

филиал КузГТУ в г. Прокопьевске

Кафедра Технологии и комплексной механизации горных работ

У Т В Е Р Ж Д А Ю

Зав. кафедрой \_\_\_\_\_  
(подпись)

«30» 08 2022 г.

## Задание на выпускную квалификационную работу

Студенту Киселёву Денису Евгеньевичу группы ОПсв – 181.2  
Ф.И.О.

Дата выдачи задания «30» 08 2022 г.

Руководитель к.х.н. Суслина Л. А. \_\_\_\_\_  
Ф.И.О. (подпись)

1. «Разработка проекта обогатительной фабрики производительностью 2.8 млн. т в год на базе минерального сырья ОФ Карагайлинская

утверждена приказом по вузу № 260/09ф от 30.08.2022 г.

2. Срок сдачи студентом законченной ВКР « » \_\_\_\_\_20 \_\_\_\_ г.

3. Исходные данные к ВКР:

1. Ситовый и фракционный анализ углей;
2. Учебно-методическая литература;
3. Отчёт по преддипломной практике;
4. Справочники, ГОСТы, научные публикации по тематике.

В проекте принять технологические решения по:

1. Достижению годовой производственной мощности;
2. Получению продуктов обогащения требуемого качества.

Специальная часть: Оптимизация процесса обогащения концентрата ,после спиральных сепараторов на ОФ Карагайлинская

Задание принял к исполнению «30» 08 2022 г.  
подпись \_\_\_\_\_

*Примечание:* Это задание прилагается к законченной выпускной квалификационной работе вместе с работой представляется в ГЭК.

## КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН студента-дипломника

1. Форма обучения заочная

2. Специальность 21.05.04 «Горное дело»,

Специализация «Обогащение полезных ископаемых»

3. Кафедра Технологии и комплексной механизации горных работ

4. Фамилия, имя, отчество Ганюкова Олеся Владимировна

5. Тема ВКР «Разработка проекта обогатительной фабрики производительностью 3,2 млн. т в год на базе минерального сырья ОФ шахта им. С.М. Кирова АО «СУЭК-Кузбасс».

Специальная часть: Организация места и способа отбора проб при погрузке углей на промышленной площадке АО «СУЭК-Кузбасс» с целью повышения производительности труда работников отдела технического контроля.»

6. Руководитель ВКР к.х.н. Суслина Л. А.

7. Консультанты

№	Ф.И.О.	Разделы и специальные вопросы
1	Суслина Л. А.	Технологическая часть
2	Суслина Л. А.	Выбор и расчет оборудования
3	Суслина Л. А.	Внутрифабричный транспорт
4	Суслина Л. А.	Специальная часть
5	Суслина Л. А.	Охрана труда
6	Суслина Л. А.	Экономика
7	Суслина Л. А.	Графическая часть

Зав. кафедрой ТиКМГР

Шахманов В.Н.

Декан

Мороденко Е.В.

## Календарный график

ЭТАПЫ ИЛИ РАЗДЕЛЫ РАБОТЫ	Месяцы и недели																								
	сентябрь					октябрь					ноябрь					декабрь					январь				
	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5
1 Технологическая часть	X	X	X	X																					
2 Выбор и расчет оборудования					X	X	X																		
3 Внутрифабричный транспорт								X	X	X	X														
4 Специальная часть												X	X	X	X										
5 Охрана труда																X	X	X							
6 Экономика																			X	X	X				
7 Графическая часть																						X	X	X	X
Дата выдачи задания:	Срок сдачи ВКР на кафедру:	Дата защиты в ГЭК:	Приложение:	Утверждено зав. кафедрой ТиКМГР:																					
«30» 08 2022 г.	«    »    20    г.	«    »    20    г.																							

На основании результатов просмотра ВКР студента Ганюковой О.В. кафедра считает возможным допустить ее к защите в ГЭК.

Зав. кафедрой \_\_\_\_\_ «    » \_\_\_\_\_ 20\_\_\_\_ г.

## **ОТЗЫВ**

руководителя на выпускную квалификационную работу  
студента группы ОПсв-181.2 Киселёва Д.Е.

Дипломный проект Киселева Д. Е. посвящен обогащению коксующихся углей гравитационно-флотационными методами. Пояснительная записка содержит 137 страниц текста и 8 листов формата А1 графической части.

Произведен расчет технологической схемы фабрики согласно качественно-количественной характеристике рядового угля. Подобрано оборудование, позволяющее производить соответствующие процессы с высокой эффективностью. Выполнен раздел по расчету внутрифабричного транспорта. Разработаны мероприятия по безопасному ведению технологического процесса. Определены технико-экономические показатели проекта. Выполнена графическая часть, которая охватывает всё основное оборудование запроектированной фабрики.

Специальная часть проекта посвящена проблеме обезвоживания концентрата спиральных сепараторов класса 0,5-1 мм на ОФ «Карагайлинская». Предлагается заменить существующую в настоящее время на фабрике систему обезвоживания на дегидрационный комплекс. Дегидрационный комплекс позволит достичь снижения влажности концентрата на 3-4 %, что существенно повлияет на влажность суммарного концентрата выпускаемого обогатительной фабрикой. С использованием нового дегидрационного комплекса снизится потребление электроэнергии для сушильных установок, снизятся высокие эксплуатационные затраты на обслуживание дорогостоящей осадительно-фильтрующей центрифуги.

В целом уровень проекта достаточно высок. Пояснительная записка написана грамотно. Работа отвечает требованиям, предъявляемым к дипломным проектам и заслуживает положительной оценки.

Руководитель:

Л. А. Суслина

## СПРАВКА

Кузбасский государственный технический  
университет имени Т.Ф. Горбачева









о результатах проверки текстового документа  
на наличие заимствований

### ПРОВЕРКА ВЫПОЛНЕНА В СИСТЕМЕ АНТИПЛАГИАТ.ВУЗ

**Автор работы:** Киселев Д.Е.  
**Самоцитирование**  
**рассчитано для:** Киселев Д.Е.  
**Название работы:** ВКР - Киселев Д.Е. - ОПсв - 181.2  
**Тип работы:** Выпускная квалификационная работа  
**Подразделение:** кафедра ТИКМГР

### РЕЗУЛЬТАТЫ

■ ОТЧЕТ О ПРОВЕРКЕ КОРРЕКТИРОВАЛСЯ: НИЖЕ ПРЕДСТАВЛЕНЫ РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОВЕРКИ ДО КОРРЕКТИРОВКИ

СОВПАДЕНИЯ		41.14%	СОВПАДЕНИЯ		37.63%
ОРИГИНАЛЬНОСТЬ		52.64%	ОРИГИНАЛЬНОСТЬ		56.14%
ЦИТИРОВАНИЯ		6.23%	ЦИТИРОВАНИЯ		6.23%
САМОЦИТИРОВАНИЯ		0%	САМОЦИТИРОВАНИЯ		0%

ДАТА ПОСЛЕДНЕЙ ПРОВЕРКИ: 24.01.2023

ДАТА И ВРЕМЯ КОРРЕКТИРОВКИ: 24.01.2023 11:40

**Структура документа:** Проверенные разделы: содержание с.1, титульный лист с.2, 4, основная часть с.3, 5-131, библиография с.132-134  
**Модули поиска:** ИПС Адилет; Библиография; Сводная коллекция ЭБС; Интернет Плюс; Сводная коллекция РГБ; Цитирование; Переводные заимствования (RuEn); Переводные заимствования по eLIBRARY.RU (EnRu); Переводные заимствования по Интернету (EnRu); Переводные заимствования издательства Wiley; eLIBRARY.RU; СПС ГАРАНТ: аналитика; СПС ГАРАНТ: нормативно-правовая документация; Модуль поиска "kuzstu"; Медицина; Диссертации НББ; Коллекция НБУ; Перефразирования по eLIBRARY.RU; Перефразирования по СПС ГАРАНТ: аналитика; Перефразирования по Интернету; Перефразирования по Интернету (EN); Патенты СССР, РФ, СНГ; СМИ России и СНГ; Шаблонные фразы; Кольцо вузов; Издательство Wiley; Переводные заимствования

**Работу проверил:** Шахманов Виталий Николаевич

ФИО проверяющего

**Дата подписи:**

Подпись проверяющего



Чтобы убедиться в подлинности справки, используйте QR-код, который содержит ссылку на отчет.

Ответ на вопрос, является ли обнаруженное заимствование корректным, система оставляет на усмотрение проверяющего. Предоставленная информация не подлежит использованию в коммерческих целях.

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования  
«КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ  
ИМЕНИ Т.Ф. ГОРБАЧЕВА»

**Рецензия**

на выпускную квалификационную работу

Студента(ки) Киселёва Дениса Евгеньевича Группа ОПсв – 181.2

Специальность 21.05.04 «Горное дело»,

Специализация «Обогащение полезных ископаемых»

Факультет заочный

Тема выпускной квалификационной работы «Разработка проекта обогатительной фабрики производительностью 2.8 млн. т в год на базе минерального сырья ООО ОФ «Карагайлинская»

Специальная часть: Оптимизация процесса обезвоживания концентрата спиральных сепараторов на ОФ «Карагайлинская»

Объем выпускной квалификационной работы: количество листов чертежей 8, страниц пояснительной записки 137.

Руководитель к.х.н. Суелина Л. А.

**Актуальность темы.**

Большая часть добываемых каменных углей не может быть эффективно использована в народном хозяйстве без предварительного их обогащения. Вся товарная продукция угольной промышленности, отгружаемая различным потребителям, должна удовлетворять определенным требованиям, которые устанавливаются для каждой шахты или углеобогатительной фабрики. В связи с этим становится перспективным проектирование обогатительных фабрик с применением новых технологических процессов, высокопроизводительного оборудования, совершенствования технологических схем, обеспечивающих полную, комплексную и малоотходную переработку рядового угля.

**Краткое содержание.**

Выпускная квалификационная работа состоит из следующих основных разделов: введение, технологическая часть, выбор и расчет основного технологического оборудования, внутрифабричный транспорт и складское хозяйство, специальная часть, охрана труда и промышленная безопасность, экономика и организация производства, графическая часть.

**Наиболее интересные проектные разработки (исследования)**

Предлагается заменить существующую в настоящее время на ОФ «Карагайлинская» систему обезвоживания на дегидрационный комплекс, который позволит достичь снижения влажности концентрата на 3-4 %, что существенно повлияет на влажность суммарного концентрата выпускаемого обогатительной фабрикой.

**Практическая и научная значимость разработанных решений.**

Предложенное решение по уменьшению влажности товарной продукции ОФ «Карагайлинская»

**Экономическая оценка разработанных решений.**

Экономические показатели ООО ОФ «Карагайлинская» позволяют считать проект рентабельным и экономически целесообразным.

**Рекомендации по использованию разработанных решений.**

Разработанные решения могут быть реализованы на практике.

**Замечания по выпускной квалификационной работе**

Замечаний нет.

В целом работа соответствует требованиям, предъявляемым к выпускным квалификационным работам, и заслуживает оценки \_\_\_\_\_, а студент Киселёв Д.Е. заслуживает присвоения квалификации горный инженер.

Рецензент:

*Генеральный директор  
АО «МИРАТЭКС ГРУПП»*  
(должность)

*[Подпись]*  
(подпись)

*Вакуленко Е.В.*  
(Ф.И.О.)

« 01 » 02 2023г.

