рассчитываем количество воды в надрешетном продукте после обезвоживания W_{12} с учетом, что его влажность $W_{12}^r = 9.0 \%$ (по данным приложения А):

$$R_{12} = W_{12}^r / (100 - W_{12}^r) = 9 / (100 - 9) = 0.099 \text{ м}^3 / \text{т};$$

$$W_{12} = Q_{12} \cdot R_{12} = 170.6 \cdot 0.099 = 16.9 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Определяем количество воды в некондиционной суспензии:

$$W_{11} = W_7 + W_{\text{ДОБ}} - W_{12} = 24.0 + 176.6 - 16.9 = 183.7 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Аналогично рассчитываем операции 2 стадии обогащения и переработки получаемых продуктов. Результаты расчетов заносим в табл. 1.1, проверяя соответствие итоговых показателей поступающих и выходящих продуктов.

Для расчета операции магнитной сепарации определяем количество воды в кондиционной суспензии 1 и 2 стадии обогащения, направляемой на регенерацию и в циркуляцию. Согласно параметрам суспензии [2] $k_K = 0.25$ для обеих стадий обогащения. В соответствии с этим:

$$W_{13} = W_8 \cdot k_K = 210.8 \cdot 0.25 = 52.7 \text{ м}^3 / \text{ч},$$

$$W_{14} = W_8 - W_{13} = 210.8 - 52.7 = 158.1 \text{ м}^3 / \text{ч},$$

$$W_{22} = W_{17} \cdot k_K = 98.3 \cdot 0.25 = 24.6 \text{ м}^3 / \text{ч},$$

$$W_{23} = W_{17} - W_{22} = 98.3 - 24.6 = 73.7 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Общее количество воды W_O , поступающей в операцию с некондиционной и частью кондиционной суспензии составит:

$$\begin{aligned} W_O &= W_9 + W_{11} + W_{13} + W_{18} + W_{20} + W_{22} = \\ &= 178.5 + 183.71 + 52.7 + 155.2 + 8.1 + 23.8 = 602.0 \text{ м}^3 / \text{ч}. \end{aligned}$$

Согласно расчетам раздела 3 [2] суммарное количество магнетита, поступающего на регенерацию из каждой стадии тяжелосредной сепарации, $\Sigma M_P = 67.9 + 55.5 = 123.4 \text{ т/ч}$. Количество воды в магнетите при его влажности $W_{25}^r = 30\%$ составит:

$$W_{25} = \Sigma M_P \cdot W_{25}^r / (100 - W_{25}^r) = 123.4 \cdot 30 / (100 - 30) = 52.9 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Количество уходящей со шламом воды W_{26} , при условии, что разжиженность продукта $R_{26} = 6 \text{ м}^3 / \text{т}$, составит:

$$W_{26} = Q_{26} \cdot R_{26} = 35.0 \cdot 6 = 210.0 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Количество воды в сливе магнитных сепараторов определим по уравнению баланса:

$$W_{СЛ} = W_O - W_{25} - W_{26} = 602.0 - 52.9 - 210.0 = 339.1 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Слив сепараторов направляем на ополаскивание продуктов. Дополнительное количество оборотной воды составит:

$$W_{ОБ} = \Sigma W_{ДОБ} - W_{СЛ} = 171.0 + 176.6 + 145.6 + 7.4 - 339.1 = 161.5 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Определяем количество добавочной (оборотной) воды $W_{ДОБ}$ для поддержания требуемой плотности суспензии:

$$\begin{aligned} W_{доб} = W_{об} &= \Sigma W_c^* - \Sigma W_{kc}^u - W_M = \\ &= (219.4 + 104.9) - (158.1 + 71.5) - 52.9 = 41.8 \text{ м}^3 / \text{ч}. \end{aligned}$$

Для проверки правильности вычислений определяем:

- количество воды, поступающей в технологический комплекс обогащения с исходным продуктом и оборотной водой:

$$W_2 + W_{OB} + W_{ДОБ} = 34.4 + 161.5 + 41.8 = 237.7 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

- количество воды, уходящей с продуктами разделения:

$$W_{I2} + W_{I9} + W_{2I} + W_{26} = 16.9 + 10.2 + 0.6 + 210.0 = 237.7 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Полученные результаты расчетов водно-шламовой схемы обогащения углей в тяжелых средах верны.

1.1.4 Расчет количества воды в продуктах технологических комплексов обогащения отсадкой

Расчет количества воды в продуктах обогащения углей отсадкой производим в следующем порядке:

- определяем количество воды в отходах и промпродукте (при условии его выделения) по формулам (1.1) и (1.2), приняв их влажность по данным приложения А;

- рассчитываем объем добавочной воды для отсадки по формуле (1.5), приняв удельный расход воды по приложению Г;

- определяем количество воды, уходящей с концентратом отсадки, из уравнения баланса.

Для определения количества воды в продуктах операций обезвоживания концентрата и промпродукта находим:

- количество воды в надрешетном продукте вибрационных или конических грохотов, концентрате после обезвоживания в багер-элеваторе, осадке фильтрующих центрифуг по формулам (1.1) и (1.2), приняв их влажность по данным приложения А;

- рассчитываем объем добавочной (оборотной) воды по формуле (1.5) с учетом норм приложения Б, если предусматривается обезвоживание на вибрационных грохотах промпродукта ширококлассифицированной отсадки или концентрата отсадки угля крупного класса;

- определяем количество воды, уходящей с подрешетными продуктами грохотов, сливом багер-классификатора и фугатом центрифуг из уравнения баланса.

Для рассматриваемого примера определяем количество воды в продуктах технологического комплекса обогащения отсадкой [2]. По данным приложения А принимаем влажность отходов $W_{30}^r = 22\%$ ($R_{30} = 0.282 \text{ м}^3/\text{ч}$) и промпродукта $W_{29}^r = 21\%$ ($R_{29} = 0.266 \text{ м}^3/\text{ч}$). Удельный расход воды для отсадки по данным приложения Г принимаем равным $N = 3.0 \text{ м}^3/\text{т}$, т.к. обогатимость мелкого машинного класса – средняя, а количество породных фракций в угле составляет 27.68%. В соответствие с этим:

$$W_{30} = Q_{30} \cdot R_{30} = 87.5 \cdot 0.282 = 24.7 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{29} = Q_{29} \cdot R_{29} = 18.0 \cdot 0.266 = 4.8 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{\text{ДОБ}} = W_{\text{ОБ}} = Q_4 \cdot N = 343.6 \cdot 3.0 = 1030.8 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Количество воды в концентрате определяем по балансу:

$$W_{28} = W_4 + W_{\text{ДОБ}} - W_{29} - W_{30} = 61.8 + 1030.8 - 4.8 - 24.7 = 1163.1 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Для расчета операции классификации концентрата отсадки по данным приложения А принимаем влажность обезвоженного с помощью багер-элеватора продукта $W_{32}^r = 20\%$ ($R_{32} = 0.25 \text{ м}^3 / \text{ч}$) и определяем количество воды в продуктах:

$$W_{32} = Q_{32} \cdot R_{32} = 193.0 \cdot 0.25 = 48.2 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{31} = W_{28} - W_{32} = 1163.0 - 48.2 = 1114.8 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Аналогично проводим расчет операций обезвоживания концентрата и промпродукта в центрифугах и заносим результаты вычислений в итоговую таблицу 1.1.

Для проверки правильности вычислений определяем:

- количество воды, поступающей в технологический комплекс обогащения отсадкой с исходным продуктом и обратной водой:

$$W_4 + W_{\text{ДОБ}} = 161.8 + 1030.8 = 1192.6 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

- количество воды, уходящей с продуктами разделения:

$$W_{30} + W_{34} + W_{36} + W_{31} + W_{33} + W_{35} =$$

$$= 24.7 + 17.1 + 1.7 + 1114.9 + 31.1 + 3.1 = 1192.6 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Полученные результаты расчетов водно-шламовой схемы обогащения углей отсадкой верны.

Результаты расчета распределения воды в продуктах схемы обогащения углей гравитационной крупности представлены в табл. 1.1.

Таблица 1.1 – Результаты расчета распределения воды в продуктах схемы обогащения углей гравитационной крупности

№ продукта	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$Q, \text{ т/ч}$	$W^r, \%$	$R, \text{ м}^3/\text{ч}$	$W, \text{ м}^3/\text{ч}$
1	2	3	4	5	6	7
1 Мокрое грохочение						
<i>Поступает:</i>						
1	100.00	36.1	799.0	6.0	0.064	51.0
$W_{\text{ДОБ}}$	-	-	-	-	-	1118.6
<i>Итого:</i>	100.00	36.1	799.0	-	1.464	1169.6
<i>Выходит:</i>						
2	43.51	45.0	347.6	9.0	0.099	34.4
3	56.49	29.3	451.4	-	2.515	1135.2
<i>Итого:</i>	100.00	36.1	799.0	-	1.464	1169.6
2 Обесшламливание						
<i>Поступает:</i>						
3	56.49	29.3	451.4	-	2.515	1135.2
<i>Выходит:</i>						
4	43.01	30.0	343.6	32.0	0.471	161.8
5	13.48	27.1	107.8	-	9.031	973.4
<i>Итого:</i>	56.49	29.3	451.4	-	2.515	1135.2
3 Обогащение в тяжелосредних сепараторах (1 стадия)						
<i>Поступает:</i>						
2	43.51	45.0	347.6	9.0	0.099	34.4
$W_{\text{С1}}^*$	-	-	-	-	-	219.4
<i>Итого:</i>	43.51	45.0	347.6	-	0.730	253.8
<i>Выходит:</i>						
6	21.41	10.1	171.0	-	1.344	229.8
7	22.10	78.9	176.6	12.0	0.136	24.0
<i>Итого:</i>	43.51	45.0	347.6	-	0.730	253.8
4 Отделение суспензии, отмывка магнетита и обезвоживание						
<i>Поступает:</i>						
6	21.41	10.1	171.0	-	1.344	229.8
$W_{\text{ДОБ}}$	-	-	-	-	-	171.0
<i>Итого:</i>	21.41	10.1	171.0	-	2.344	400.8

Продолжение табл. 1.1

1	2	3	4	5	6	7
<i>Выходит:</i>						
8	-	-	-	-	-	210.8
9	2.26	29.4	18.0	-	9.917	178.5
10	19.15	7.8	153.0	7.0	0.075	11.5
<i>Итого:</i>	21.41	10.1	171.0	-	2.344	400.8
5 Отмывка магнетита и обезвоживание отходов						
<i>Поступает:</i>						
7	22.10	78.9	176.6	12.0	0.136	24.0
$W_{\text{ДОБ}}$	-	-	-	-	-	176.6
<i>Итого:</i>	22.10	78.9	176.6	-	1.136	200.6
<i>Выходит:</i>						
11	0.75	68.9	6.0	-	30.62	183.7
12	21.35	79.2	170.6	9.0	0.099	16.9
<i>Итого:</i>	22.10	78.9	176.6	-	1.136	200.6
6 Обогащение в тяжелосредних сепараторах (2 стадия)						
<i>Поступает:</i>						
10	19.15	7.8	153.0	7.0	0.075	11.5
$W_{\text{C}2}^*$	-	-	-	-	-	104.9
<i>Итого:</i>	19.15	7.8	153.0	-	0.761	116.4
<i>Выходит:</i>						
15	18.22	6.7	145.6	-	0.791	115.1
16	0.93	30.9	7.4	15.0	0.176	1.3
<i>Итого:</i>	19.15	7.8	153.0	-	0.761	116.4
7 Отделение суспензии, отмывка магнетита и обезвоживание концентрата						
<i>Поступает:</i>						
15	18.22	6.7	145.6	-	0.791	115.1
$W_{\text{ДОБ}}$	-	-	-	-	-	145.6
<i>Итого:</i>	18.22	6.7	145.6	-	1.791	260.7
<i>Выходит:</i>						
17	-	-	-	-	-	95.3
18	1.26	13.8	10.1	-	15.37	155.2
19	16.96	6.2	135.5	7.0	0.075	10.2
<i>Итого:</i>	18.22	6.7	145.6	-	1.791	260.7
8 Отмывка магнетита и обезвоживание промпродукта						
<i>Поступает:</i>						
16	0.93	30.9	7.4	15.0	0.176	1.3
$W_{\text{ДОБ}}$	-	-	-	-	-	7.4
<i>Итого:</i>	0.93	30.9	7.4	-	1.176	8.7
<i>Выходит:</i>						
20	0.11	21.8	0.9	-	9.00	8.1