Подпись рецензента заверяю:



## Оглавление

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	<b>6</b>
<b>1.ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ</b> .....	<b>12</b>
<b>1.1. Обработка исходных данных для проектирования</b> .....	<b>13</b>
<b>1.2. Расчет подготовительных операций</b> .....	<b>24</b>
<b>1.3.Расчет основных операций</b> .....	<b>28</b>
<b>1.4. Расчет заключительных операций</b> .....	<b>45</b>
<b>1.5. Составление практического баланса продуктов обогащения</b> .....	<b>54</b>
<b>2. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ</b> .....	<b>60</b>
<b>2.1. Расчет подготовительных операций</b> .....	<b>61</b>
<b>2.2. Расчет основных операций</b> .....	<b>63</b>
<b>2.3. Расчет заключительных операций</b> .....	<b>69</b>
<b>3.ВНУТРИФАБРИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ</b> .....	<b>76</b>
<b>4.СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ</b> .....	<b>92</b>
<b>5.ОХРАНА ТРУДА</b> .....	<b>103</b>
<b>6.ЭКОНОМИКА</b> .....	<b>119</b>
<b>7.ГРАФИЧЕСКАЯ ЧСТЬ</b> .....	<b>131</b>
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ</b> .....	<b>141</b>

					<b>ВКР21.05.04.06 218331 ПЗ</b>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>		<i>Киселев Д.Е.</i>			Разработка проекта обогатительной фабрики производительностью 2,8 млн. т в год на базе минерального сырьяОФ «Карагайлинская».	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>		<i>Суслина Л.А.</i>				У	5	142
<i>Консульт</i>		<i>Суслина Л.А.</i>				<b>КузГТУ гр.ОПсв-181.2</b>		
<i>Н. Контр.</i>		<i>Суслина Л.А.</i>						
<i>Зав. каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>						



# ВВЕДЕНИЕ

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР21.05.04.06 218331 ПЗ			
Разраб.		Киселев Д.Е.			ВВЕДЕНИЕ	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Суслина Л.А.				у	6	6
Консульт		Суслина Л.А.				КузГТУ гр.ОПсв-181.2		
Н. Контр.		Суслина Л.А.						
Зав. каф.		Шахманов В.Н.						

### ***Исходные данные***

Проектируемая обогатительная фабрика будет располагаться в Кемеровской области, в 5 км от окраин поселка Карагайлинский, в западной части промышленной площадки ООО «Шахтоуправление Карагайлинское».

Проектная мощность обогатительной фабрики в соответствии с заданием принята 2800 тыс. тонн в год, по переработке рядовых улей марки «Ж» (Жирный), добываемых на угольном предприятии ООО «Шахтоуправление Карагайлинское».

Режим работы обогатительной фабрики принят исходя из следующих показателей – 6000 машинных часов в год, 300 рабочих дней в году, 3 смены по 8 часов[1].

В таком режиме принята работа углеприема, главного корпуса и конвейерного транспорта по подаче концентрата на склад товарной продукции и отходов на бункер породы.

Отгрузка товарной продукции будет производиться железнодорожным транспортом по двум ж.д. путям. Производительность погрузочного пункта составит 365 дней в году, 2 смены по 12 часов.

Часовая производительность обогатительной фабрики составит 466,67 т/час по «влажному» углю и 435,40 по «сухому» углю соответственно.

При выборе технологического оборудования приняты коэффициенты неравномерности качества сырья, для трактов угля и продуктов обогащения -  $k_{\text{нер}}=1,25$ , для трактов отходов крупностью более 0,5 мм -  $k_{\text{нер}}=1,5$ [1].

Обогащение крупного и мелкого угля будет проходить в одну стадию с выделением концентрата и отходов.

На всех стадиях обогащения будет применяться высокоэффективное оборудование российского и иностранного производства.

### ***Качество входящего сырья***

В качестве сырьевой базы для проектируемой обогатительной фабрики рассматриваются коксующиеся угли марка «Ж» пласт «Рытвинный» и

					ВКР21.05.04.06 218331 ПЗ	Лист
						7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

«Сутягинский», добываемые на ООО «Шахтоуправление Карагайлинское» со следующими качественными показателями.

**Таблица 1**

**Годовые объемы по переработке, качество и процентное соотношение по пластам**

Наименование пластов	Марка	Q, тыс. т/год	A <sup>d</sup> , %	W <sup>r</sup> , %	Q, ккал/кг	V <sup>daf</sup> , %	Долевое участие, %
1	2	3	4	5	6	7	8
Рытвинный	Ж	840,00	23,00	6,00	7282,00	32,60	30%
Сутягинский	Ж	1 960,00	26,24	7,00	7050,00	36,40	70%
<b>ИТОГО</b>	<b>Ж</b>	<b>2 800,00</b>	<b>25,27</b>	<b>6,70</b>	<b>7119,60</b>	<b>35,26</b>	<b>100%</b>
<b>Нормы показателей качества марки «Ж» для коксования согласно ГОСТ 32349-2013 [2]</b>							
<b>Наименование</b>						<b>Показатель</b>	
Зольность концентрата, %						до 10,5	
Влажность концентрата:							
В зимний период времени (с 01 октября по 15 апреля), %						8,5	
В летний период времени (с 16 апреля по 30 сентября), %						9,5	

Угольная шихта, принятая в качестве сырьевой базы, имеет «среднюю» категорию обогатимости.

***Требования к качественным характеристикам выпускаемой продукции***

Товарной продукцией обогатительной фабрики является угольный концентрат, предназначенный для коксования со следующими качественными характеристиками:

- Крупность концентрата 0-100 мм;
- Зольность концентрата до 9,0%;
- Влажность концентрата до 7,5 % (в зимний период времени);
- Влажность концентрата до 8,5 % (в летний период времени).

Основным потребителем товарной продукции являются коксохимические предприятия РФ, такие как: ОАО «Губахинский Кокс», ООО «Алтай Кокс» и т.д.

## ***Проектные решения***

Анализ ожидаемого качества угля, поступающего на обогащение, показывает, что уголь всех классов крупности имеет зольность выше требуемой, в связи с чем, для получения концентрата, отвечающего заявленным требованиям потребителя, а также с целью наиболее полного извлечения полезного компонента глубина обогащения принимается до 0,00 мм[1].

Согласно «ВНТП-3-92» [1] принята следующая технологическая схема обогащения:

- кл. 13-100 мм – гравитационное обогащение (тяжелосредный сепаратор);
- кл. 1-13 мм – гравитационное обогащение (тяжелосредные циклоны);
- кл. 0,5-1 мм – гравитационное обогащение (спиральные сепараторы);
- кл. 0-0,5 мм – метод флотации (механические флотационные машины).

### ***Технологическая схема обогащения***

Складирование рядового угля, будет производиться в два штабеля на существующем открытом складе рядовых углей емкостью 20 тыс. тонн, что будет соответствовать 2-х суточному запасу угля для обеспечения бесперебойной работы обогатительной фабрики.

Дробление негабаритных кусков рядового угля более 100 мм предусматривается в здании углеподготовки в одну стадию до крупности 0-100 мм.

Перед главным корпусом обогатительной фабрики предусматривается накопительный бункер общей емкостью 500 тонн, что соответствует часовому запасу работы фабрики, данное проектное решение позволит сгладить возможные колебания в производительности главного корпуса и организовать стабильную подачу угля на обогащение.

Для снижения суммарной влажности угольного концентрата предусмотрена термическая сушка класса 0-13 мм в трубах-сушилках. Данная технология позволит гарантировать стабильную влажность товарной

					ВКР21.05.04.06 218331 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

продукции в зимний и летний период времени и исключить получения рекламаций со стороны потребителей.

На обогатительной фабрике будет применяться замкнутый водно-шламовый цикл без использования внешних гидротехнических сооружений. Предусмотрено сгущение отходов флотации в сгустителях с применением эффективных флокулянтов и обезвоживание на ленточных фильтр-прессах.

Для приема шламовых вод из радиальных сгустителей при аварийных ситуациях в главном корпусе предусмотрены аварийные емкости – 2 бака по 1000 м<sup>3</sup>.

Склад готовой продукции предусмотрен укрытого типа, емкостью 15 000 тонн.

Предусматривается вывоз отходов в породный отвал автотранспортом из бункера крупной породы (кл. 0,5-100 мм) и из отделения по вывозу высокозольных шламов (КЕК) (кл. 0-0,5 мм).

Компоновка оборудования в зданиях углеподготовки и главного корпуса выполнена с использованием комплектно-блочного метода строительства. Приняты здания ангарного типа без межэтажных перекрытий, под оборудование предусмотрены индивидуальные опорные конструкции, не связанные, как правило, с наружным каркасом зданий. В главном корпусе предусмотрено два мостовых крана грузоподъемностью 32/5 и 10/5 тонн.

Технологическая схема производственного процесса обогащения углей будет включать в себя следующие основные операции:

- ✓ складирование рядового угля на открытом складе;
- ✓ дробление угля до 100 мм;
- ✓ накопление угля в накопительном бункере;
- ✓ мокрую классификацию и дешламацию по классу 13 и 1 мм;
- ✓ обогащение угля кл. +13 мм в магнетитовой суспензии в тяжелосреднем сепараторе в одну стадию с выделением концентрата и отходов;
- ✓ обезвоживание и отмыв продуктов обогащения кл. +13 мм;

					ВКР21.05.04.06 218331 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

- ✓ регенерацию магнетитовой суспензии;
- ✓ обогащение угля кл. 1–13 мм в магнетитовой суспензии в тяжелосреднем гидроциклоне в одну стадию с выделением концентрата и отходов;
- ✓ обезвоживание и отмыв продуктов обогащения кл. 1-13 мм;
- ✓ регенерацию магнетитовой суспензии;
- ✓ классификацию угольного шлама кл. 0-1 мм в гидроциклонах по зерну 0,5 мм;
- ✓ обогащение угольного шлама кл. 0,5–1 мм на спиральных сепараторах с выделением концентрата и отходов;
- ✓ обезвоживание продуктов обогащения кл. 0,5-1 мм;
- ✓ флотацию угольного шлама кл. 0-0,5 мм в механических флотационных машинах;
- ✓ обезвоживание флотоконцентрата на дисковых вакуум-фильтрах;
- ✓ сгущение отходов флотации и высокозольных угольных шламов в радиальных сгустителях;
- ✓ обезвоживание сгущенного продукта радиальных сгустителей на ленточных фильтр-прессах;
- ✓ термическую сушку концентрата;
- ✓ складирование и погрузку товарной продукции.

					ВКР21.05.04.06 218331 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

# 1.ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Киселев Д.Е.			ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Суслина Л.А.				у	12	48
Консульт		Суслина Л.А.						
Н. Контр.		Суслина Л.А.						
Зав. каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ гр.ОПсв-181.2		

## 1.1. Обработка исходных данных для проектирования

Процентное участие отдельных добычных участков и угольных пластов сырьевой базы в шихте определяется в зависимости от годовой поставки угля в тоннах на углеобогадательную фабрику. Общая поставка углей принимается[3]:

$$\eta_1 + \eta_2 + \dots + \eta_n = 100\%. \quad (1.1)$$

где  $\eta_1 + \eta_2 + \dots + \eta_n$  – участие отдельных пластов в шихте, %.

Обработка результатов ситового и фракционного анализов углей различных шахт сводится к получению ситового и фракционного состава принятых машинных классов и построению кривых обогатимости.

Исходные данные для расчётов являются ситовые и фракционные анализы рядового угля марки «Ж» угольных пластов «Рытвинный и Сутягинский» в шихте 70/30 (табл.1.1).

Таблица 1.1

### Качественный состав платов

Наименование пластов	Марка	A <sup>d</sup> , %	W <sup>r</sup> , %	V <sup>daf</sup> , %	Долевое участие, %
Рытвинный	Ж	23,0	6,0	32,6	70
Сутягинский	Ж	26,2	7,0	36,4	30
<b>ИТОГО</b>	<b>Ж</b>	<b>13,5</b>	<b>6,7</b>	<b>35,3</b>	<b>100</b>

Количественный состав пластов «Рытвинный и Сутягинский» в шихте 70/30 представлен в таблице 1.2 и 1.3.

Таблица 1.2

### Угольный пласт «Рытвинный»

Класс, мм	Ситовый состав		Фракционный состав, г/см <sup>3</sup>											
			<1,3		1,3-1,4		1,4-1,5		1,5-1,6		1,6-1,8		>1,8	
	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
>100	6,90	36,80	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
50-100	12,70	30,51	4,69	3,50	1,93	6,70	1,61	19,20	0,61	25,50	0,29	39,20	3,57	84,10
25-50	17,20	24,15	2,36	3,30	7,14	6,40	3,06	18,80	1,36	25,40	0,36	41,20	2,92	87,20
13-25	16,60	24,76	1,61	3,30	6,59	6,60	3,19	18,80	1,79	25,80	0,75	40,40	2,67	84,50
6-13	12,30	21,44	1,71	3,00	5,15	6,70	2,26	18,50	1,03	26,80	0,41	41,50	1,73	79,40
3-6	8,60	19,56	1,87	2,70	3,30	7,00	1,39	18,20	0,63	27,10	0,31	40,30	1,09	78,00
1-3	13,60	15,48	5,49	2,50	3,74	6,10	1,75	18,20	0,68	26,10	0,48	36,40	1,46	73,50
0,5-1	5,60	15,26	1,72	1,80	1,90	5,30	0,77	19,00	0,28	26,80	0,42	40,80	0,50	65,60
0-0,5	6,50	16,10												
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>23,00</b>												

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ					Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						13



Таблица 1.3

## Угольный пласт «Сутягинский»

Класс, мм	Ситовый состав		Фракционный состав, г/см <sup>3</sup>											
			<1,3		1,3-1,4		1,4-1,5		1,5-1,6		1,6-1,8		>1,8	
	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
>100	12,50	25,40	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
50-100	10,70	17,32	4,50	4,80	3,95	9,80	0,42	18,10	0,47	30,70	0,24	42,20	1,12	82,80
25-50	15,40	21,68	6,62	4,50	4,80	10,30	0,72	18,70	0,23	30,00	0,11	41,50	2,91	78,90
13-25	15,50	26,93	7,52	4,40	3,15	8,70	0,57	18,10	0,19	28,00	0,09	42,70	3,98	84,70
6-13	9,40	27,76	4,04	5,10	2,11	8,80	0,52	18,70	0,24	28,20	0,11	39,60	2,39	84,21
3-6	10,40	31,22	3,85	4,10	2,16	8,20	0,63	17,20	0,40	28,20	0,25	40,60	3,11	83,30
1-3	15,80	28,69	6,02	3,50	3,79	8,70	1,03	16,60	0,35	25,10	0,21	37,00	4,41	83,00
0,5-1	5,10	31,38	1,89	3,80	1,13	8,00	0,31	17,40	0,12	26,20	0,12	39,41	1,53	85,41
0-0,5	5,20	32,80												
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>26,24</b>												

**1.1.1 Обработка ситового анализа углей**

Обработка производится в следующем порядке.

Составляется таблица ситового состава шихты до дробления крупного класса с процентным участием угольных пластов.

Определяем выход каждого класса ситового анализа отдельного угольного пласта к шихте по формуле [3]:

$$\gamma_{ш} = \gamma \cdot \eta, \% \quad (1.2)$$

где  $\gamma$  – выход данного класса, %;  $\eta$  – участие угольного пласта в шихте, доли единиц.

Определяем выход и зольность классов шихты по формулам [3]:

$$\gamma_s = \sum_{i=1}^n \gamma_{ши} \quad (1.3)$$

$$A_s^d = (\sum_{i=1}^n \gamma_{ши} \cdot A_i^d) / \gamma_s \quad (1.4)$$

где  $s$  – число классов шихты;  $\gamma_{ши}$  и  $A_i^d$  – выход к шихте и зольность  $i$ -го класса отдельных угольных пластов;  $n$  – число угольных пластов.

Таблица 1.4

## Ситовый состав шихты

Класс, мм	Пласт «Рытвинный»			Пласт «Сутягинский»			Шихта	
	$\gamma, \%$	$\gamma_{ш}, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$\gamma_{ш}, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$
1	2	3	4	5	6	7	11	12
>100	6,90	2,07	36,80	12,50	8,75	25,40	10,82	27,58
50-100	12,70	3,81	30,51	10,70	7,49	17,32	11,30	21,76
25-50	17,20	5,16	24,15	15,40	10,78	21,68	15,94	22,48
13-25	16,60	4,98	24,76	15,50	10,85	26,93	15,83	26,25
6-13	12,30	3,69	21,44	9,40	6,58	27,76	10,27	25,49
3-6	8,60	2,58	19,56	10,40	7,28	31,22	9,86	28,17
1-3	13,60	4,08	15,48	15,80	11,06	28,69	15,14	25,13
0,5-1	5,60	1,68	15,26	5,10	3,57	31,38	5,25	26,22
0-0,5	6,50	1,95	16,10	5,20	3,64	32,80	5,59	26,97
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>30,00</b>	<b>23,00</b>	<b>100,00</b>	<b>70,00</b>	<b>26,24</b>	<b>100,00</b>	<b>25,27</b>

## 1.1.2. Расчёт шихты по машинным классам

Определяем выход и зольность шихты по принятым проектом машинным классам: 13-100, 1-13, 0,5-1 и 0-0,5 мм.

Определяем выход и зольность класса 13-100 мм:

$$\gamma_{13-100} = 11,30 + 15,94 + 15,83 = 43,07 \%,$$

$$A^d_{13-100} = (11,30 \cdot 21,76 + 15,94 \cdot 22,48 + 15,83 \cdot 26,25) / 43,07 = 23,68 \%.$$

Аналогично определяем выход и зольность класса 1-13 мм, 0,5-1 и 0-0,5 мм.

Таблица 1.5

## Ситовый состав шихты по машинным классам

Класс, мм	Шихта	
	$\gamma, \%$	$A^d, \%$
1	2	3
>100	10,82	27,58
13-100	43,07	23,68
1-13	35,27	26,09
0,5-1	5,25	26,22
0-0,5	5,59	26,97
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>25,27</b>

## 1.1.3 Дробление класса &gt;100мм.

Дробление шихты горной массы производится до 100 мм согласно заданию.

Расчет выхода и зольности класса 13-100 мм:

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

$$\gamma_{-100}=100-10,82=89,18 \%,$$

$$x_{50-100}=(43,07 \cdot 10,82)/89,18=5,26 \%,$$

$$\gamma_{13-100}=43,07+5,26=48,30 \%,$$

$$A^d_{13-100}=(43,07 \cdot 23,68+(43,07 \cdot 10,82/(100-10,82) \cdot 27,58)/48,30=24,10\%.$$

Аналогично определяем выход и зольность класса 1-13 мм, 0,5-1 и 0-0,5 мм.

**Таблица 1.6**

**Ситовый состав шихты по машинным классам с учетом дробления  
класса >100 мм**

Класс, мм	Шихта	
	$\gamma, \%$	$A^d, \%$
1	2	3
13-100	48,30	24,10
1-13	39,55	26,25
0,5-1	5,89	26,37
0-0,5	6,27	27,04
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>25,27</b>

**1.1.4. Измельчение шихты**

Принимаем, что в процессе перевозки от забоя до углеобогатительной фабрики произойдет повышение выхода класса 0-0,5 мм в шихте на 8,0 % из-за истирания крупных классов. Зольность классов не изменяется, кроме класса 0-0,5 мм данную зольность определяем по балансовому уравнению.

Определяем коэффициент коррекции:

$$k=100-(6,27+8,0)/(100-6,27)=0,91.$$

Далее производим корректировку выходов:

$$\gamma_{13-100}=48,30 \cdot 0,91=44,17 \%,$$

$$\gamma_{1-13}=39,55 \cdot 0,91=36,17 \%,$$

$$\gamma_{0,5-1}=5,89 \cdot 0,91=5,38 \%,$$

$$\gamma_{0-0,5}=100-44,17-36,17-5,38=14,27\%,$$

$$A^d_{0-0,5}=(100,00 \cdot 25,27-44,17 \cdot 24,10-36,17 \cdot 26,25-5,38 \cdot 26,37)/(6,27+8,0)=25,98 \%.$$

Таблица 1.7

## Ситовый состав шихты по машинным классам с учетом измельчения

Класс, мм	Шихта	
	$\gamma$ , %	$A^d$ , %
1	2	3
13-100	44,17	24,10
1-13	36,17	26,25
0,5-1	5,38	26,37
0-0,5	14,27	25,98
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>25,27</b>

После проведенных расчетов составляем шихту фракционного состава с учетом дробления и измельчения машинных классов.

Таблица 1.8

## Фракционный состав шихты по машинным классам с учетом дробления класса &gt;100 мм и измельчения

Плотность фракций, г/см <sup>3</sup>	13-100 мм		1-13 мм		0,5-1 мм		0-0,5 мм	
	$\gamma_{ш}$ , %	$A^d$ , %	$\gamma_{ш}$ , %	$A^d$ , %	$\gamma_{ш}$ , %	$A^d$ , %	$\gamma_{ш}$ , %	$A^d$ , %
1	2	3	4	5	6	7	8	9
<1,3	15,81	4,35	12,71	3,80	1,88	3,24	-	-
1,3-1,4	13,36	8,56	9,54	7,81	1,40	6,87	-	-
1,4-1,5	3,65	18,70	3,23	17,82	0,46	18,22	-	-
1,5-1,6	1,79	27,15	1,42	26,88	0,17	26,50	-	-
1,6-1,8	0,74	41,10	0,77	39,12	0,21	40,25	-	-
>1,8	8,81	83,27	8,50	82,39	1,26	82,96	-	-
<b>Итого</b>	<b>44,17</b>	<b>24,10</b>	<b>36,17</b>	<b>26,25</b>	<b>5,38</b>	<b>26,37</b>	<b>14,27</b>	<b>25,98</b>

## 1.1.5. Построение кривых обогатимости

Для построения кривых обогатимости составляем таблицы данных фракционного состава суммарного класса и машинных классов по данным таблицы 1.8.

Данные для построения кривых обогатимости суммарного класса 0,5-100 мм и машинных классов 0,5-1, 1-13 и 13-100 мм приведены в таблице 1.9, 1.10, 1.11 и 1.12.

По данным табл. 1.9, 1.10, 1.11 и 1.12 согласно ГОСТ 4790-2017 [4] строим кривые обогатимости для машинных классов 0,5-1, 1-13, 13-100 мм и 0,5-100 мм.