Продолжение табл. 1.1

1	2	3	4	5	6	7
21	0.82	32.2	6.5	8.0	0.087	0.6
<i>Итого:</i>	0.93	30.9	7.4	-	1.176	8.7
9 Магнитная сепарация						
<i>Поступает:</i>						
9	2.26	29.4	18.0	-	9.917	178.5
11	0.75	68.9	6.0	-	30.62	183.7
13	-	-	-	-	-	52.7
18	1.26	13.8	10.1	-	15.37	155.2
20	0.11	21.8	0.9	-	9.00	8.1
22	-	-	-	-	-	23.8
<i>Итого: 24</i>	4.38	31.4	35.0	-	17.20	602.0
<i>Выходит:</i>						
25	-	-	-	-	-	52.9
26	4.38	31.4	35.0	-	6.00	210.0
27	-	-	-	-	-	339.1
<i>Итого:</i>	4.38	31.4	35.0	-	17.20	602.0
10 Обогащение в отсадочных машинах						
<i>Поступает:</i>						
4	43.01	30.0	343.6	32.0	0.471	161.8
$W_{ДОБ}$	-	-	-	-	-	1030.8
<i>Итого:</i>	43.01	30.0	343.6	-	3.471	1192.6
<i>Выходит:</i>						
28	29.80	12.4	238.1	-	4.885	1163.1
29	2.26	35.5	18.0	21.0	0.266	4.8
30	10.95	77.0	87.5	22.0	0.282	24.7
<i>Итого:</i>	43.01	30.0	343.6	-	3.471	1192.6
11 Классификация в багер-классификаторе						
<i>Поступает:</i>						
28	29.80	12.4	238.1	-	4.885	1163.1
<i>Выходит:</i>						
31	5.65	26.4	45.1	-	24.72	1114.9
32	24.15	9.1	193.0	20.0	0.611	48.2
<i>Итого: 28</i>	29.80	12.4	238.1	-	4.885	1163.1
12 Обезвоживание концентрата в центрифугах						
<i>Поступает:</i>						
32	24.15	9.1	193.0	20.0	0.611	48.2
<i>Выходит:</i>						
33	2.46	22.0	19.7	-	1.579	31.1
34	21.69	7.7	173.3	9.0	0.099	17.1
<i>Итого: 32</i>	24.15	9.1	193.0	20.0	0.611	48.2
13 Обезвоживание промпродукта в центрифугах						

Окончание табл. 1.1

1	2	3	4	5	6	7
<i>Поступает:</i>						
29	2.26	35.5	18.0	21.0	0.266	4.8
<i>Выходит:</i>						
35	0.30	30.2	2.4	-	1.292	3.1
36	1.96	36.3	15.6	10.0	0.111	1.7
<i>Итого: 29</i>	2.26	35.5	18.0	21.0	0.266	4.8

Общее количество воды в подрешетных (шламовых) водах гравитационного отделения составит:

$$\begin{aligned}
 W_{ШВ} &= W_5 + W_{26} + W_{31} + W_{33} + W_{35} = \\
 &= 973.4 + 210.0 + 1114.9 + 31.1 + 3.1 = 2332.5 \text{ м}^3 / \text{ч}.
 \end{aligned}$$

1.2 Методика подготовки данных для проектирования установок по переработке углесодержащих тонкозернистых отходов

Для проектирования установок по переработке углесодержащего тонкозернистого продукта техногенного месторождения необходимы данные о материале, полученные путем гранулометрического и фракционного анализа проб, отобранных с различных участков шламового отстойника (илонакопителя). После выбора зон, подлежащих выемке для дальнейшей переработки, производится расчет усредненных характеристик крупности материала и его фракционного состава. Методика расчета идентична приведенной в подразделе 2.2 [2]. Долевое участие материала всех участков условно принимается одинаковым и равным $Z = 1/n$, где n – число проб техногенного месторождения.

При наличии данных о содержании в шламе только частиц крупнее и мельче 0.5 мм и их зольности более подробный гранулометрический состав может быть получен на основании упрощенных уравнений:

$$\gamma^{>d} = 100 \cdot \exp[-2 \cdot d \cdot \ln(100 / \gamma^{>0,5})], \quad \% \quad (1.16)$$

$$A^{d-0,5} = A^{0-0,5} (1 - 2,5d), \quad \% \quad (1.17)$$

Фракционный состав частиц шлама любого класса крупности может быть смоделирован следующим образом:

- принимается выход и зольность фракции с высокой плотностью (более 1800 кг / м³ для углей и более 2000 кг / м³ для антрацитов) равными $\gamma_T = A_{исх} \pm$

3 % и $A_T = 76 - 84$ % (бóльшие значения принимать при высокой зольности исходного материала);

- определяется выход фракций с промежуточной плотностью (1500 – 1800 кг / м³ для углей и 1800 – 2000 кг / м³ для антрацитов) и легкой фракции по формулам:

$$\gamma_{II} = T (100 - \gamma_T) / 100, \% ; \quad (1.18)$$

$$\gamma_L = 100 - \gamma_T - \gamma_{II}, \% , \quad (1.19)$$

где T – показатель обогатимости шлама, % (при отсутствии данных об обогатимости шлама данный показатель может быть принят в пределах 5 – 10 % или на 2 – 3 % ниже показателя обогатимости мелкого машинного класса);

- принимается зольность легкой фракции в пределах 4 – 6 %;

- определяется зольность промежуточной фракции из уравнения баланса:

$$A_{II} = (100 \cdot A_{исх} - \gamma_L \cdot A_L - \gamma_T \cdot A_T) / \gamma_{II}. \quad (1.20)$$

Путем изменения величин принимаемых показателей достигается зольность промежуточной фракции в пределах 30 – 40 %.

Более подробный фракционный состав может быть получен путем интерполяции по методике, приведенной в [3], или на ЭВМ с помощью программ, имеющихся в библиотеке кафедры.

Ниже приведен пример получения приближенного гранулометрического состава шлама, содержащегося в подрешетных водах гравитационного отделения углеобогатительной фабрики, и фракционного состава класса крупнее 0.2 мм.

По данным табл. 2.15 [2] содержание в шламе частиц крупнее 0.5 мм составляет $\gamma^{>0.5} = 100 \cdot 1.17 / 26.27 = 4.45$ % при зольности $A^{>0.5} = 23.1$ %. Выход и зольность класса 0 – 0.5 мм составляют соответственно $\gamma^{0-0.5} = 95.55$ % и $A^{0-0.5} = 27.4$ %. Зольность всего шлама $A_{III} = 27.2$ %. Для получения ситового состава шлама используем формулы (1.16) и (1.17):

$$\gamma^{>0.2} = 100 \cdot \exp(-2 \cdot 0.2 \cdot \ln(100 / 4.45)) = 28.80 \% ;$$

$$A^{0.2-0.5} = 27.4 (1 - 2.5 \cdot 0.2) = 13.7 \% .$$

$$\gamma^{>0.1} = 100 \cdot \exp(-2 \cdot 0.1 \cdot \ln(100 / 4.45)) = 53.66 \% ;$$

$$A^{0.1-0.5} = 27.4 (1 - 2.5 \cdot 0.1) = 20.6 \% .$$

С использованием полученных данных определяем:

$$\gamma^{0.2-0.5} = \gamma^{>0.2} - \gamma^{>0.5} = 28.80 - 4.45 = 24.35 \% ;$$

$$\gamma^{0.1-0.5} = \gamma^{>0.1} - \gamma^{>0.5} = 53.66 - 4.45 = 49.21 \%;$$

$$\gamma^{0.1-0.2} = \gamma^{>0.1} - \gamma^{>0.2} = 53.66 - 28.80 = 24.86 \%;$$

$$\gamma^{0-0.1} = 100 - \gamma^{>0.1} = 100 - 53.66 = 46.34 \%;$$

$$\begin{aligned} A^{0-0.1} &= (\gamma^{0-0.5} \cdot A^{0-0.5} - \gamma^{0.1-0.5} \cdot A^{0.1-0.5}) / \gamma^{0-0.1} = \\ &= (95.55 \cdot 27.4 - 49.21 \cdot 20.6) / 46.34 = 34.6 \%; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} A^{0.1-0.2} &= (\gamma^{0.1-0.5} \cdot A^{0.1-0.5} - \gamma^{0.2-0.5} \cdot A^{0.2-0.5}) / \gamma^{0.1-0.2} = \\ &= (49.21 \cdot 20.6 - 24.35 \cdot 13.7) / 24.86 = 27.4 \%. \end{aligned}$$

Для получения фракционного состава:

- определяем зольность класса крупнее 0.2 мм:

$$\begin{aligned} A^{>0.2} &= (\gamma^{0.2-0.5} \cdot A^{0.2-0.5} + \gamma^{>0.5} \cdot A^{>0.5}) / \gamma^{>0.2} = \\ &= (24.35 \cdot 13.7 + 4.45 \cdot 23.1) / 28.80 = 15.2 \%; \end{aligned}$$

- принимаем выход и зольность фракции плотностью более 1800 кг / м³ равными $\gamma^{>1800} = A^{>0.2} - 2 = 13.2 \%$ и $A^{>1800} = 77.0 \%$;

- определяем выход фракций плотностью 1500 – 1800 кг / м³ и менее 1500 кг / м³ по формулам (1.18) и (1.19), приняв показатель обогатимости шлама $T = 5 \%$ с учетом того, что $T_{0.5-13} = 7.8 \%$ [2]:

$$\gamma^{1500-1800} = T (100 - \gamma^{>1800}) / 100 = 5 (100 - 13.2) / 100 = 4.3 \%;$$

$$\gamma^{<1500} = 100 - \gamma^{>1800} - \gamma^{1500-1800} = 100 - 13.2 - 4.3 = 82.5 \%;$$

- принимаем зольность легкой фракции $A^{<1500} = 4.5 \%$;

- определяем зольность промежуточной фракции из уравнения баланса(1.20):

$$\begin{aligned} A^{1500-1800} &= (100 \cdot A^{>0.2} - \gamma^{<1500} \cdot A^{<1500} - \gamma^{>1800} \cdot A^{>1800}) / \gamma^{1500-1800} = \\ &= (100 \cdot 15.2 - 82.5 \cdot 4.5 - 13.2 \cdot 77.0) / 4.3 = 30.8 \%. \end{aligned}$$

Зольность фракции находится в допустимых пределах, в связи с чем пересчет не производим.