Таблица 1.9

Данные для построения кривых обогатимости класса 13-100 мм

Плотность фракций, г/см <sup>3</sup>	Выход, γ, %		Зольность, A <sup>d</sup> , %	Всплывшие		Потонувшие	
	к шихте	к классу		γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %
1	2	3	4	5	6	7	8
<1,3	15,81	35,79	4,35	15,81	4,35	44,17	24,10
1,3-1,4	13,36	30,25	8,56	29,17	6,28	28,36	35,11
1,4-1,5	3,65	8,26	18,70	32,82	7,66	15,00	58,76
1,5-1,6	1,79	4,06	27,15	34,62	8,67	11,35	71,64
1,6-1,8	0,74	1,68	41,10	35,36	9,35	9,56	79,99
>1,8	8,81	19,95	83,27	44,17	24,10	8,81	83,27
<b>Итого</b>	<b>44,17</b>	<b>100,00</b>	<b>24,10</b>	-	-	-	-

Таблица 1.10

Данные для построения кривых обогатимости класса 1-13 мм

Плотность фракций, г/см <sup>3</sup>	Выход, γ, %		Зольность, A <sup>d</sup> , %	Всплывшие		Потонувшие	
	к шихте	к классу		γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %
1	2	3	4	5	6	7	8
<1,3	12,71	35,12	3,80	12,71	3,80	36,17	26,25
1,3-1,4	9,54	26,37	7,81	22,25	5,52	23,47	38,40
1,4-1,5	3,23	8,93	17,82	25,47	7,08	13,93	59,35
1,5-1,6	1,42	3,93	26,88	26,90	8,13	10,70	71,88
1,6-1,8	0,77	2,14	39,12	27,67	8,99	9,28	78,78
>1,8	8,50	23,51	82,39	36,17	26,25	8,50	82,39
<b>Итого</b>	<b>36,17</b>	<b>100,00</b>	<b>26,25</b>	-	-	-	-

Таблица 1.11

Данные для построения кривых обогатимости класса 0,5-1 мм

Плотность фракций, г/см <sup>3</sup>	Выход, γ, %		Зольность, A <sup>d</sup> , %	Всплывшие		Потонувшие	
	к шихте	к классу		γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %
1	2	3	4	5	6	7	8
<1,3	1,88	34,90	3,24	1,88	3,24	5,38	26,37
1,3-1,4	1,40	25,98	6,87	3,28	4,79	3,51	38,77
1,4-1,5	0,46	8,53	18,22	3,74	6,44	2,11	59,95
1,5-1,6	0,17	3,16	26,50	3,91	7,31	1,65	71,59
1,6-1,8	0,21	3,96	40,25	4,12	9,02	1,48	76,79
>1,8	1,26	23,46	82,96	5,38	26,37	1,26	82,96
<b>Итого</b>	<b>5,38</b>	<b>100,00</b>	<b>26,37</b>	-	-	-	-

Таблица 1.12

Данные для построения кривых обогатимости класса 0,5-100 мм

Плотность фракций, г/см <sup>3</sup>	Выход, γ, %		Зольность, A <sup>d</sup> , %	Всплывшие		Потонувшие	
	к шихте	к классу		γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %
<1,3	30,40	35,45	4,05	30,40	4,05	85,73	25,15
1,3-1,4	24,30	28,34	8,17	54,70	5,88	55,34	36,74
1,4-1,5	7,34	8,56	18,28	62,03	7,35	31,04	59,10
1,5-1,6	3,39	3,95	27,01	65,42	8,36	23,70	71,75
1,6-1,8	1,73	2,02	40,11	67,15	9,18	20,31	79,21
>1,8	18,58	21,67	82,85	85,73	25,15	18,58	82,85
<b>Итого</b>	<b>85,73</b>	<b>100,00</b>	<b>25,15</b>	-	-	-	-

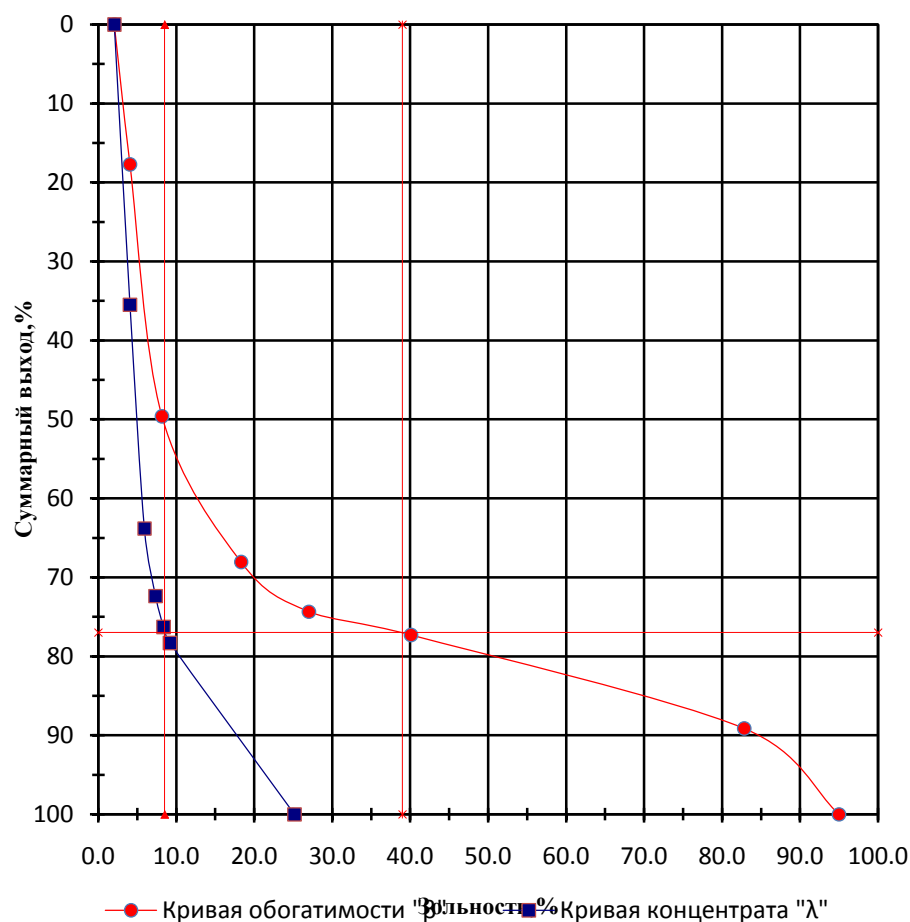
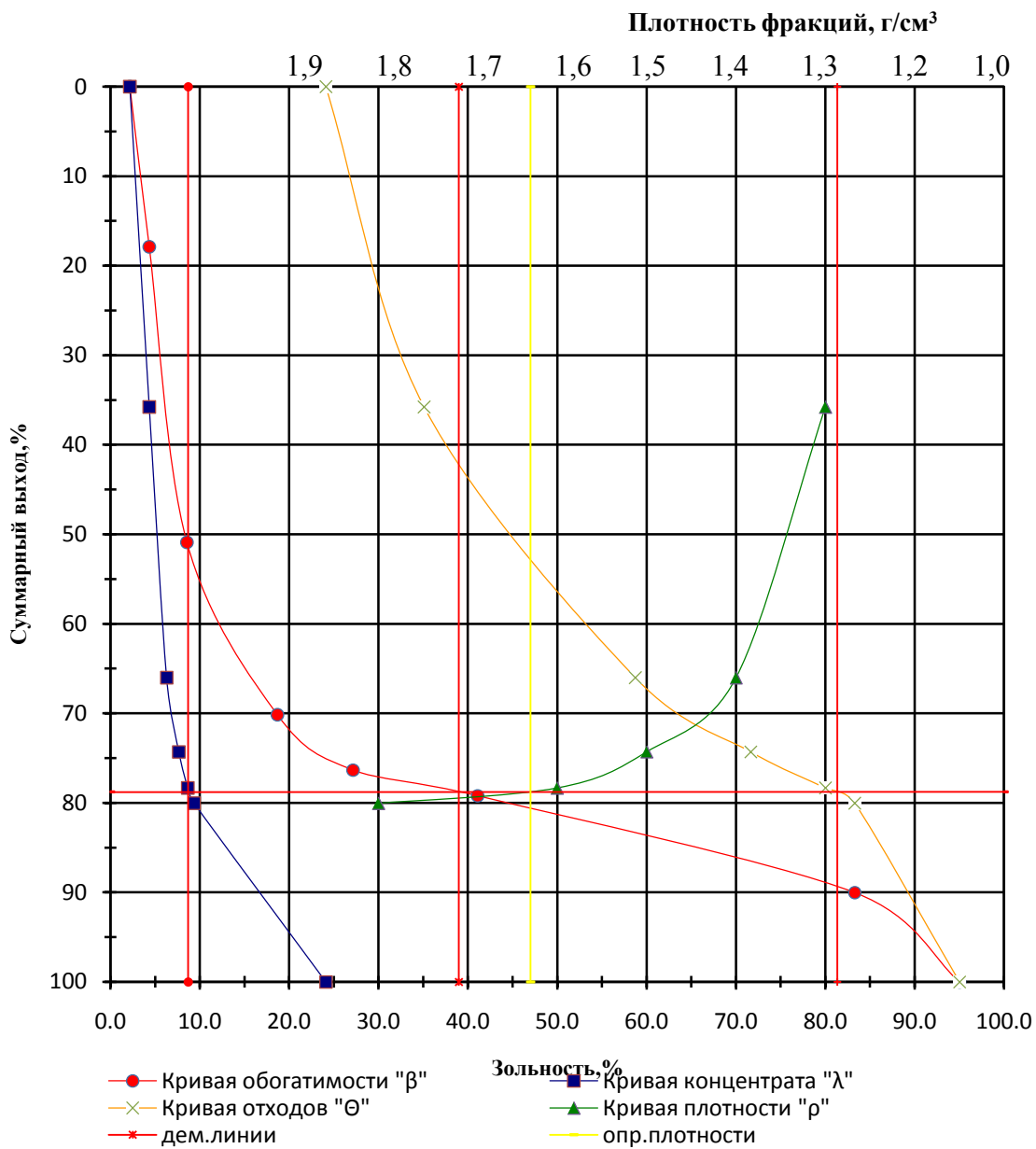
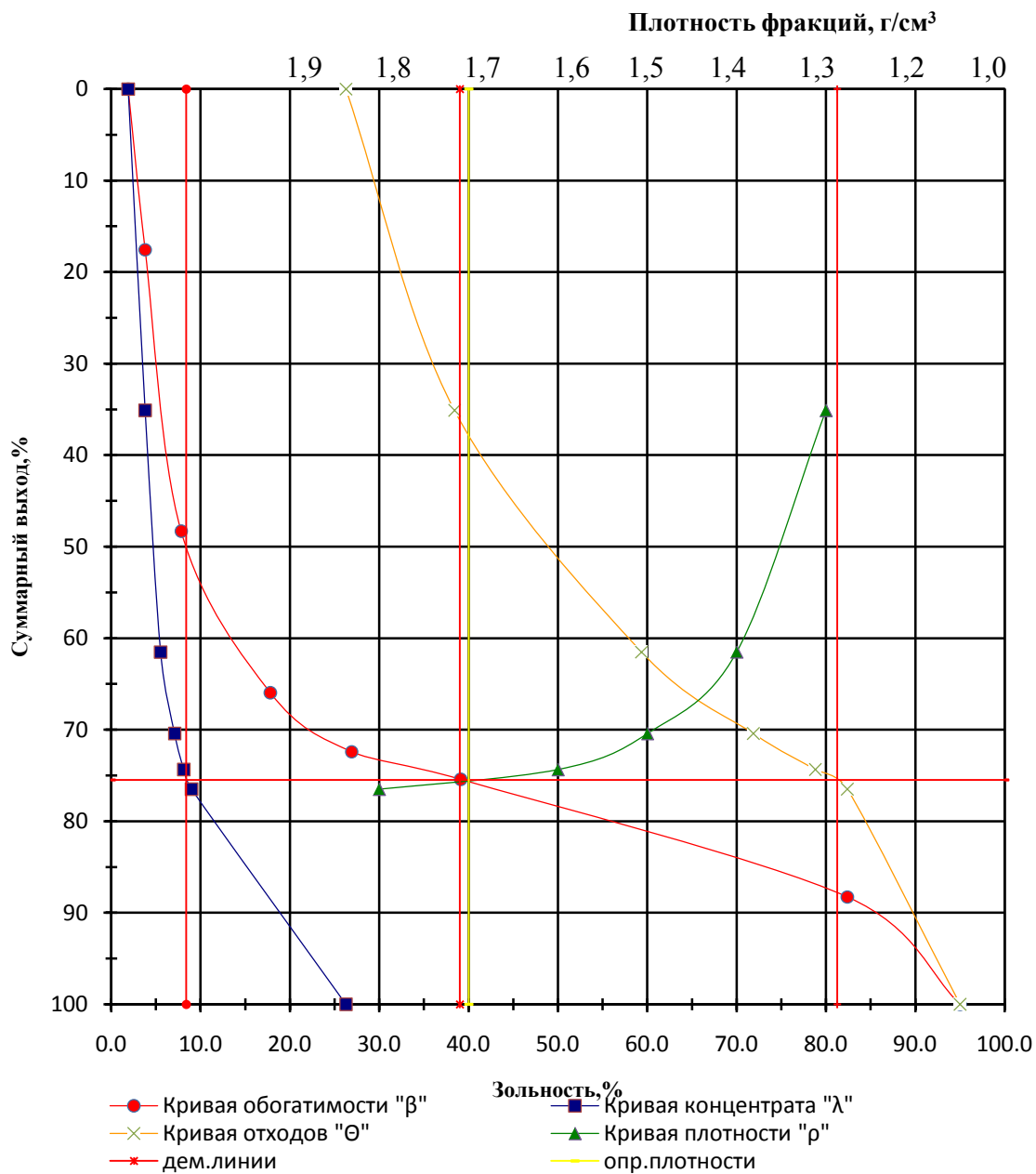


Рис.1 Кривые обогатимости класса 0,5-100 мм



**Рис.2 Кривые обогатимости класса 13-100мм**

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------



**Рис.3 Кривые обогатимости класса 1-13 мм**

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------



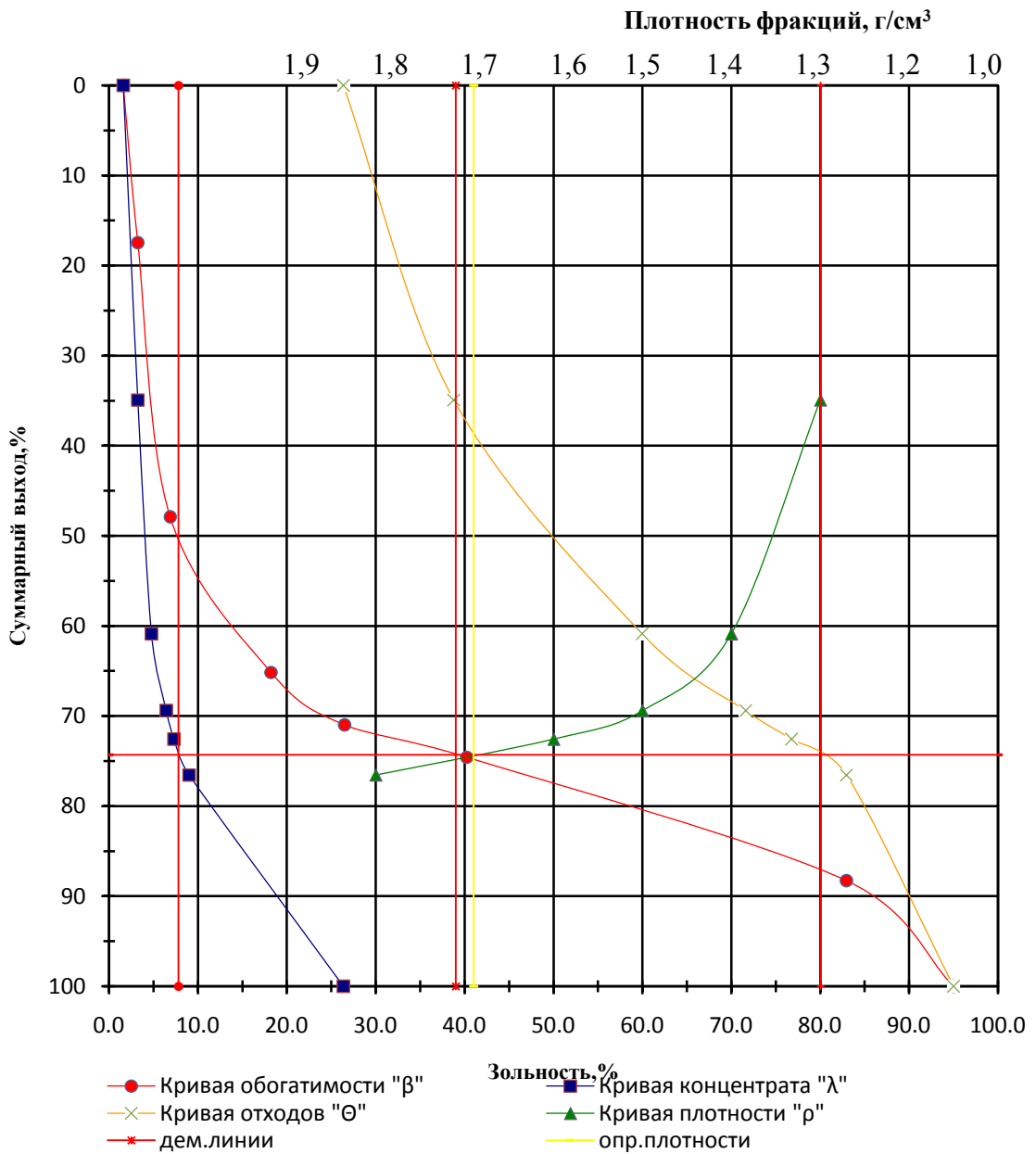


Рис.4 Кривые обогатимости класса 0,5-1 мм

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

### 1.1.6. Теоретический баланс продуктов обогащения

Теоретический баланс продуктов обогащения рассчитывается на основании составленных кривых обогатимости. Качественные и количественные показатели представлены в таблице 1.13.

Таблица 1.13

#### Теоретический баланс продуктов

Наименование продукта, мм	Выход $\gamma$ , %	Зольность $A^d$ , %
<i>Концентрат</i>		
13-100 мм	34,8	8,7
1-13 мм	27,3	8,4
0,5-1 мм	4,0	7,8
<b>Итого</b>	<b>66,1</b>	<b>8,5</b>
<i>Отходы</i>		
13-100 мм	9,4	81,3
1-13 мм	8,9	81,2
0,5-1 мм	1,4	80,1
<b>Итого</b>	<b>19,6</b>	<b>81,2</b>
Шлам 0-0,5 мм	14,3	26,0
<b>Всего:</b>	<b>100,0</b>	<b>25,3</b>

### 1.1.7. Определение категории обогатимости

Согласно ГОСТу 10100-84 [5], рассчитываем показатели обогатимости по машинным классам и по таблице 1.14 определяем их «категорию обогатимости»:

Таблица 1.14

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

$$T_{13-100}=1,79+0,74/(100-8,81) \cdot 100=7,2 \%$$

Категория обогатимости класса 13-100 мм согласно таблице 1.14: **средняя.**

$$T_{1-13}=1,42+0,77/(100-8,50) \cdot 100=7,9 \%$$

Категория обогатимости класса 1-13 мм согласно таблице 1.14: **средняя.**

$$T_{0,5-1}=0,17+0,21/(100-1,26) \cdot 100=9,3\%$$

Категория обогатимости класса 0,5-1 мм согласно таблице 1.14:  
**средняя.**

$$T_{0,5-100}=3,39+1,73/(100-18,58) \cdot 100=7,6 \%$$

Категория обогатимости класса 0,5-100 мм согласно таблице 1.14:  
**средняя.**

### 1.2. Расчет подготовительных операций

Значение эффективности классификации, шламообразования, влажности и других показателей, принятых согласно Нормам технологического проектирования и опыта работы ОФ[1,11].

**Таблица 1.15**

#### Технологические показатели

Наименование	Показатель	Значение
КПД инерционного грохота (операция I),%	$\eta_1$	100
Влажность рядового угля, %	$W_1^r$	6,7
Влажность надрешетного продукта 2, %	$W_2^r$	6,7
Расход воды на мокрую классификацию (операция III), м <sup>3</sup> /т	$n_1$	1,4
КПД инерционного грохота (операция III),%	$\eta_2$	93,0
Влажность надрешетного продукта 5, %	$W_5^r$	8,0
Доп. выход шлама в процессе крупного тяжелосреднего обогащения, %	$a_1$	4,0
Шламообразование в процессе грохочения концентрата, %	$a_2$	2,0
Расход воды на промывку концентрата, м <sup>3</sup> /т	$n_2$	1,0
Шламообразование в процессе грохочения отходов, %	$a_3$	2,0
Эффективность отделения шлама на грохоте, %	$E$	90,0
Влажность концентрата, %	$W_9^r$	6,0
Расход воды на промывку отходов, м <sup>3</sup> /т	$n_3$	1,0
Влажность отходов, %	$W_{12}^r$	6,0
Влажность магнетитового концентрата, %	$W_{15}^r$	

Продолжение таблицы 1.15

Эффективность выделения магнетита в концентрат, %	$E_{VII}$	99,0
КПД инерционного грохота (операция VIII),%	$\eta_3$	85,0
Влажность надрешетного продукта 19, %	$W_{19}^r$	17,0
Расход воды на мокрую классификацию (операция VIII), м <sup>3</sup> /т	$n_4$	3,5
Доп. выход шлама в процессе мелкого обогащения, %	$a_4$	3,0
Шламообразование в процессе грохочения концентрата, %	$a_5$	3,0
Расход воды на промывку концентрата, м <sup>3</sup> /т	$n_5$	2,0
Влажность концентрата 23, %	$W_{23}^r$	15,0
Унос твердого с фугатом (операция XI), %	$a_6$	5,0
Зольность фугата(операция XI), %	$a_7$	2,0
Влажность концентрата 26, %	$W_{26}^r$	8,00
Шламообразование в процессе грохочения отходов, %	$a_8$	3,0
Расход воды на промывку отходов, м <sup>3</sup> /т	$n_6$	2,0
Влажность отходов 28, %	$W_{28}^r$	12,0
Эффективность отделения шлама на в/чгрохоте, %	$E_{XVI}$	75,0
Влажность концентрата 40, %	$W_{40}^r$	25,0
Влажность концентрата 42, %	$W_{42}^r$	11,0
Эффективность отделения шлама на в/чгрохоте, %	$E_{XVIII}$	80,0
Влажность отходов 44, %	$W_{44}^r$	20,0
Влажность концентрата 49, %	$W_{49}^r$	25,0
Содержание твердого в отходах, т/м <sup>3</sup>	$C_{48}$	0,015
Зольность отходов флотации, %	$A_{48}^d$	68,0
Содержание твердого в концентрате, т/м <sup>3</sup>	$C_{47}$	0,3
Влажность осадка, %	$W_{54}^r$	30,0
Содержание твердого в сгущенном продукте, т/м <sup>3</sup>	$C_{54}$	0,6
Содержание твердого в фильтрате, т/м <sup>3</sup>	$C_{55}$	0,02
Влажность концентрата 57, %	$W_{57}^r$	8,5