Результаты расчета представляем в виде таблиц 1.2 и 1.3.

Таблица 1.2 - Гранулометрический состав шлама

Крупность, мм	Выход к шламу, %	Выход к рядовому углю, %	Зольность, %
> 0.5	4.45	1.17	23.1
0.2 – 0.5	24.35	6.40	13.7
0.1 – 0.2	24.86	6.53	27.4
0 – 0.1	46.34	12.17	34.6
<i>Итого:</i>	<i>100.00</i>	<i>26.27</i>	<i>27.2</i>

Таблица 1.3 – Фракционный состав класса крупнее 0.2 мм

Плотность, кг / м ³	Выход к шламу, %	Выход к рядовому углю, %	Зольность, %
< 1500	82.5	6.24	4.5
1500 – 1800	4.3	0.33	30.8
> 1800	13.2	1.00	77.0
<i>Итого:</i>	<i>100.00</i>	<i>7.57</i>	<i>15.2</i>

2 РАЗРАБОТКА И РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАМА

2.1 Разработка технологической схемы переработки шлама

Проектирование технологической схемы переработки угольных шламов текущей добычи и углесодержащих тонкозернистых продуктов техногенных месторождений производится с учетом рекомендаций “Норм технологического проектирования углеобогачительных фабрик” [1], опыта работы передовых отечественных и зарубежных предприятий и требований задания на выполнение проекта.

Комплекс вводно-шламового хозяйства (ВШХ) углеобогачительной фабрики должен предусматривать замкнутый цикл водоснабжения и поддерживать содержание твердого в оборотной воде на уровне не выше $80 \text{ кг} / \text{м}^3$ (при наличии размокаемых породных минералов – не выше $50 \text{ кг} / \text{м}^3$). С этой целью из подрешетных вод гравитационного отделения шлам извлекается с использованием операций классификации, сгущения, обезвоживания и обогащения.

Установка по переработке углесодержащих тонкозернистых отходов должна обеспечивать получение товарного продукта из материала, складированного в илонакопителе (шламовом отстойнике), с применением аналогичных операций.

Как правило, исходный материал предварительно разделяется по крупности, что обусловлено техническими характеристиками оборудования, применяемого в комплексах переработки шлама. Граничная крупность разделения принимается по согласованию с руководителем в пределах 0,1-0,5 мм и определяется параметрами шлама и техническими характеристиками оборудования последующих процессов переработки.

Для классификации шлама следует предусматривать:

- гидроциклоны диаметром 0,25-1 м (в зависимости от крупности разделения) – при больших объемах поступающих шламовых вод;
- осадительные центрифуги – при переработке высокозольных энергетических углей на фабриках с глубиной обогащения 0,5-25 мм;
- высокочастотные вибрационные грохоты, ленточные классификаторы или конические грохоты – для обогачительных установок малой производительности.

Для обезвоживания крупнозернистой фракции следует использовать:

- конические грохоты с подачей надрешетного продукта в фильтрующие центрифуги совместно с концентратом отсадки – при обогащении коксующихся углей;
- ленточные вакуум-фильтры – при переработке антрацитов;

- высокочастотные вибрационные грохоты с подачей надрешетного продукта в фильтрующие центрифуги – при низкой граничной крупности разделения.

Образующиеся сливы и фугаты перерабатываются совместно с мелкозернистой фракцией, направляются в оборот (при низком содержании твердой фазы) или в отвал (при высокой зольности).

Для обогащения крупнозернистой фракции следует принимать:

- отсадочные машины или тяжелосредние гидроциклоны – при обогащении совместно с мелким машинным классом;

- шламовые отсадочные машины, тяжелосредние и водные гидроциклоны, крутонаклонные сепараторы, концентрационные столы, пенные сепараторы, винтовые желоба, винтовые сепараторы и гидросайзеры (шламовые сепараторы) – для отдельного обогащения.

Для повышения эффективности разделения в винтовых аппаратах рекомендуется предусматривать перечистную операцию и контрольное обогащение тяжелой фракции.

При применении гидросайзеров для обогащения шлама крупнее 0.1 мм, содержащего большое количество частиц крупнее 1 мм, следует предварительно классифицировать крупнозернистую фракцию по крупности 1 мм и отдельно обогащать полученные продукты.

Для переработки продуктов обогащения крупнозернистой фракции следует предусматривать:

- сгущение концентратов в гидроциклонах – при низком содержании твердого в продукте;

- обезвоживание концентратов на высокочастотных вибрационных грохотах с подачей надрешетного продукта в фильтрующие центрифуги – при низкой граничной крупности разделения.

- сгущение отходов с подачей сгущенного продукта на ленточные фильтры, камерные фильтр-прессы при содержании в питании класса крупнее 0.5 мм менее 5 % или в илонакопители.

Для переработки мелкозернистой фракции следует принимать:

- при глубине обогащения до 0,5 мм – сгустители с подачей сгущенного продукта на фильтр-прессы или в илонакопители;

- при глубине обогащения до 0 мм – флотацию в механических или пневматических флотационных машинах, обезвоживание пенного продукта с помощью дисковых фильтров, ленточных или камерных фильтр-прессов и сгущение отходов с подачей сгущенного продукта на фильтр-прессы или в илонакопители.

При наличии размокаемых породных минералов рекомендуется перед флотацией производить отделение илов в гидроциклонах и обработку их совместно с отходами флотации. Для труднофлотируемых материалов следует предусматривать перечистную флотацию.

Для достижения требуемой влажности товарных продуктов следует предусматривать термическую сушку. При сезонной переработке вторичного сырья может быть применена естественная сушка.

В связи с высокими затратами на переработку воды с мелкозернистым шламом часть пульпы следует направлять в оборот.

В соответствии с рекомендациями для схемы комплекса ВШХ углеобогатительной фабрики (рис. 2.1) предусматриваем:

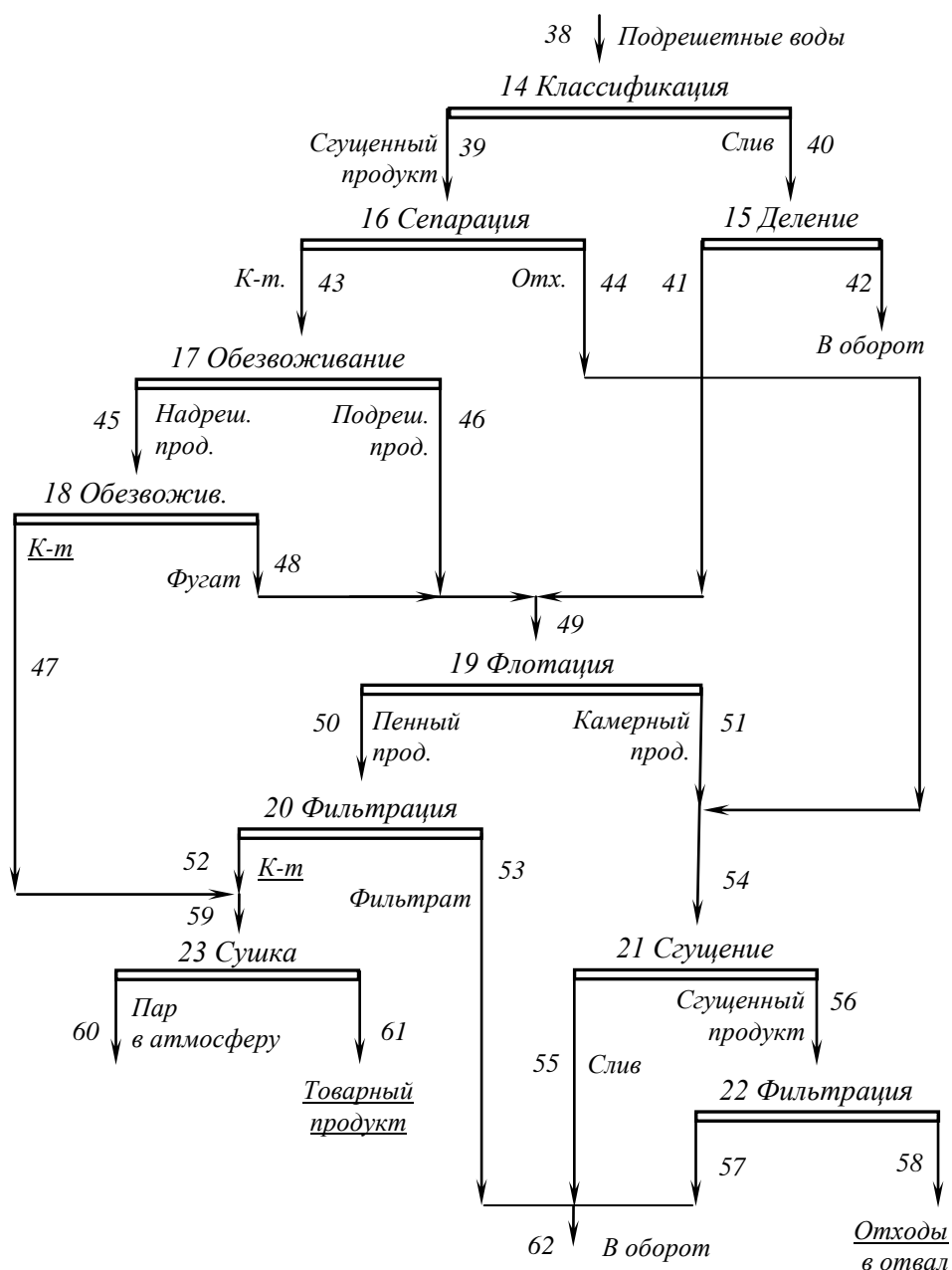


Рис. 2.1 – Технологическая схема комплекса водно-шламового хозяйства углеобогатительной фабрики

- классификацию шлама в гидроциклонах по крупности 0.2 мм с подачей части слива в оборот;
- обогащение сгущенного продукта на винтовых сепараторах;
- обезвоживание концентрата на высокочастотных грохотах с подачей надрешетного продукта на центрифуги;
- обогащение слива гидроциклонов, подрешетного продукта и фугата во флотомашинах с фильтрацией пенного продукта;
- сгущение и фильтрацию отходов сепарации и флотации;
- термическую сушку кека и осадка центрифуг.

2.2 Методика расчета качественно-количественных показателей продуктов обогащения

Целью расчета основных показателей продуктов разработанной технологической схемы является получение необходимых данных для составления баланса продуктов обогащения и воды, определение типоразмера и расчета необходимого количества оборудования.

Расчет операций классификации шлама с помощью гидроциклонов, осадительных центрифуг, ленточных классификаторов или грохотов производится по методике, описанной в пункте 2.7.2 [2]. Эффективность разделения ε и содержание расчетного класса в сливе (подрешетном продукте, фугате) принимается по данным практики или приложения Д. Количество воды в продуктах определяется по формулам пункта 1.1.1.