Часовая производительность по фабрике( $Q_{\text{час}}$ )рассчитывается по формуле [1,6]:

$$Q_{\text{час}}=Q_{\text{год}}/t, \text{ т/ч. (1.5)}$$

где  $Q_{\text{час}}$  – часовая производительность фабрики, т/ч;

$Q_{\text{год}}$  – годовая производительность фабрики, тонн (по заданию 2800 000);

$t$  – число часов в год (6000)[1];

$$Q_{\text{час}} = 2\,800\,000,00 / 6000 = 466,67 \text{ т/ч.}$$

Определяем производительность углеобогатительной фабрики по сухому углю[6]:

$$Q_c = Q_1 \cdot ((100 - W_1^r) / 100), \text{ т/ч. (1.6)}$$

$$Q_c = 466,67 \cdot ((100 - 6,7) / 100) = 435,40 \text{ т/ч.}$$

Определяем количество воды в рядовом угле, поступающем на обогащение:

$$V_1^B = Q_{\text{вл.}} - Q_c = 466,67 - 435,40 = 31,27 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Основные качественные показатели, такие как: выход, зольность, часовая нагрузка, влажность, объем воды и пульпы и содержание твердого рассчитываются по следующим балансовым уравнениям

$$\gamma = Q_n \cdot 100 / Q \%, (1.7)$$

$$A^d = (\gamma \cdot A^d + \gamma \cdot A^d) / \gamma \%, (1.8)$$

$$Q = \gamma \cdot Q / 100 \text{ т/ч, (1.9)}$$

$$V^B = Q \cdot W^r / (100 - W^r) \text{ м}^3/\text{ч. (1.10)}$$

$$V^n = V^B + Q / \rho \text{ м}^3/\text{ч, (1.11)}$$

$$C = Q / V^n \text{ т/м}^3. (1.12)$$

### ***1.2.1. Классификация и дробление (операция I и II)***

Определяем качественные показатели надрешетного продукта 2 предварительной классификации[7]:

$$\gamma_2 = \gamma_{+100} + (1 - \eta_1) \cdot \gamma_{0-100} \%, (1.13)$$

$$A_2^d = (\gamma_{>100} \cdot A_{>100}^d + (1 - \eta_1 / 100) \cdot (\gamma_{0-100} \cdot A_{0-100}^d)) / \gamma_2, \%, (1.14)$$

где  $\gamma_{+100}$  – содержание класса более 100 мм (определяется по ситовой характеристике исходного угля);  $\gamma_{0-100}$  – выход подрешетного продукта (класса 0-100 мм):

$$\gamma_2 = 10,82 + (1 - 1,0 / 100) \cdot 89,18 = 10,82\%$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

$$A_2^d = (10,82 \cdot 27,58 + (1 - 1,0/100) \cdot (89,18 \cdot 24,99)) / 10,82 = 27,58\%,$$

$$Q_2 = 10,82 \cdot 435,40 / 100,0 = 47,11 \text{ т/ч},$$

$$V_2^B = 47,11 \cdot 6,70 / (100 - 6,70) = 3,38 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем качественные показатели подрешетного продукта 3:

$$\gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2 = 100 - 10,82 = 89,18 \%,$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 435,40 - 47,11 = 388,29 \text{ т/ч},$$

$$A_3^d = (\gamma_1 \cdot A_1^d - \gamma_2 \cdot A_2^d) / \gamma_3 = (100,00 \cdot 25,27 - 10,82 \cdot 27,58) / 89,18 = 24,99 \%,$$

$$V_3^B = V_1^B - V_2^B = 31,27 - 3,38 = 27,88 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем качественные показатели дробленого продукта 2`:

$$\gamma_{2'} = \gamma_2 = 10,82 \%,$$

$$Q_{2'} = Q_2 = 47,11 \text{ т/ч},$$

$$A_{2'}^d = A_2^d = 27,58 \%,$$

$$V_{2'}^B = V_2^B = 3,38 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

### 1.2.2. Мокрая классификация

#### (операция III)

Определяем качественные показатели исходного питания поступающего на мокрую классификацию, продукт 4:

$$\gamma_4 = \gamma_3 + \gamma_{2'} = 89,18 + 10,82 = 100,00 \%,$$

$$Q_4 = Q_3 + Q_{2'} = 388,29 + 47,11 = 435,40 \text{ т/ч},$$

$$A_4^d = (\gamma_3 \cdot A_3^d + \gamma_{2'} \cdot A_{2'}^d) / \gamma_4 = (89,18 \cdot 24,99 + 10,82 \cdot 27,58) / 100,00 = 25,27 \%,$$

$$V_4^B = V_3^B + V_{2'}^B = 27,88 + 3,38 = 31,27 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем количество оборотной воды, которое необходимо подать на мокрую классификацию [1]:

$$V_{III}^B = Q_4 \cdot n_1 = 435,40 \cdot 1,4 = 609,56 \text{ м}^3/\text{час},$$

$$V_{III}^{OB} = V_{III}^B - V_4^B = 609,56 - 31,27 = 578,29 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Определяем качественные показатели надрешетного продукта 5 мокрой классификации [7]:

$$\gamma_5 = 44,17 + (1 - 0,93) \cdot 55,83 = 48,01 \%,$$

$$A_5^d = (44,17 \cdot 24,10) + (1 - 0,93) \cdot (55,83 \cdot 26,19) / 48,01 = 24,27 \%,$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

$$Q_5 = 48,01 \cdot 435,40 / 100 = 209,06 \text{ т/ч},$$

$$V_5^B = 209,06 \cdot 8,0 / (100 - 8,0) = 18,18 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем качественные показатели подрешетного продукта мокрой классификации 6:

$$\gamma_6 = \gamma_4 - \gamma_5 = 100,00 - 48,01 = 51,99 \%,$$

$$A_6^d = (\gamma_4 \cdot A_4^d - \gamma_5 \cdot A_5^d) / \gamma_6 = (100,00 \cdot 25,27 - 48,01 \cdot 24,27) / 51,99 = 26,19\%,$$

$$Q_6 = \gamma_6 \cdot Q / 100 = 51,99 \cdot 435,40 / 100 = 226,34 \text{ т/ч},$$

$$V_6^B = V_{III}^B - V_5^B = 609,56 - 18,18 = 591,38 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

### 1.3. Расчет основных операций

#### 1.3.1. Обогащение в тяжелосреднем сепараторе

##### (операция IV)

Определяем содержание класса 0-0,5 мм и 0,5-13 мм в исходном питании [1,6,7]:

$$x_1 = \gamma_{0-0,5} \cdot (1 - \eta_2) = 12,27 \cdot (1 - 0,93) = 0,98 \%,$$

$$A_{x_1}^d = A_{0-0,5}^d = 25,98 \%,$$

$$\gamma_{0,5-13} = (1 - \eta_2) \cdot \gamma_{0-13} - x_1 = 55,83 + (1 - 0,93) - 0,98 = 2,86\%.$$

Определяем фракционный состав исходного класса с учётом к.п.д. грохота.

Таблица 1.16

#### Фракционный состав исходного питания ТС сепаратора с учетом К.П.Д грохота мокрой классификации

Плотность г/см <sup>3</sup>	13-100 мм		0,5-13 мм		Исходный		
	$\gamma_m$	$A^d$	$\gamma_m$	$A^d$	$\gamma_m$	$A^d$	$\gamma$
1	2	3	4	5	6	7	8
<1,3	15,81	4,35	1,00	3,73	16,81	4,31	35,75
1,3-1,4	13,36	8,56	0,75	7,69	14,11	8,51	30,01
1,4-1,5	3,65	18,70	0,25	17,87	3,90	18,65	8,30
1,5-1,6	1,79	27,15	0,11	26,84	1,90	27,13	4,05
1,6-1,8	0,74	41,10	0,07	39,37	0,81	40,96	1,73
>1,8	8,81	83,27	0,67	82,47	9,48	83,22	20,17
<b>Итого</b>	<b>44,17</b>	<b>24,10</b>	<b>2,86</b>	<b>26,26</b>	<b>47,03</b>	<b>24,23</b>	<b>100,00</b>

Находим выход и зольность исходного угля, поступающего на обогащение, графы 6 и 7.

$$\gamma_{-1,3} = 15,81 + 1,00 = 16,81 \%,$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

$$A_{-1,3}^d = (15,81 \cdot 4,35 + 1,00 \cdot 3,73) / 0,92 = 16,81\%$$

и т. д. для других фракций.

Пересчитываем выходы фракций к 100 % графа 8:

$$\gamma_{-1,3} = 16,81 / 24,23 \cdot 100 = 35,75\%$$

и т. д. для других фракций.

Производим расчет шламообразования.

$$x_2 = \gamma \cdot a_1 / 100 = 24,23 \cdot 4,00 / 100,00 = 1,88\%$$

$$A_{x_2}^d = A^d = 24,23\%$$

$$x_3 = x_1 + x_2 = 0,98 + 1,88 = 2,86\%$$

$$A_{x_3}^d = (x_1 \cdot A_{x_1}^d + x_2 \cdot A_{x_2}^d) / x_3 = (0,98 \cdot 25,98 + 1,88 \cdot 24,23) / 2,86 = 24,83\%$$

Определяем выход и зольность исходного класса без шлама:

$$\gamma_5 = \gamma_5 - x_3 = 48,01 - 2,86 = 45,15\%$$

$$A_5^d = (\gamma_5 \cdot A_5^d - x_3 \cdot A_{x_3}^d) / \gamma_5 = (48,01 \cdot 24,27 - 2,86 \cdot 24,83) / 45,15 = 24,23\%$$

Производим корректировку фракционного состава класса 13-100 мм к  $A_5^d = 24,23\%$ . Составляем уравнения баланса:

$$x + 30,01 + 8,30 + 4,05 + 1,73 + \gamma = 100\%$$

$$4,31x + 30,01 \cdot 8,51 + 8,30 \cdot 18,65 + 4,05 \cdot 27,13 + 1,73 \cdot 40,96 + 83,22\gamma = 100 \cdot 24,23.$$

после проведения расчетов получаем  $x = 35,75\%$  и  $\gamma = 20,17\%$ .

Скорректированный фракционный состав исходного продукта заносим в таблицу 1.17.

По кривым обогатимости машинного класса 13-100 мм рис.2 находим плотность разделения, это  $\rho_p = 1,64 \text{ г/см}^3$  при зольности концентрата 8,70 %. Среднее вероятное отклонение для тяжелосреднего сепаратора  $E_{pm} = 44,60 \text{ кг/м}^3$  [1].

Определяем среднюю плотность фракций графа 5 табл.1.17:

$$\rho_{cp} = (1,2 + 1,4) / 2 = 1,3.$$

и т.д. для других фракций.

Отклонение фракций  $< 1,3 \text{ г/см}^3$  от плотности разделения  $\rho = 1,64 \text{ г/см}^3$  определяем по формуле:

$$x_{<1,3} = (1,64 - 1,25) / (44,60 / 1000) \cdot 0,6744 = 5,90.$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29



и т.д. для других фракций.

Определяем извлечение для  $<1,3 \text{ г/см}^3$ , по приложению 63 находим  $F(x)$  [6].

$$\varepsilon = 100 \cdot F(5,90) = 100.$$

и т.д. для других фракций.

Определяем выход концентрата:

$$\gamma_{к-т} = 35,75 \cdot 1,00 = 35,75\%.$$

и т.д. для других фракций.