Ниже дан пример расчета операции классификации комплекса ВШХ углеобогатительной фабрики с использованием характеристик шлама, рассчитанных в [2] и подразделе 1.2. Определяем содержание расчетного класса 0 – 0.2 мм в питании гидроциклонов:

$$a = 100 - \gamma^{>0.2} = 100 - 28.80 = 71.20 \%$$

Количество частиц размером более и менее 0.2 мм в продукте № 38 и их зольность составит:

$$\gamma_{38}^{0-0.2} = \gamma_{Ш} \cdot a / 100 = 26.27 \cdot 71.20 / 100 = 18.70 \%$$

$$A_{38}^{0-0.2} = (100 \cdot A_{Ш} - \gamma^{>0.2} \cdot A^{>0.2}) / a = \\ = (100 \cdot 27.2 - 28.80 \cdot 15.2) / 71.20 = 32.1 \%$$

$$\gamma_{38}^{>0.2} = \gamma_{Ш} - \gamma_{38}^{0-0.2} = 26.27 - 18.70 = 7.57 \%; A_{38}^{>0.2} = A^{>0.2} = 15.2 \%$$

Принимая по данным приложения Д $\varepsilon^{0-0.2} = 75 \%$ и $c = 90 \%$, определяем выход слива (продукт № 40) по формуле:

$$\gamma_{40} = \varepsilon^{0-0.2} \cdot \gamma_{38} \cdot a / 100 \cdot c = 75 \cdot 26.27 \cdot 71.20 / 100 \cdot 90 = 15.59 \%$$

Выход сгущенного продукта № 39 составит:

$$\gamma_{39} = \gamma_{38} - \gamma_{40} = 26.27 - 15.59 = 10.68 \%$$

Определяем количество и зольность частиц размером менее и более 0.2 мм в сливе по формулам:

$$\gamma_{40}^{0-0.2} = \gamma_{40} \cdot c / 100 = 14.31 \cdot 90 / 100 = 14.03 \%;$$

$$\gamma_{40}^{>0.2} = \gamma_{40} - \gamma_{40}^{0-0.2} = 15.59 - 14.03 = 1.56 \%;$$

$$A_{40}^{0-0.2} = A_{38}^{0-0.2} = 32.1 \%; \quad A_{40}^{>0.2} = A_{38}^{>0.2} = 15.2 \%$$

Рассчитываем зольность слива:

$$\begin{aligned} A_{40} &= (\gamma_{40}^{0-0.2} \cdot A_{40}^{0-0.2} + \gamma_{40}^{>0.2} \cdot A_{40}^{>0.2}) / \gamma_{40} = \\ &= (14.03 \cdot 32.1 + 1.56 \cdot 15.2) / 15.59 = 30.4 \%. \end{aligned}$$

Определяем количество и зольность частиц размером менее и более 0.2 мм в сгущенном продукте № 39:

$$\gamma_{39}^{0-0.2} = \gamma_{38}^{0-0.2} - \gamma_{40}^{0-0.2} = 18.70 - 14.03 = 4.67 \%;$$

$$\gamma_{39}^{>0.2} = \gamma_{38}^{>0.2} - \gamma_{40}^{>0.2} = 7.57 - 1.56 = 6.01 \%;$$

$$A_{39}^{0-0.2} = A_{38}^{0-0.2} = 32.1 \%; \quad A_{39}^{>0.2} = A_{38}^{>0.2} = 15.2 \%$$

Рассчитываем зольность продукта № 39:

$$\begin{aligned} A_{39} &= (\gamma_{39}^{0-0.2} \cdot A_{39}^{0-0.2} + \gamma_{39}^{>0.2} \cdot A_{39}^{>0.2}) / \gamma_{39} = \\ &= (4.67 \cdot 32.1 + 6.01 \cdot 15.2) / 10.68 = 22.6 \%. \end{aligned}$$

Принимаем содержание твердого в сгущенном продукте, направляемом на винтовые сепараторы, $\rho_{39} = 400 \text{ кг} / \text{м}^3$ по данным приложения Е. Определяем плотность твердого по формуле 1.4:

$$\rho = K_1 + K_2 \cdot A_{39} = 1312.5 + 12.50 \cdot 22.6 \approx 1600 \text{ кг} / \text{м}^3$$

Разжиженность продукта № 39 и количество воды в нем определяем по формулам 1.3 и 1.1:

$$R_{39} = 1000 (\rho - p_{39}) / \rho \cdot p_{39} =$$

$$= 1000 (1600 - 400) / 1600 \cdot 400 = 1.875 \text{ м}^3 / \text{т};$$

$$W_{39} = \gamma_{39} \cdot Q_{ИСХ} \cdot R_{39} / 100 = 10.68 \cdot 799.0 \cdot 1.875 / 100 = 160.0 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Количество воды в сливе составит:

$$W_{40} = W_{38} - W_{39} = 2332.5 - 160.0 = 2172.5 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Расчет операции деления с целью определения количества шламовой воды, направляемой в оборот без глубокого осветления, производится в следующем порядке:

- рассчитывается разжиженность оборотной воды $R_{ОВ}$ по формуле 1.3 при требуемом содержании твердого $\rho_{ОВ} < 80 \text{ кг} / \text{м}^3$ (при наличии размокаемых породных минералов – не выше $50 \text{ кг} / \text{м}^3$);

- определяется доля воды D_B , направляемой при делении в оборот, по формуле:

$$D_B = W_{ШВ} / (W_{ШВ} + R_{ОВ} \cdot Q_{П}), \quad (2.1)$$

где $W_{ШВ}$ – количество воды в шламовых водах гравитационного отделения, поступающей в комплекс ВШХ, $\text{м}^3 / \text{ч}$; $Q_{П} = \gamma_{П} \cdot Q_{ИСХ} / 100$ – количество твердого в продукте, подвергающемся делению, $\text{т} / \text{ч}$;

- находится количество воды, направляемой в результате деления в оборот W_O и на дальнейшую переработку W_D по формулам:

$$W_O = W_{П} \cdot D_B, \text{ м}^3 / \text{ч}; \quad (2.2)$$

$$W_D = W_{П} - W_O, \text{ м}^3 / \text{ч}. \quad (2.3)$$

При вычислении доли воды результат рекомендуется округлить в меньшую сторону до величины, кратной 0.05.

Количество шлама, циркулирующего с оборотной водой $Q_{ЦШ}$ ориентировочно определяется по формуле:

$$Q_{ЦШ} = Q_{П} \cdot D_B / (1 - D_B), \text{ м}^3 / \text{ч}. \quad (2.4)$$

В связи с накоплением шлама в результате циркуляции фактическое содержание его в шламовой воде, направляемой на дальнейшую переработку будет равно $Q_D = Q_{П}$.

Оценка работы проектируемого комплекса ВШХ производится по показателю циркуляции

$$K_{ц} = Q_{шв} / (Q_{шв} + Q_{цш}). \quad (2.5)$$

Полученное значение должно быть не меньше 0.35, 0.45 и 0.5 соответственно для фабрик, обогащающих антрациты, коксующиеся и газовые угли.

Для проектируемой фабрики, перерабатывающей коксующиеся угли марки «Ж», принимаем $p_{ОВ} = 70 \text{ кг} / \text{м}^3$. При зольности продукта № 40, подвергающегося делению, $A_{40} = 30.2 \%$ плотность твердой фазы равна $\approx 1700 \text{ кг} / \text{м}^3$. Разжиженность оборотной воды при этом составит:

$$R_{ОВ} = 1000(\rho - p_{ОВ}) / \rho \cdot p_{ОВ} = 1000 (1700 - 70) / 1700 \cdot 70 = 13.7 \text{ м}^3 / \text{т}.$$

Доля воды D_B , направляемой в оборот, при количестве твердого в сливе $Q_{40} = 15.59 \cdot 799.0 / 100 = 124.6 \text{ т} / \text{ч}$ составит:

$$D_B = W_{шв} / (W_{шв} + R_{ОВ} \cdot Q_{40}) = 2332.4 / (2332.4 + 13.7 \cdot 124.6) \approx 0.55.$$

Находим количество воды, направляемой в результате деления в оборот и на дальнейшую переработку:

$$W_{42} = W_{40} \cdot D_B = 2172.4 \cdot 0.55 = 1194.8 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{41} = W_{40} - W_{42} = 2172.5 - 1194.8 = 977.7 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Количество циркулирующего шлама составит:

$$Q_{цш} = Q_{40} \cdot D_B / (1 - D_B) = 124.6 \cdot 0.55 / (1 - 0.55) = 152.3 \text{ т} / \text{ч}.$$

Количество твердого в продукте № 41 $Q_{41} = Q_{40} = 124.6 \text{ т} / \text{ч}$.

Показатель циркуляции будет равен:

$$K_{ц} = Q_{шв} / (Q_{шв} + Q_{цш}) = 210.0 / (210.0 + 152.3) = 0.58.$$

Расчет операций обогащения крупнозернистой фракции шлама при наличии ее фракционного состава производится по методике, описанной в подразделе 2.5 [2] (после построения кривых обогатимости и определения требуемой плотности разделения) или с использованием ЭВМ. Показатели эффективности разделения могут быть приняты по данным приложения Ж или данным практики.

При наличии данных о зольности продуктов разделения близкого по свойствам шлама в аналогичном аппарате, результаты обогащения могут быть определены из уравнений баланса:

$$\gamma_{исх}^{>d} = \gamma_{к-т}^{>d} + \gamma_{отх}^{>d} ;$$

$$\gamma_{исх}^{>d} \cdot A_{исх}^{>d} = \gamma_{к-т}^{>d} \cdot A_{к-т}^{>d} + \gamma_{отх}^{>d} \cdot A_{отх}^{>d} .$$

Распределение тонкозернистой фракции, поступающей в операцию обогащения, производится пропорционально выходу продуктов разделения или их разжиженности.

Качественно-количественные показатели i - того продукта обогащения определяются по формулам:

$$\gamma_i = \gamma_i^{0-d} + \gamma_i^{>d} ;$$

$$A_i = \gamma_i^{0-d} \cdot A_i^{0-d} + \gamma_i^{>d} \cdot A_i^{>d} .$$

Количество воды в продуктах обогащения определяется по формулам пункта 1.1.1.