Определяем выход отходов:

$$\gamma_{отх} = 35,75 - 35,75 = 0,00\%.$$

и т.д. для других фракций.

**Таблица 1.17**

**Результаты обогащения кл.13-100 мм в тяжелых средах**

Плотность г/см <sup>3</sup>	Исходный				Концентрат, $\rho=1,64 \text{ г/см}^3$			Отходы $\rho=1,64 \text{ г/см}^3$		
	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma \cdot A^d$	$R_{ср}$	$x$	$E_k$	$\gamma, \%$	$\gamma \cdot A^d$	$\gamma, \%$	$\gamma \cdot A^d$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
<1,3	35,75	4,31	154,05	1250,0	5,90	1,00	35,75	154,05	0,00	0,00
1,3-1,4	30,01	8,51	255,50	1350,0	4,39	1,00	30,01	255,49	0,00	0,00
1,4-1,5	8,30	18,65	154,79	1450,0	2,87	1,00	8,28	154,47	0,02	0,31
1,5-1,6	4,05	27,13	109,85	1550,0	1,36	0,91	3,70	100,32	0,35	9,53
1,6-1,8	1,73	40,96	70,71	1700,0	-0,91	0,18	0,31	12,88	1,41	57,83
>1,8	20,17	83,22	1678,15	2200,0	-8,47	0,00	0,00	0,00	20,17	1678,15
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>24,23</b>	<b>2423,04</b>				<b>78,05</b>	<b>677,22</b>	<b>21,95</b>	<b>1745,83</b>

Определяем доленое участие шлама удаляемого с легкой фракцией, которая составляет 75%:

$$\gamma_{7шл} = x_3 \cdot 75/100 = 2,86 \cdot 75/100 = 2,15\%,$$

$$A^d_{7шл} = A^d_{x_3} = 24,83\%,$$

$$\gamma_{8шл} = x_3 - \gamma_{7шл} = 2,86 - 2,15 = 0,72\%,$$

$$A^d_{8шл} = (x_3 \cdot A^d_{x_3} - \gamma_{7шл} \cdot A^d_{7шл}) / \gamma_{8шл} = (2,86 \cdot 24,83 - 2,15 \cdot 24,83) / 0,72 = 24,83\%.$$

**Концентрат без шлама:**

$$\gamma^{\text{к-т}} = \gamma^{\text{с}} / 100 \cdot \sum \gamma_{к-т} = 78,05 / 100 \cdot 45,15 = 35,24\%,$$

$$A^d_{\text{к-т}} = \sum \gamma^{\text{к-т}} \cdot A^d / \sum \gamma_{к-т} = 677,22 / 78,05 = 8,68\%.$$

**Концентрат со шламом:**

$$\gamma_7 = \gamma_7 + \gamma_{7\text{шл}} = 35,24 + 2,15 = 37,39\%,$$

$$A_7^d = (\gamma_7 \cdot A_7^d + \gamma_{7\text{шл}} \cdot A_{7\text{шл}}^d) / \gamma_7 = (35,24 \cdot 8,68 + 2,15 \cdot 24,83) / 37,39 = 9,60\%,$$

$$Q_7 = \gamma_7 \cdot Q / 100 = 37,39 \cdot 435,40 / 100,00 = 162,80 \text{ т/ч.}$$

**Отходы безшлама:**

$$\gamma_8 = \gamma_5 / 100 \cdot \Sigma \gamma_{\text{отх}} = 21,95 / 100 \cdot 45,15 = 9,91\%,$$

$$A_8^d = \Sigma \gamma_{\text{отх}} \cdot A^d / \Sigma \gamma_{\text{отх}} = 1745,83 / 21,95 = 79,55\%,$$

**Отходы сошламом:**

$$\gamma_8 = \gamma_8 + \gamma_{8\text{шл}} = 9,91 + 0,72 = 10,62\%,$$

$$A_8^d = (\gamma_8 \cdot A_8^d + \gamma_{8\text{шл}} \cdot A_{8\text{шл}}^d) / \gamma_8 = (9,91 \cdot 79,55 + 0,72 \cdot 24,83) / 10,62 = 75,86\%,$$

$$Q_8 = \gamma_8 \cdot Q / 100 = 10,62 \cdot 435,40 / 100,00 = 46,26 \text{ т/ч.}$$

На обогащение в тяжелосредний сепаратор поступает надрешетный продукт 5 мокрой классификации,  $Q_5 = 209,06$  т/ч.

Итого с учетом коэффициента неравномерности  $k_{\text{нер}} = 1,25$  (для трактов рядового угля и продуктов обогащения) [1] нагрузка на тяжелосредний сепаратор составит:

$$Q_5 = Q \cdot k_{\text{нер}} = 209,06 \cdot 1,25 = 261,32 \text{ т/ч.}$$

Исходя из часовой производительности с учетом коэффициента неравномерности, выбираем сепаратор типа «СКВП-32-380».

Определяем количество циркулирующей суспензии с плотностью  $1,64 \text{ г/см}^3$ .

$$V_{\text{IV}}^c = 90 \cdot (3,2) = 288,00 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Определяем объемную концентрацию магнетита в суспензии, количество воды и магнетита по формулам:

$$C^c = (\rho_c - \rho_v) / (\rho_y - \rho_v) \%, \quad (1.15)$$

где  $\rho_c$ ,  $\rho_y$  и  $\rho_v$  – плотность суспензии, утяжелителя и воды  $\text{г/см}^3$ .

$$V^b = V_{\text{IV}}^c \cdot (1,0 - C_{\text{IV}}^c) \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (1.16)$$

$$q = V_{\text{IV}}^c \cdot C_{\text{IV}}^c \cdot \rho_c \text{ т/ч.} \quad (1.17)$$

где  $V^c$  – объем суспензии,  $\text{м}^3/\text{ч}$ .

$$C_{\text{IV}}^c = ((1,64 \cdot 1000) - 1000) / ((4,6 \cdot 1000) - 1000) = 0,18\%,$$

$$V_{\text{IV}}^b = 288,00 \cdot (1,0 - 0,18) = 236,80 \text{ м}^3/\text{ч},$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

$$q_{IV}=288,00 \cdot 0,18 \cdot 4,6=218,62 \text{ т/ч.}$$

Определяем дополнительный расход оборотной воды:

$$V_{IV}^{\text{доп}}=V_{IV}^B-V_5^B=236,80-18,18=235,52 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Определяем количество суспензии, воды и магнетита, которые удаляются с отходами обогащения. Количество удаляемой суспензии составляет ориентировочно 10,0% от циркулирующей суспензии [1]:

$$V_8^c=V_{IV}^c \cdot 0,05=288,00 \cdot 0,1=28,80 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$V_8^B=V_8^c \cdot (1-C_{IV}^c)=28,80 \cdot (1-0,18)=23,68 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$q_8=V_8^c \cdot C_{IV}^c \cdot \rho_c=28,80 \cdot 0,18 \cdot 4,6=23,55 \text{ т/ч.}$$

По балансовым уравнениям определяем количество суспензии, воды, магнетита, удаляемые с концентратом:

$$V_7^c=V_{IV}^c-V_8^c=288,00-28,80=259,20 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$V_7^B=V_{IV}^B-V_8^B=236,80-23,68=213,12 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$q_7=q_{IV}-q_8=235,52-23,55=211,97 \text{ т/ч.}$$

Определяем количество суспензии, воды и магнетита, удаляемые через дренажные сита тяжелосреднего сепаратора. Количество удаляемой суспензии составляет 30% [1]:

$$V_9^c=V_7^c \cdot 30,0/100,0=259,20 \cdot 30,0/100,0=77,76 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$V_9^B=V_7^B \cdot 30,0/100,0=213,12 \cdot 30,0/100,0=63,94 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$q_9=q_7 \cdot 30,0/100,0=211,97 \cdot 30,0/100,0=63,59 \text{ т/ч.}$$

Определяем количество суспензии, воды и магнетита уходящего на промывку концентрата:

$$V_9^c=V_{IV}^c-V_9^c=181,44 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$V_9^B=V_{IV}^B-V_9^B=149,18 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$q_9=q_{IV}-q_9=148,38 \text{ т/ч.}$$

### **1.3.2. Промывка концентрата на грохоте**

**(операция V)**

Определяем количество оборотной воды, которое необходимо подать на промывку концентрата [1]:

$$V_V^B=Q_7 \cdot n_2=162,80 \cdot 1,0=162,80 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

Выход и зольность дополнительного шлама:

$$x_4 = \gamma_7 \cdot a_2 / 100 = 35,24 \cdot 2,00 / 100,00 = 0,70\%,$$

$$A_{x_4}^d = A_7^d = 8,68\%.$$

Находим общее количество шлама в питании грохота:

$$x_5 = \gamma_{7\text{шл}} + x_4 = 2,15 + 0,70 = 2,85\%,$$

$$A_{x_5}^d = (\gamma_{7\text{шл}} \cdot A_{7\text{шл}}^d + x_4 \cdot A_{x_4}^d) / x_5 = (2,15 \cdot 24,83 + 0,70 \cdot 8,68) / 2,85 = 20,84\%.$$

Определяем качественные показатели продукта 11:

$$\gamma_{11} = x_5 \cdot E / 100 = 2,85 \cdot 90 / 100 = 2,57\%,$$

$$A_{11}^d = A_{x_5}^d = 20,84\%,$$

$$Q_{11} = \gamma_{11} \cdot Q / 100 = 2,57 \cdot 435,40 / 100 = 11,18 \text{ т/ч.}$$

Определяем качественные показатели надрешетного продукта 9:

$$\gamma_9 = \gamma_7 - \gamma_{11} = 37,39 - 2,57 = 34,82 \%,$$

$$A_9^d = (\gamma_7 \cdot A_7^d - \gamma_{11} \cdot A_{11}^d) / \gamma_9 = (37,39 \cdot 9,60 - 2,57 \cdot 20,84) / 34,82 = 8,78 \%,$$

$$Q_9 = Q_7 - Q_{11} = 162,80 - 11,18 = 151,62 \text{ т/ч,}$$

$$V_9^B = Q_9 \cdot W_9^r / (100 - W_9^r) = 151,62 \cdot 6,00 / (100 - 6,00) = 9,68 \text{ м}^3/\text{ч,}$$

$$q_9 = Q_9 \cdot 0,0003 = 151,62 \cdot 0,0003 = 0,05 \text{ т/ч.}$$

Количество кондиционной суспензии от исходной суспензии составляет 90% [1]:

$$V_{10}^c = V_7^c \cdot 0,9 = 259,20 \cdot 0,9 = 233,28 \text{ м}^3/\text{ч,}$$

$$V_{10}^B = V_{10}^c \cdot (1 - C_{IV}^c) = 233,28 \cdot (1 - 0,18) = 191,81 \text{ м}^3/\text{ч,}$$

$$q_{10} = V_{10}^c \cdot C_{IV}^c \cdot \rho_c = 233,28 \cdot 0,18 \cdot 4,6 = 190,77 \text{ т/ч.}$$