Для рассматриваемого примера по опытным данным примем $A_{43}^{>0.2} = 10 \%$ и $A_{44}^{>0.2} = 65 \%$. В этом случае выход продуктов обогащения класса крупнее 0.2 мм из уравнений баланса составит:

$$\begin{aligned} \gamma_{43}^{>0.2} &= \gamma_{39}^{>0.2} \cdot (A_{44}^{>0.2} - A_{39}^{>0.2}) / (A_{44}^{>0.2} - A_{43}^{>0.2}) = \\ &= 6.01 (65.0 - 15.2) / (65.0 - 10) = 5.44 \% ; \end{aligned}$$

$$\gamma_{44}^{>0.2} = \gamma_{39}^{>0.2} - \gamma_{43}^{>0.2} = 6.01 - 5.44 = 0.57 \% .$$

Количество класса 0 – 0.2 мм в продуктах определим из условия распределения пропорционально количеству класса > 0.5 мм:

$$\gamma_{43}^{0-0.2} = \gamma_{39}^{0-0.2} \cdot \gamma_{43}^{>0.2} / \gamma_{39}^{>0.2} = 4.67 \cdot 5.44 / 6.01 = 4.23 \% ;$$

$$\gamma_{44}^{0-0.2} = \gamma_{39}^{0-0.2} - \gamma_{43}^{0-0.2} = 4.67 - 4.23 = 0.44 \% .$$

Зольность класса 0 – 0.2 мм составит:

$$A_{43}^{0-0.2} = A_{44}^{0-0.2} = A_{39}^{0-0.2} = 32.1 \% .$$

Выход и зольность продуктов № 43 и № 44 составят:

$$\gamma_{43} = \gamma_{43}^{0-0.2} + \gamma_{43}^{>0.2} = 4.23 + 5.44 = 9.67 \% ;$$

$$A_{43} = (\gamma_{43}^{0-0.2} \cdot A_{43}^{0-0.2} + \gamma_{43}^{>0.2} \cdot A_{43}^{>0.2}) / \gamma_{43} =$$

$$= (4.23 \cdot 32.1 + 5.44 \cdot 10.0) / 9.67 = 19.7 \%;$$

$$\gamma_{44} = \gamma_{44}^{0-0.2} + \gamma_{44}^{>0.2} = 0.44 + 0.57 = 1.01 \%;$$

$$A_{44} = (\gamma_{44}^{0-0.2} \cdot A_{44}^{0-0.2} + \gamma_{44}^{>0.2} \cdot A_{44}^{>0.2}) / \gamma_{44} =$$

$$= (0.44 \cdot 32.1 + 0.57 \cdot 65.0) / 1.01 = 50.7 \%.$$

По данным приложения E принимаем содержание твердого в концентрате $\rho_{43} = 400 \text{ кг} / \text{м}^3$. При зольности продукта $A_{43} = 19.7 \%$ его разжиженность составит $R_{43} = 1.855 \text{ м}^3 / \text{ч}$. В этом случае:

$$W_{43} = \gamma_{43} \cdot Q_{ИСХ} \cdot R_{43} / 100 = 9.67 \cdot 799.0 \cdot 1.855 / 100 = 143.3 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{44} = W_{39} - W_{43} = 160.0 - 143.3 = 16.7 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Расчет операций переработки продуктов обогащения крупнозернистой фракции в гидроциклонах, на высокочастотных вибрационных грохотах, в фильтрующих центрифугах производится по методике, описанной в пункте 2.7.2 [2]. Эффективность разделения ε и содержание расчетного класса в сливе (подрешетном продукте, фугате) принимается по данным практики или приложения Д. Количество воды в продуктах определяется по формулам пункта 1.1.1.

Расчет операции обезвоживания концентрата винтовых сепараторов на высокочастотном грохоте производим при условии, что содержание расчетного класса $0 - 0.2 \text{ мм}$ в исходном продукте № 43 составляет $a = 100 \cdot \gamma_{43}^{0-0.2} / \gamma_{43} = 100 \cdot 4.23 / 9.67 = 43.7 \%$. Принимаем по данным приложения Д $c = 100 \%$ и $\varepsilon^{0-0.2} = 80 \%$. Определяем выход продукта № 46 по формуле:

$$\gamma_{46} = \varepsilon^{0-0.2} \cdot \gamma_{43} \cdot a / 100 \cdot c = 80 \cdot 9.67 \cdot 43.7 / 100 \cdot 100 = 3.38 \%.$$

Выход надрешетного продукта № 45 составит:

$$\gamma_{45} = \gamma_{43} - \gamma_{46} = 9.67 - 3.38 = 6.29 \%.$$

Подрешетный продукт представлен классом $0 - 0.2 \text{ мм}$, так как $c = 100 \%$. Зольность продукта $A_{46} = A_{43}^{0-0.2} = 32.1 \%$.

Определяем количество и зольность частиц размером менее 0.2 мм в надрешетном продукте по формуле:

$$\gamma_{45}^{0-0.2} = \gamma_{43}^{0-0.2} - \gamma_{46} = 4.23 - 3.38 = 0.85 \%, A_{45}^{0-0.2} = A_{43}^{0-0.2} = 32.1 \%.$$

Определяем зольность продукта № 45 с учетом того, что из исходного продукта в него переходят все частицы крупнее 0.2 мм:

$$A_{45} = (\gamma_{45}^{0-0.2} \cdot A_{45}^{0-0.2} + \gamma_{43}^{>0.2} \cdot A_{43}^{>0.2}) / \gamma_{45} =$$

$$= (0.85 \cdot 32.1 + 5.44 \cdot 10.0) / 6.29 = 13.2 \%$$

Принимая влажность продукта $W_{45}^* = 25 \%$ ($R_{45} = 0.333 \text{ м}^3 / \text{т}$) по данным приложения 3 определяем:

$$W_{45} = \gamma_{45} \cdot Q_{\text{ИСХ}} \cdot R_{45} / 100 = 6.29 \cdot 799.0 \cdot 0.333 / 100 = 16.7 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{46} = W_{43} - W_{45} = 143.3 - 16.7 = 126.6 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Для расчета обезвоживания концентрата в центрифуге определяем содержание расчетного класса 0 – 0.2 мм в исходном продукте № 45 $a = 100 \cdot \gamma_{45}^{0-0.2} / \gamma_{45} = 100 \cdot 0.85 / 6.29 = 13.5 \%$. Принимаем по данным приложения Д $c = 100 \%$ и $\varepsilon^{0-0.2} = 80 \%$. Определяем выход продукта № 48 по формуле:

$$\gamma_{48} = \varepsilon^{0-0.2} \cdot \gamma_{45} \cdot a / 100 \cdot c = 80 \cdot 6.29 \cdot 13.5 / 100 \cdot 100 = 0.68 \%$$

$$\text{Зольность } A_{48} = A_{45}^{0-0.2} = 32.1 \%$$

Выход и зольность продукта № 47 составит:

$$\gamma_{47} = \gamma_{45} - \gamma_{48} = 6.29 - 0.68 = 5.61 \%;$$

$$A_{47} = (\gamma_{45} \cdot A_{45} - \gamma_{48} \cdot A_{48}) / \gamma_{47} = (6.29 \cdot 13.2 - 0.68 \cdot 32.1) / 5.61 = 10.9 \%$$

Принимая влажность продукта $W_{47}^* = 13 \%$ ($R_{47} = 0.149 \text{ м}^3 / \text{т}$) по данным приложения 3 определяем:

$$W_{47} = \gamma_{47} \cdot Q_{\text{ИСХ}} \cdot R_{47} / 100 = 5.61 \cdot 799.0 \cdot 0.149 / 100 = 6.7 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{48} = W_{45} - W_{47} = 16.7 - 6.7 = 10.0 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Расчет операции флотации в механических флотационных машинах производится с использованием данных о зольности продуктов разделения близкого по свойствам материала. Выход продуктов определяется из уравнений баланса:

$$\gamma_{\text{ПИТ}} = \gamma_{\text{К-Т}} + \gamma_{\text{ОТХ}};$$

$$\gamma_{\text{ПИТ}} \cdot A_{\text{ПИТ}} = \gamma_{\text{К-Т}} \cdot A_{\text{К-Т}} + \gamma_{\text{ОТХ}} \cdot A_{\text{ОТХ}}.$$

Количество воды в продуктах обогащения определяется по формулам пункта 1.1.1. Рекомендуется предварительно определить содержание твердого в питании флотации по формуле:

$$\rho_{\text{ПИТ}} = 100 \cdot Q_{\text{ПИТ}} / (W_{\text{ПИТ}} + 1000 \cdot Q_{\text{ПИТ}} / \rho_{\text{ПИТ}}), \text{ кг / м}^3. \quad (2.6)$$

Данный показатель должен составлять:

- 80 – 120 кг / м³ – для углей марок Г и Д;
- 120 – 150 кг / м³ – для углей марок Ж, К, ОС и Т;
- 150 – 180 кг / м³ – для антрацитов.

В случае отклонения фактического значения $\rho_{\text{ПИТ}}$ от рекомендованных пределов следует изменить долю воды D_B , направляемой при делении в оборот.

Для рассматриваемого примера по данным практики примем $A_{50} = 8 \%$ и $A_{51} = 72 \%$. Выход и зольность питания флотации и количество воды в нем составят:

$$\gamma_{49} = \gamma_{41} + \gamma_{46} + \gamma_{48} = 15.59 + 3.38 + 0.68 = 19.65 \%;$$

$$A_{49} = (\gamma_{41} \cdot A_{41} + \gamma_{46} \cdot A_{46} + \gamma_{48} \cdot A_{48}) / \gamma_{49} = \\ = (15.59 \cdot 30.4 + 3.38 \cdot 32.1 + 0.68 \cdot 32.1) / 19.65 = 30.8 \%;$$

$$W_{49} = W_{41} + W_{46} + W_{48} = 977.7 + 126.6 + 10.0 = 1114.3 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

При $Q_{49} = \gamma_{49} \cdot Q_{\text{ИСХ}} / 100 = 157.1 \text{ т / ч}$ и $\rho_{49} \approx 1700 \text{ кг / м}^3$ содержание твердого в питании флотации составит:

$$\rho_{49} = 100 \cdot Q_{49} / (W_{49} + 1000 \cdot Q_{49} / \rho_{49}) = \\ = 157.1 / (1114.2 + 1000 \cdot 157.1 / 1700) = 130 \text{ кг / м}^3.$$

Значение соответствует рекомендованному для флотации углей марки Ж, в связи с чем пересчет не производим.

Выход продуктов обогащения определим из уравнений баланса:

$$\gamma_{50} = \gamma_{49} \cdot (A_{51} - A_{49}) / (A_{51} - A_{50}) = \\ = 19.65 (72.0 - 30.8) / (72.0 - 8.0) = 12.65 \%;$$

$$\gamma_{51} = \gamma_{49} - \gamma_{50} = 19.65 - 12.65 = 7.00 \%.$$

По данным приложения Е принимаем содержание твердого в пенном продукте $p_{50} = 300 \text{ кг} / \text{м}^3$. При зольности продукта $A_{50} = 8.0 \%$ его разжиженность составит $R_{50} = 2.624 \text{ м}^3 / \text{ч}$. В этом случае:

$$W_{50} = \gamma_{50} \cdot Q_{\text{ИСХ}} \cdot R_{50} / 100 = 12.65 \cdot 799.0 \cdot 2.624 / 100 = 265.2 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{51} = W_{49} - W_{50} = 1114.3 - 265.2 = 849.1 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Расчет операций переработки мелкозернистой фракции и продуктов флотации производится с учетом того, что фильтраты и сливы направляются в оборот. Содержание твердого в данных продуктах условно принимается равным нулю. В этом случае выход и зольность сгущенных (обезвоженных) продуктов и исходных продуктов будут равны. Количество воды в продуктах определяется по формулам пункта 1.1.1.

Для рассматриваемого примера производим расчет операций фильтрации пенного продукта, сгущения и фильтрации отходов флотации. Принимаем $\gamma_{53} = \gamma_{55} = \gamma_{57} = 0$. Тогда:

$$\gamma_{52} = \gamma_{50} = 12.65 \%, \quad A_{52} = A_{50} = 8.0 \%;$$

$$\gamma_{56} = \gamma_{58} = \gamma_{51} + \gamma_{44} = 7.00 + 1.01 = 8.01 \%;$$

$$\begin{aligned} A_{56} = A_{58} &= (\gamma_{51} \cdot A_{51} + \gamma_{44} \cdot A_{44}) / \gamma_{56} = \\ &= (7.00 \cdot 72.0 + 1.01 \cdot 50.7) / 8.01 = 69.3 \%. \end{aligned}$$

Расчет количества воды в продуктах производим, принимая $W_{52}^* = 25.0 \%$ ($R_{55} = 0.333 \text{ м}^3 / \text{т}$), $W_{58}^* = 25.0 \%$ ($R_{58} = 0.333 \text{ м}^3 / \text{т}$), $p_{56} = 600 \text{ кг} / \text{м}^3$ ($R_{56} = 1.239 \text{ м}^3 / \text{т}$) по данным приложения З и Е. В этом случае:

$$W_{52} = \gamma_{52} \cdot Q_{\text{ИСХ}} \cdot R_{52} / 100 = 12.65 \cdot 799.0 \cdot 0.333 / 100 = 33.7 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{56} = \gamma_{56} \cdot Q_{\text{ИСХ}} \cdot R_{56} / 100 = 8.01 \cdot 799.0 \cdot 1.239 / 100 = 79.3 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{58} = \gamma_{58} \cdot Q_{\text{ИСХ}} \cdot R_{58} / 100 = 8.01 \cdot 799.0 \cdot 0.333 / 100 = 21.3 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Из уравнений баланса:

$$W_{53} = W_{50} - W_{52} = 265.2 - 33.7 = 231.5 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{55} = W_{51} + W_{44} - W_{56} = 849.1 + 16.7 - 79.3 = 786.5 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$W_{57} = W_{56} - W_{58} = 79.3 - 21.3 = 58.0 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Расчет операции сушки производится с учетом обеспечения требуемой влажности высушенного продукта на уровне 5 – 6 %. Для углей с максимальной влагоемкостью более 5 % влажность устанавливается по данным практики. Унос твердого с газами принимаем равным нулю.

При естественной сушке влажность продукта устанавливается согласно требованиям потребителя.

Для рассматриваемого примера принимаем $W_{61}^* = 5.0\%$ ($R_{61} = 0.053 \text{ м}^3 / \text{т}$). В этом случае:

$$W_{61} = (\gamma_{47} + \gamma_{52}) \cdot Q_{исх} \cdot R_{61} / 100 = \\ = (5.61 + 12.65) \cdot 799.0 \cdot 0.053 / 100 = 7.7 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Количество испаренной влаги составит:

$$W_{60} = W_{47} + W_{52} - W_{61} = 6.7 + 33.7 - 7.7 = 32.7 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Для проверки правильности вычислений определяем количество твердого и воды, уходящих из технологического комплекса ВШХ с продуктами разделения: концентратом, отходами, оборотной водой и испаренной влагой.

$$\Sigma \gamma = \gamma_{61} + \gamma_{58} = 18.26 + 8.01 = 26.27\%;$$

$$\Sigma W = W_{61} + W_{58} + W_{42} + W_{53} + W_{55} + W_{57} + W_{60} = \\ = 7.7 + 21.3 + 1194.8 + 231.5 + 786.4 + 58.0 + 32.7 = 2332.4 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Результаты расчета верны, т.к. соблюдается баланс по количеству твердого и воды в исходных и конечных продуктах. Результаты расчета заносим в табл. 2.1.

Таблица 2.1 – Результаты расчета технологической схемы комплекса ВШХ углеобогадательной фабрики

№ продукта	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$Q, \text{ т/ч}$	$W^*, \%$	$R, \text{ м}^3/\text{ч}$	$W, \text{ м}^3/\text{ч}$
1	2	3	4	5	6	7
14 Классификация						
<i>Поступает:</i>						
5	13.48	27.1	107.8	-	9.031	973.4
26	4.38	31.4	35.0	-	6.00	210.0
31	5.65	26.4	45.1	-	24.72	1114.9
33	2.46	22.0	19.7	-	1.579	31.1
35	0.30	30.2	2.4	-	1.292	3.1
Итого: 38	26.27	27.2	210.0	-	11.11	2332.5

Продолжение табл. 2.1

1	2	3	4	5	6	7
<i>Выходит:</i>						
39	10.68	22.6	85.4	-	1.875	160.0
40	15.59	30.4	124.6	-	17.44	2172.5
<i>Итого: 38</i>	26.27	27.2	210.0	-	11.11	2332.5
15 Деление						
<i>Поступает:</i>						
40	15.59	30.4	124.6	-	17.44	2172.5
<i>Выходит:</i>						
41	15.59	30.4	124.6	-	7.846	977.7
42	-	-	-	-	-	1194.8
<i>Итого:</i>	15.59	30.4	124.6	-	17.44	2172.5
16 Винтовая сепарация						
<i>Поступает:</i>						
39	10.68	22.6	85.4	-	1.875	160.0
<i>Выходит:</i>						
43	9.67	19.7	77.3	-	1.855	143.3
44	1.01	50.7	8.1	-	2.062	16.7
<i>Итого:</i>	10.68	22.6	85.4	-	1.875	160.0
17 Обезвоживание						
<i>Поступает:</i>						
43	9.67	19.7	77.3	-	1.855	143.3
<i>Выходит:</i>						
45	6.29	13.2	50.3	25.0	0.333	16.7
46	3.38	32.1	27.0	-	4.689	126.6
<i>Итого:</i>	9.67	19.7	77.3	-	1.855	143.3
18 Обезвоживание						
<i>Поступает:</i>						
45	6.29	13.2	50.3	25.0	0.333	16.7
<i>Выходит:</i>						
47	5.61	10.9	44.8	13.0	0.149	6.7
48	0.68	32.1	5.5	-	1.818	10.0
<i>Итого:</i>	6.29	13.2	50.3	25.0	0.333	16.7
19 Флотация						
<i>Поступает:</i>						
41	15.59	30.4	124.6	-	7.846	977.7
46	3.38	32.1	27.0	-	4.689	126.6
48	0.68	32.1	5.5	-	1.818	10.0
<i>Итого: 49</i>	19.65	30.8	157.1	-	7.092	1114.3

Окончание табл. 2.1

1	2	3	4	5	6	7
<i>Выходит:</i>						
50	12.65	8.0	101.1	-	2.624	265.2
1	2	3	4	5	6	7
51	7.00	72.0	56.0	-	15.16	849.1
<i>Итого:</i>	19.65	30.8	157.1	-	7.092	1114.3
20 Фильтрация пенного продукта						
<i>Поступает:</i>						
50	12.65	8.0	101.1	-	2.624	265.2
<i>Выходит:</i>						
52	12.65	8.0	101.1	25.0	0.333	33.7
53	-	-	-	-	-	231.5
<i>Итого:</i>	12.65	8.0	101.1	-	2.624	265.2
21 Сгущение						
<i>Поступает:</i>						
44	1.01	50.7	8.1	-	2.062	16.7
51	7.00	72.0	56.0	-	15.16	849.1
<i>Итого: 54</i>	8.01	69.3	64.1	-	13.51	865.8
<i>Выходит:</i>						
55	-	-	-	-	-	786.5
56	8.01	69.3	64.1	-	1.239	79.3
<i>Итого: 54</i>	8.01	69.3	64.1	-	13.51	865.8
1	2	3	4	5	6	7
22 Фильтрация						
<i>Поступает:</i>						
56	8.01	69.3	64.1	-	1.239	79.3
<i>Выходит:</i>						
57	-	-	-	-	-	58.0
58	8.01	69.3	64.1	25.0	0.333	21.3
<i>Итого:</i>	8.01	69.3	64.1	-	1.239	79.3
23 Сушка						
<i>Поступает:</i>						
47	5.61	10.9	44.8	13.0	0.149	6.7
52	12.65	8.0	101.1	25.0	0.333	33.7
<i>Итого: 59</i>	18.26	8.9	145.9	21.7	0.241	40.4
<i>Выходит:</i>						
60	-	-	-	-	-	32.7
61	18.26	8.9	145.9	5.0	0.053	7.7
<i>Итого: 59</i>	18.26	8.9	145.9	21.7	0.241	40.4

3 СОСТАВЛЕНИЕ БАЛАНСОВ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

3.1 Методика расчета количества добавочной воды и составления баланса оборотной воды

Определение количества добавочной воды необходимо для расчета технико-экономических показателей работы проектируемой обогатительной фабрики (установки). Добавочная вода $W_{д}$, поступающая из внешних источников, используется для восполнения потерь с продуктами обогащения и испаренной влаги. Ее количество определяется из уравнения баланса:

$$W_{исх} + W_{д} = \sum W_{прод}, \quad (3.1)$$

Для проверки правильности проведенных расчетов составляется баланс оборотной воды в виде таблицы, где помещаются данные о количестве воды, подаваемой в операции технологической схемы и направляемой в оборот при работе комплекса ВШХ.

Для рассматриваемого примера определяем количество добавочной воды:

$$W_{д} = W_{12} + W_{19} + W_{21} + W_{30} + W_{34} + W_{36} + W_{58} + W_{60} + W_{61} - W_{1} =$$

$$= 16.9 + 10.2 + 0.6 + 24.7 + 17.1 + 1.7 + 21.3 + 32.7 + 7.7 - 51.0 = 81.9 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Баланс оборотной воды, полученный с использованием данных проведенных расчетов, представлен в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Баланс оборотной воды

<i>Расход</i>		<i>Приход</i>	
<i>Наименование операции</i>	<i>W, м³ / ч</i>	<i>№ и наименование продукта</i>	<i>W, м³ / ч</i>
<i>Мокрое грохочение</i>	<i>1118.6</i>	<i>42 Слив</i>	<i>1194.8</i>
<i>Ополаскивание продуктов сепарации</i>	<i>161.5</i>	<i>53 Фильтрат</i>	<i>231.5</i>
<i>Поддержание плотности суспензии</i>	<i>41.8</i>	<i>55 Слив</i>	<i>786.5</i>
<i>Обогащение отсадкой</i>	<i>1030.8</i>	<i>57 Фильтрат</i>	<i>58.0</i>
<i>Добавочная вода</i>		<i>Добавочная вода</i>	<i>81.9</i>
<i>Итого:</i>	<i>2352.7</i>	<i>Итого:</i>	<i>2352.7</i>

При составлении баланса учтено, что для ополаскивания продуктов обогащения используется слив магнитных сепараторов.

3.2 Методика составления балансов продуктов обогащения

Баланс продуктов обогащения составляется с использованием данных расчета технологической схемы обогатительной фабрики, приведенных в табл. 2.14 [2] и 2.1.

При составлении баланса следует принимать потери угля в объеме 1 % от поступающего сырья. В связи с этим выход всех продуктов обогащения вносится в таблицу баланса с коэффициентом 0.99.

В таблице баланса следует приводить годовое количество перерабатываемого угля с учетом его влаги и количество получаемых продуктов (с учетом потерь), приведенное к влаге рядовых углей и рассчитываемое по формуле:

$$Q_i = \gamma'_i \cdot Q_{исх} \cdot T / (100 - W'_{исх}), \text{ т / год}, \quad (3.2)$$

где γ'_i – выход i – того продукта с учетом потерь; T – годовое количество машинных часов работы обогатительной фабрики (рекомендуется принимать $T = 6000$ час).

Для рассматриваемого примера баланс продуктов обогащения проектируемой фабрики приведен в табл. 3.2.

Таблица 3.2 - Баланс продуктов обогащения

Продукт	№ прод.	Количество		Зольность, %
		тыс.т / год	%	
Концентрат		2876.4	56.4	7.6
в т.ч.: - тяж. сепарац.	19	856.8	16.8	6.2
- отсадки	34	1096.5	21.5	7.7
- винт. сепарац. и флотации	61	923.1	18.1	8.9
Промпродукт		137.7	2.7	35.1
в т.ч.: - тяж. сепарац.	21	40.8	0.8	32.2
- отсадки	36	96.9	1.9	36.3
Отходы		2034.9	39.9	76.6
в т.ч.: - тяж. сепарац.	12	1076.1	21.1	79.2
- отсадки	30	555.9	10.9	77.0
- винт. сепарац. и флотации	58	402.9	7.9	69.3
Потери		51.0	1.0	36.1
Итого переработано:		5100.0	100.0	36.1

4 РАСЧЕТ НЕОБХОДИМОГО КОЛИЧЕСТВА РЕАГЕНТОВ

Расчет количества расходуемых при работе обогатительной фабрики реагентов (собирателя, вспенивателя, флокулянта) производится с целью получения необходимых данных для определения экономических показателей. Годовое потребление каждого реагента определяется по формуле:

$$P_i = k \cdot Q_{ПР} \cdot T \cdot q_i / 1000, \text{ т / год} \quad (4.1)$$

где k – коэффициент неравномерность нагрузки; $Q_{ПР}$ – количество материала, поступающего в операцию флотации (сгущения, фильтрации), т / ч; T – количество машинных часов работы фабрики в году, час; q_i – удельный расход реагента, подаваемого в операцию (принимается по данным практики, результатам исследований в рамках НИРС или по сведениям из литературных источников), кг / т.

Для рассматриваемого примера расход реагентов составит:

- реагент-собиратель дизельное топливо (подается в операцию флотации; расход 0,8 – 2,0 кг/т):

$$P_C = k \cdot Q_{49} \cdot T \cdot q_C / 1000 = 1.25 \cdot 157.1 \cdot 6000 \cdot 1.2 / 1000 = 1413.9 \text{ т / год};$$

- реагент-вспениватель масло ПОД (подается в операцию флотации; расход 0,02 – 0,06 кг/т):

$$P_B = k \cdot Q_{49} \cdot T \cdot q_B / 1000 = 1.25 \cdot 157.1 \cdot 6000 \cdot 0.04 / 1000 = 47.1 \text{ т / год};$$

- флокулянт Magnaflok – 366 (подается в операцию фильтрации концентрата флотации; расход 0,02 – 0,04 кг/т):

$$P_\Phi = k \cdot Q_{50} \cdot T \cdot q_\Phi / 1000 = 1.25 \cdot 101.1 \cdot 6000 \cdot 0.02 / 1000 = 15.2 \text{ т / год};$$

- флокулянт Magnaflok – 366 (подается в операцию сгущения отходов флотации; расход 0,02 – 0,06 кг/т):

$$P_\Phi = k \cdot Q_{54} \cdot T \cdot q_\Phi / 1000 = 1.5 \cdot 64.1 \cdot 6000 \cdot 0.05 / 1000 = 28.8 \text{ т / год}.$$

5 МЕТОДИКА РАСЧЕТА КОЛИЧЕСТВА ОБОРУДОВАНИЯ

Полученные в результате расчетов данные о количестве воды и твердого в продуктах обогащения позволяют:

- произвести проверку правильности расчетов оборудования для обесшламливания и классификации комплекса переработки углей гравитационной крупности, выполненных согласно [2];
- выполнить расчет количества оборудования комплекса переработки шлама.

Для расчетов рекомендуется использовать:

- практические данные о производительности оборудования, работающего на аналогичном сырье;
- данные о нормативах нагрузок и технических характеристиках оборудования [1, 4, 6];
- данные из приложений К – М настоящих методуказаний.

При расчете следует учитывать неравномерность нагрузки с помощью коэффициента k :

$k = 1.25$ для оборудования, перерабатывающего уголь и низкочольные продукты обогащения;

$k = 1.5$ для оборудования, перерабатывающего отходы обогащения.

Для определения количества оборудования, исходя из его объемной производительности, предварительно производится расчет объема пульпы, поступающей в аппараты, по формуле:

$$V_p = k \cdot (W_i + 1000 \cdot Q_i / \rho_i), \text{ м}^3 / \text{ч}, \quad (5.1)$$

где W_i – количество воды в i – том продукте, $\text{м}^3/\text{ч}$, Q_i – количество твердого в i – том продукте, $\text{т}/\text{ч}$, ρ_i – плотность твердой фазы i – того продукта, определяемая по формуле (1.4), $\text{кг}/\text{м}^3$.

Необходимое количество оборудования определяется по формуле:

$$N = V_p / V, \quad (5.2)$$

где V_p – расчетное количество поступающей в аппарат пульпы, $\text{м}^3/\text{ч}$; V – производительность выбранного типоразмера оборудования по пульпе, $\text{м}^3/\text{ч}$.

При расчете количества оборудования исходя из его производительности по пульпе и твердому следует принимать ближайшее большее целое число аппаратов. Рекомендуется провести расчет количества оборудования для нескольких типоразмеров. Это позволит выбрать вариант, обеспечивающий оптимальную нагрузку по исходному питанию на выбранные аппараты.

Для комплексов переработки шлама необходимо предусматривать установку резервного оборудования в количестве одного аппарата на 1 - 4 работающих.

Производительность оборудования следует принимать по паспортной характеристике, если указанные в ней условия работы аппарата соответствуют принятым в проекте. При отсутствии этих сведений необходимо определить производительность расчетным путем по приведенной ниже методике или с использованием удельных показателей.

Объемная производительность классифицирующих гидроциклонов рассчитывается по формуле:

$$V = 300 \cdot d_{\text{П}} \cdot d (g \cdot H)^{0.5}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (5.3)$$

где $d_{\text{П}}$ и d – эквивалентный диаметр питающего и сливного патрубка соответственно, м; $g = 9.81 \text{ м/с}^2$ – ускорение силы тяжести; H – напор на входе в циклон, кПа.

Объемная производительность флотационных машин определяется по формуле:

$$V = 60 \cdot k_3 \cdot v_K \cdot z / \tau, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (5.4)$$

где $k_3 = 0.7 - 0.8$ – коэффициент заполнения камер пульпой; v_K – объем камеры, м^3 ; z – число камер в машине (для механических флотомашин $z = 6$); $\tau = 4 - 10$ мин – время флотации.

Для рассматриваемого примера уточняем расчет оборудования для обесшламливания и классификации комплекса переработки углей гравитационной крупности, выполненных согласно [2]. Определяем количество поступающей на обесшламливание пульпы при плотности твердой фазы продукта № 3 $\rho = 1679 \text{ кг} / \text{м}^3$ и объемную производительность V устанавливаемых грохотов ГК – 1.5 с учетом их удельной производительности по пульпе $q = 150 \text{ м}^3 / \text{ч} \cdot \text{м}^2$ (по данным справочников) при разделении по классу 0.5 мм (ширина щели 0.8 мм):

$$\begin{aligned} V_P &= 1.25 \cdot (W_3 + 1000 \cdot Q_3 / \rho) = \\ &= 1.25 \cdot (1135.2 + 1000 \cdot 451.4 / 1679) = 1755.1 \text{ м}^3 / \text{ч}; \end{aligned}$$

$$V = N \cdot q \cdot F = 8 \cdot 150 \cdot 1.5 = 1800 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

В случае использования в технологической схеме обогатительной фабрики аппаратов для гравитационного обогащения шламов целесообразно

обесшламливание мелкого машинного класса производить на ситах с размером ячеек до 2 – 3 мм, что обеспечит повышение эффективности обогащения мелкого угля.

Определяем объем поступающей в бегер-классификатор пульпы при плотности твердой фазы продукта № 28 $\rho = 1468 \text{ кг / м}^3$ и необходимое количество аппаратов площадью 36 м^2 с учетом их удельной производительности по пульпе $q = 25 \text{ м}^3 / \text{ч} \cdot \text{м}^2$:

$$V_P = 1.25 \cdot (W_{28} + 1000 \cdot Q_{28} / \rho) =$$

$$= 1.25 \cdot (1163.1 + 1000 \cdot 238.1 / 1468) = 1656.6 \text{ м}^3 / \text{ч};$$

$$N = V_P / q \cdot F = 1656.6 / 25 \cdot 36 = 1.84.$$

Выбранное ранее оборудование [2] обеспечивает переработку концентрата отсадочных машин.

Для классификации шлама по крупности 0.2 мм используем гидроциклон ГЦ – 630 МПК с эквивалентным диаметром питающего патрубка $d_{II} = 0.18 \text{ м}$ и диаметром сливного патрубка $d = 0.2 \text{ м}$. При напоре на входе в циклон $H = 150 \text{ кПа}$ производительность одного циклона составит:

$$V = 300 \cdot d_{II} \cdot d (g \cdot H)^{0.5} = 300 \cdot 0.18 \cdot 0.2 (9.81 \cdot 150)^{0.5} = 414 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Объем пульпы, поступающей в гидроциклоны (продукт № 38), при плотности шлама $\rho = 1652 \text{ кг / м}^3$ составит:

$$V_P = k \cdot (W_{38} + 1000 \cdot Q_{38} / \rho) = 1.25 (2332.5 + 1000 \cdot 210.0 / 1652) = 3074.5 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Необходимое количество гидроциклонов составит:

$$N = V_P / V = 3074.5 / 414 = 7.4 \approx 8 \text{ шт.}$$

Принимаем 8 работающих и 4 резервных гидроциклона.

Для обогащения зернистой части шлама принимаем к установке винтовые сепараторы СВ 3 – 1250 с производительностью по классу 0.2 – 2 мм $Q = 8 \text{ т / ч}$ в количестве:

$$N = k \cdot Q_{39} / Q = 1.25 \cdot 85.4 / 8 = 13.4 \approx 14 \text{ шт.}$$

Принимаем 14 работающих и 2 резервных сепаратора.

Для обезвоживания концентрата винтовых сепараторов принимаем к установке высокочастотные грохоты ГЛВК – 1500 с производительностью $Q = 15 \text{ т / ч}$ в количестве:

$$N = k \cdot Q_{43} / Q = 1.25 \cdot 77.3 / 15 = 6.4 \approx 7 \text{ шт.}$$

Принимаем 7 работающих грохотов и 1 резервный.

Для фильтрации концентрата винтовых сепараторов принимаем к установке центрифуги ФВВ – 100 в количестве:

$$N = k \cdot Q_{45} / Q = 1.25 \cdot 50.3 / 40 = 1.6 \approx 2 \text{ шт.}$$

Для подготовки пульпы к флотации принимаем к установке аппарат кондиционирования пульпы АКП – 1600.

Объем пульпы, поступающей на флотацию, при плотности шлама $\rho = 1698 \text{ кг / м}^3$ составит:

$$V_p = k \cdot (W_{49} + 1000 \cdot Q_{49} / \rho) = 1.25 (1114.3 + 1000 \cdot 157.1 / 1698) = 1508.5 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Необходимое количество АКП – 1600 составит:

$$N = V_p / V = 1508.5 / 1600 = 0.9 \approx 1 \text{ шт.}$$

Для флотации шлама принимаем к установке флотомашины МФУ 12 А с объемной производительностью V_i при времени флотации $\tau = 5 \text{ мин}$:

$$V_i = 60 \cdot k_3 \cdot v_K \cdot z / \tau = 60 \cdot 0.75 \cdot 12 \cdot 6 / 5 = 648 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Необходимое количество флотомашин составит:

$$N = V_p / V_i = 1508.5 / 648 = 2.3 \approx 3 \text{ шт.}$$

Принимаем 3 работающих и 1 резервную флотомашину.

Для фильтрации флотоконцентрата принимаем вакуум-фильтры ДУ – 250 – 3,75. С учетом повышенного содержания частиц размером менее 0.05 мм необходимое количество фильтров при удельной производительности $q = 0.17 \text{ т / ч м}^2$ (приложение К) составит:

$$N = k \cdot Q_{50} / q \cdot F = 1.25 \cdot 101.1 / 0.17 \cdot 250 = 2.97 \approx 3 \text{ шт.}$$

Принимаем 3 работающих вакуум-фильтра и 1 резервный.

Объем отходов флотации, поступающих в сгустители, при плотности твердой фазы $\rho = 2337 \text{ кг / м}^3$ составит:

$$V_P = k \cdot (W_{54} + 1000 \cdot Q_{54} / \rho) =$$

$$= 1.5 (865.8 + 1000 \cdot 64.1 / 2337) = 1339.8 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Необходимое количество сгустителей $C = 10$ при объемной производительности по пульпе $q_{\text{П}} = 3 \text{ м}^3 / \text{ч} \cdot \text{м}^2$ и производительности по твердому $q = 0,13 \text{ т} / \text{ч} \cdot \text{м}^2$ (приложение Л) составит:

- при расчете по пульпе:

$$N = V_P / q_{\text{П}} \cdot F = 1339.8 / 3 \cdot 78.5 = 5.7 \approx 6 \text{ шт};$$

- при расчете по твердому:

$$N = 1.5 \cdot Q_{54} / q \cdot F = 1.5 \cdot 64.1 / 0.13 \cdot 78.5 = 9.4 \approx 10 \text{ шт}.$$

Принимаем к установке 10 сгустителей.

Для фильтрации отходов флотации принимаем фильтр-прессы ФПМ – 600 (приложение К) в количестве:

$$N = k \cdot Q_{56} / q \cdot F = 1.5 \cdot 64.1 / 0.0175 \cdot 600 = 9.2 \approx 10 \text{ шт}.$$

Принимаем 10 работающих и 2 резервных фильтр-пресса.

Для решения вопроса о необходимости применения сушки определяем суммарную влажность товарного концентрата:

$$W_{\text{к-т}}^r = \frac{100(Q_{19} \cdot W_{19}^r + Q_{34} \cdot W_{34}^r + Q_{47} \cdot W_{47}^r + Q_{52} \cdot W_{52}^r)}{Q_{19} + Q_{34} + Q_{47} + Q_{52}} = 12,4 \% .$$

В связи с превышением норм по влаге предусматриваем операцию термической сушки в барабанных сушилках. Необходимый объем сушилок определяем с учетом напряжения по испаренной влаге $A = 0.1 \text{ т} / \text{ч} \cdot \text{м}^3$ (приложение М):

$$v = 1.25 \cdot W_{60} / A = 1.25 \cdot 32.7 / 0.1 = 409 \text{ м}^3.$$

Количество сушилок диаметром $D = 3.5 \text{ м}$ и длиной $L = 22 \text{ м}$ (СБ-3.5-22) составит:

$$N = v / \pi \cdot D^2 \cdot L = 409 / 3.14 \cdot 3.5^2 \cdot 22 = 1.9 \approx 2.$$

Принимаем 2 работающих и 1 резервный сушильный барабан.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Влажность продуктов обогащения углей гравитационной крупности

Продукты	Влажность (%) после обезвоживания на		
	грохотах	элеваторах	центрифугах
Р/уголь кл. 13 – 150 мм	9 – 10	-	-
Р/уголь кл. 0.5 – 13 мм	16 – 18*	20 – 22	-
Концентр. кл. 13 – 150 мм	6 – 9	-	-
Концентр. кл. 6 – 13 мм	7 – 9	-	-
Концентр. кл. 0.5 – 6 мм	-	-	9 – 10
Концентр. кл. 0.5 – 13 мм	14 – 16*	18 – 22	8 – 10
Промпрод. кл. 13 – 150 мм	6 – 9	9 – 14	-
Промпрод. кл. 0.5 – 13 мм	15 – 17	19 – 23	7 – 12
Отходы кл. 13 – 150 мм	8 – 10	10 – 15	-
Отходы кл. 0.5 – 13 мм	16 – 20	20 – 24	-

* при применении грохотов ГК значение увеличить в 1.5 – 2 раза

Большее значение влажности принимать: для концентратов и промпродуктов углей меньшей степени метаморфизма, для отходов – при наличии глинистых частиц.

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Влажность непромытых продуктов обогащения в тяжелых средах

Крупность, мм	Влажность, %	Крупность, мм	Влажность, %
0.5 – 13	45 – 50	13 – 100	9 – 14
0.5 – 25	42 – 47	25 – 100	8 – 12
13 – 50	10 – 15	25 – 200	7 – 11

Бóльшие значения принимать при размокаемых породах, высокой зольности питания и для углей низкой стадии метаморфизма

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Нормативные удельные нормы расхода воды на отсадочные машины

Характеристика исходного угля			Удельный расход воды, м ³ / т
Обога- мость	Крупность, мм	Содержание породы, %	
Легкая	менее 13 мм	менее 15	2.1 – 2.4
		15 – 25	2.4 – 2.9
		более 25	2.8 – 3.2
	более 13 мм	менее 15	2.4 – 2.8
		15 – 25	2.7 – 3.3
		более 25	3.2 – 3.7
Средняя	менее 13 мм	менее 15	2.2 – 2.6
		15 – 25	2.5 – 3.1
		более 25	2.9 – 3.4
	более 13 мм	менее 15	2.5 – 3.0
		15 – 25	2.8 – 3.6
		более 25	3.4 – 3.9
Трудная	менее 13 мм	менее 15	2.4 – 2.9
		15 – 25	2.6 – 3.3
		более 25	3.0 – 3.6
	более 13 мм	менее 15	2.7 – 3.3
		15 – 25	3.0 – 3.8
		более 25	3.6 – 4.2
Очень трудная	менее 13 мм	менее 15	2.6 – 3.3
		15 – 25	2.9 – 3.6
		более 25	3.2 – 4.0
	более 13 мм	менее 15	2.9 – 3.6
		15 – 25	3.3 – 4.1
		более 25	3.8 – 4.5

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Данные для расчета операций разделения по крупности

Наименование аппарата	Содержание расчетного класса в подрешетном, сливе, фугате (с), %	Эффективность разделения (к.п.д.), %
Гидроциклон	90 – 95	70 – 75
Грохот конический	90 – 95	60 – 75
Грохот вибрационный	95 – 100	75 – 80
Сито дуговое	93 – 98	65 – 70
Центрифуга фильтрующая	98 – 100	70 – 80
Центрифуга осадительная	98 – 100	30 – 40
Классификатор ленточный	98 – 100	50 – 70

Меньшее значение принимать для продолговатых отверстий сит и малой крупности разделения.

ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Содержание твердого в продуктах обогащения

Продукт	Сод. твердого, кг / м ³
Питание:	
винтовых сепараторов и шлюзов	300 – 400
шламовых отсадочных машин	350 – 450
конусных сепараторов	350 – 450
гидросайзеров	500 – 600
грохотов для обезвоживания шламовых продуктов	до 500
ленточных фильтров	450 – 600
ленточных классификаторов	150
дисковых вакуум-фильтров	200 – 400
фильтр-прессов	300 – 600
осадительных центрифуг при крупности: 0 – 6 мм	до 600
0 – 3 мм	до 300
Сгущенный продукт гидроциклонов	300 – 600
Сгущенный продукт радиальных сгустителей	100 – 150
Сгущенный продукт цилиндрических сгустителей	200 – 600
Пенный продукт флотации	200 – 350
Концентрат винтовых сепараторов и шлюзов	300 – 400
Концентрат гидросайзера	150 - 200

ПРИЛОЖЕНИЕ Ж

Эффективность обогащения шлама

Аппарат	Условия обогащения (крупность материала, плотность разделения)	Значение
Гидросайзер	Класс 1 – 3 мм; $\rho = 1380 \text{ кг/м}^3$	$E_{PM} = 0.038 \text{ кг/м}^3$
	Класс 0.5 – 1 мм; $\rho = 1530 \text{ кг/м}^3$	$E_{PM} = 0.063 \text{ кг/м}^3$
	Класс 0.25 – 0.5 мм; $\rho = 1890 \text{ кг/м}^3$	$E_{PM} = 0.195 \text{ кг/м}^3$
Винтовой сепаратор	Класс 0.2 – 3 мм; $\rho = 1590 \text{ кг/м}^3$	$E_{PM} = 0.205 \text{ кг/м}^3$
	Класс 0.1 – 3 мм; $\rho = 1800 \text{ кг/м}^3$	$E_{PM} = 0.225 \text{ кг/м}^3$
Отсадочная машина	Класс 0.5 – 3 мм; $\rho = 1600 \text{ кг/м}^3$	$E_{PM} = 0.230 \text{ кг/м}^3$
	Класс 0.1 – 3 мм; $\rho = 1820 \text{ кг/м}^3$	$E_{PM} = 0.275 \text{ кг/м}^3$

ПРИЛОЖЕНИЕ К

Удельная производительность фильтров

Фильтруемый материал	Удельная производительность, т/ч·м ²	Тип фильтра
Флотоконцентрат	0,3 – 0,5	Дисковый
Шлам крупностью:		
< 0,5 мм	0,2 – 0,3	Дисковый
>0,5 мм	0,5 – 1,0	Дисковый, ленточный
Флотоотходы	0,5 – 0,6	Ленточный
	0,01 – 0,02	Фильтр-пресс

Меньшие значения следует принимать при повышенном содержании в фильтруемом материале глинистых шламов и частиц крупностью менее 50 мкм.

ПРИЛОЖЕНИЕ Л

Удельная производительность цилиндрических сгустителей
(расход флокулянта 0,02 – 0,06 кг/т)

Содержание твердого в питании, кг/м ³	Удельная производительность	
	по твердому, т/ч·м ²	по пульпе, м ³ /ч·м ²
400	0,21	4,8
500	0,17	4,0
600	0,15	3,5
700	0,13	3,0
800	0,11	2,6

ПРИЛОЖЕНИЕ М

Напряжение сушилок по испаренной влаге

Исходный материал	Напряжение по испаренной влаге		
	барабанных сушилок, кг/ч·м ³	труб - сушилок, кг/ч·м ³	сушилок кипящего слоя, кг/ч·м ²
Флотационный концентрат	90 – 120	700 – 900	1800 – 2200
Мелкий концентрат	70 – 90	600 – 800	1000 – 1300
Смесь мелкого и флотационного концентратов	80 – 100	650 – 850	1500 – 1700

ПЕРЕЧЕНЬ ССЫЛОК

1. Нормы технологического проектирования углеобогачительных фабрик (ВНТП 3 – 86). – М.: 1986. – 176 с.
2. Методические указания к самостоятельной работе при выполнении курсовых проектов по дисциплинам «Гравитационные процессы обогащения», «Проектирование обогатительных фабрик» и дипломном проектировании. Часть первая «Обогащение углей гравитационной крупности» (для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Обогащение полезных ископаемых») / Сост.: Корчевский А. Н., Серафимова Л.И. - ДОННТУ, 2020. - 80 с.
3. ГОСТ 4790 – 80 «Угли бурые, каменные, антрацит и сланцы горючие. Метод фракционного анализа».
4. ГОСТ 10100 - 84 «Угли каменные и антрацит. Метод определения обогатимости».