Часть кондиционной суспензии уходит на регенерацию порядка 20 % [1]:

$$V_{10\text{рег}}^c = V_{10}^c \cdot 0,2 = 233,28 \cdot 0,2 = 46,66 \text{ м}^3/\text{ч,}$$

$$V_{10\text{рег}}^B = V_{10}^B \cdot 0,2 = 191,81 \cdot 0,2 = 38,36 \text{ м}^3/\text{ч,}$$

$$q_{10\text{рег}} = q_{10} \cdot 0,2 = 190,77 \cdot 0,2 = 38,15 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Часть кондиционной суспензии уходит в оборот:

$$V_{10\text{об}}^c = V_{10}^c - V_{10\text{рег}}^c = 233,28 - 46,66 = 186,62 \text{ м}^3/\text{ч,}$$

$$V_{10\text{об}}^B = V_{10}^B - V_{10\text{рег}}^B = 191,81 - 38,36 = 153,45 \text{ м}^3/\text{ч,}$$

$$q_{10\text{об}} = q_{10} - q_{10\text{рег}} = 190,77 - 38,15 = 152,62 \text{ т/ч.}$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

Определяем качественные показатели некондиционной суспензии продукта 11:

$$V_{11}^B = V_{7+}^B + V_{V-}^B - V_{9-}^B - V_{10}^B = 213,12 + 162,80 - 191,81 - 9,68 = 174,43 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{11} = q_7 - q_9 - q_{10} = 211,97 - 190,77 - 0,05 = 21,15 \text{ т/ч}.$$

### **1.3.3. Промывка отходов на грохоте (операция VI)**

Определяем количество оборотной воды, которое необходимо подать на промывку отходов [1]:

$$V_{VI}^B = Q_8 \cdot n_3 = 46,26 \cdot 1,0 = 46,26 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Выход и зольность дополнительного шлама:

$$x_6 = \gamma_8 \cdot a_3 / 100 = 9,91 \cdot 2,00 / 100,00 = 0,20\%,$$

$$A_{x_6}^d = A_8^d = 79,55\%.$$

Находим общее количество шлама в питании грохота:

$$x_7 = \gamma_{8\text{шл}} + x_6 = 0,72 + 0,20 = 0,91\%,$$

$$A_{x_7}^d = (\gamma_{8\text{шл}} \cdot A_{8\text{шл}}^d + x_6 \cdot A_{x_6}^d) / x_7 = (0,72 \cdot 24,83 + 0,20 \cdot 79,55) / 0,91 = 36,70 \text{ \%}.$$

Определяем качественные показатели подрешетного продукта 13:

$$\gamma_{13} = x_7 \cdot E = 0,91 \cdot 90 / 100 = 0,82 \text{ \%},$$

$$A_{13}^d = A_{x_7}^d = 36,70\%,$$

$$Q_{13} = \gamma_{13} \cdot Q / 100 = 0,82 \cdot 435,40 / 100 = 3,58 \text{ т/ч}.$$

Определяем качественные показатели надрешетного продукта 12:

$$\gamma_{12} = \gamma_8 - \gamma_{13} = 10,62 - 0,82 = 9,80\%,$$

$$A_{12}^d = (\gamma_8 \cdot A_8^d - \gamma_{13} \cdot A_{13}^d) / \gamma_{12} = (10,62 \cdot 75,86 - 0,82 \cdot 36,70) / 9,80 = 79,15 \text{ \%},$$

$$Q_{12} = \gamma_{12} \cdot Q / 100 = 9,80 \cdot 435,40 / 100 = 42,68 \text{ т/ч},$$

$$V_{12}^B = Q_{12} \cdot W_{12}^r / (100 - W_{12}^r) = 42,68 \cdot 6,0 / (100 - 6,0) = 2,72 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{12} = Q_{12} \cdot 0,0003 = 42,68 \cdot 0,0003 = 0,01 \text{ т/ч}.$$

Определяем количество воды и магнетита в НКС продукт 13:

$$V_{13}^B = V_8^B + V_{VI}^B - V_{12}^B = 46,26 + 23,68 - 2,72 = 67,22 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{13} = q_8 - q_{12} = 23,55 - 0,01 = 23,54 \text{ т/ч}.$$

### **1.3.4. Магнитное обогащение**

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

### **(операция VII)**

Определяем качественные показатели исходного поступающего на магнитное обогащение продукта 14:

$$\gamma_{14} = \gamma_{10\text{пер}} + \gamma_{11} + \gamma_{13} = 0,00 + 2,57 + 0,82 = 3,39\%,$$

$$A^d_{14} = (\gamma_{10\text{пер}} \cdot A^d_{10\text{пер}} + \gamma_{11} \cdot A^d_{11} + \gamma_{13} \cdot A^d_{13}) / \gamma_{14} = (2,57 \cdot 20,84 + 0,82 \cdot 36,70) / 3,39 = 24,69\%,$$

$$Q_{14} = \gamma_{14} \cdot Q / 100 = 3,39 \cdot 435,40 / 100 = 14,76 \text{ т/ч},$$

$$V^B_{14} = V^B_{10\text{пер}} + V^B_{11} + V^B_{13} = 38,36 + 174,43 + 67,22 = 280,01 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{14} = q_{10\text{пер}} + q_{11} + q_{13} = 38,15 + 21,15 + 23,54 = 82,84 \text{ т/ч},$$

$$V^{\Pi}_{14} = V^B_{14} + Q_{14} / \rho = 280,01 + 14,76 / 4,5 = 283,29 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Принимаем содержание шлама в магнетите (продукт 15) равным 0%, тогда:

$$\gamma_{16} = 3,39\%, A^d_{16} = 24,69\%, Q_{16} = 14,76 \text{ т/ч},$$

$$q_{15} = q_{14} \cdot E_{VII} = 82,84 \cdot 0,99 = 82,68 \text{ т/ч},$$

$$q_{16} = q_{14} - q_{15} = 82,84 - 82,68 = 0,17 \text{ т/ч},$$

$$V^B_{15} = q_{15} \cdot W^r_{15} / (100 - W^r_{15}) = 82,68 \cdot 20,0 / (100 - 20,0) = 20,67 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Находим количество шламовой воды уходящей со сливом:

$$V^B_{17} = V^B_{14} \cdot 60,0 / 100 = 280,01 \cdot 60,0 / 100 = 168,00 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

где 60%- количество шламовой воды уходящей в слив.

$$V^B_{16} = V^B_{14} - V^B_{15} - V^B_{17} = 280,01 - 20,67 - 168,00 = 91,33 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V^B_{\text{сус}} = V^{\text{доп}}_{IV} - V^B_{15} - V^B_{10\text{об}} = 218,62 - 153,45 - 20,67 = 44,51 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{\text{пот}} = q_9 + q_{16} + q_{12} = 0,05 + 0,01 + 0,17 = 0,22 \text{ т/ч},$$

$$\Gamma = q_{\text{пот}} \cdot 1000 / Q_5 = 0,22 \cdot 1000 / 209,06 = 1,07 \text{ кг/т}.$$

Поступает в процесс: 235,52 м<sup>3</sup>/ч,

Выходит из процесса: 235,52 м<sup>3</sup>/ч.

### **1.3.5. Дешламация перед ТГЦ**

#### **(операция VIII)**

Определяем качественные показатели питания, поступающие на грохот для дешламации продукт 18.

$$\gamma_{18} = \gamma_6 + \gamma_{16} = 51,99 + 3,39 = 55,37\%,$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

$$A_{18}^d = (\gamma_6 \cdot A_6^d + \gamma_{16} \cdot A_{16}^d) / \gamma_{18} = (51,99 \cdot 26,19 + 3,39 \cdot 24,69) / 55,37 = 26,10 \%,$$

$$Q_{18} = \gamma_{18} \cdot Q / 100 = 55,37 \cdot 435,40 / 100 = 241,10 \text{ т/ч},$$

$$V_{18}^B = V_6^B + V_{19}^B = 591,38 + 91,33 = 682,71 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{18}^{\Pi} = V_{18}^B + Q_{18} / \rho = 682,71 + 241,10 / 1,5 = 843,45 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$C_{18} = Q_{18} / V_{18}^{\Pi} = 241,10 / 843,45 = 0,29 \text{ т/м}^3.$$

Определяем количество оборотной воды, которое необходимо подать на дешламацию[1]:

$$V_{VII}^B = Q_{18} \cdot \eta_4 = 241,10 \cdot 3,5 = 843,86 \text{ м}^3/\text{час},$$

$$V_{VII}^{OB} = V_{VII}^B - V_{18}^B = 843,86 - 682,71 = 161,14 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Определяем содержание класса 0-0,5 и 0,5-1 мм в классе 0-13 мм.

$$\gamma_{0,5-1 \text{ шл}} = \gamma_{0,5-1} \cdot \eta_2 / 100 = 5,38 \cdot 93 / 100 = 5,01 \%,$$

$$A_{0,5-1 \text{ шл}}^d = A_{0,5-1}^d = 26,27 \%,$$

$$\gamma_{0-0,5 \text{ шл}} = \gamma_{0-0,5} \cdot \eta_2 / 100 = 14,27 \cdot 93 / 100 = 13,29 \%,$$

$$A_{0-0,5 \text{ шл}}^d = A_{0-0,5}^d = 25,98 \%,$$

Определяем содержание класса 0-0,5 и 0,5-1 мм в классе в надрешетном 19 и подрешетном 20 продуктах:

$$\gamma_{20 (0,5-1 \text{ шл})} = \gamma_{0,5-1 \text{ шл}} \cdot \eta_3 / 100 = 5,01 \cdot 85 / 100 = 4,28 \%,$$

$$\gamma_{20 (0-0,5 \text{ шл})} = \gamma_{0-0,5 \text{ шл}} \cdot \eta_3 / 100 = 13,29 \cdot 85 / 100 = 11,34 \%,$$

$$\gamma_{19 (0,5-1 \text{ шл})} = \gamma_{0,5-1 \text{ шл}} - \gamma_{20 (0,5-1 \text{ шл})} = 5,01 - 4,28 = 0,74 \%,$$

$$\gamma_{19 (0-0,5 \text{ шл})} = \gamma_{0-0,5 \text{ шл}} - \gamma_{20 (0-0,5 \text{ шл})} = 13,29 - 11,34 = 1,95 \%.$$

Определяем качественные показатели подрешетного продукта продукта 20 дешламации [6]:

$$\gamma_{20} = \gamma_{20 (0,5-1 \text{ шл})} + \gamma_{20 (0-0,5 \text{ шл})} = 11,34 + 4,28 = 15,61 \%,$$

$$A_{20}^d = (\gamma_{20 (0,5-1 \text{ шл})} \cdot A_{20 (0,5-1 \text{ шл})}^d + \gamma_{20 (0-0,5 \text{ шл})} \cdot A_{20 (0-0,5 \text{ шл})}^d) / \gamma_{20} = 26,09 \%,$$

$$Q_{20} = \gamma_{20} \cdot Q / 100 = 15,61 \cdot 435,40 / 100 = 67,98 \text{ т/ч},$$

Определяем качественные показатели надрешетного продукта 19 по балансовым уравнениям:

$$\gamma_{19} = \gamma_{18} - \gamma_{20} = 55,37 - 15,61 = 39,76 \%,$$

$$A_{19}^d = (\gamma_{18} \cdot A_{18}^d - \gamma_{20} \cdot A_{20}^d) / \gamma_{19} = (55,37 \cdot 26,10 - 15,61 \cdot 26,09) / 39,76 = 26,10 \%,$$

$$Q_{19} = \gamma_{19} \cdot Q / 100 = 39,76 \cdot 435,40 / 100 = 173,12 \text{ т/ч},$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

$$V_{19}^B = Q_{19} \cdot W_{19}^T / (100 - W_{19}^T) = 173,12 \cdot 17,0 / (100 - 17,0) = 35,46 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

$$V_{20}^B = V_{VII}^B - V_{19}^B = 843,86 - 35,46 = 808,40 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

### 1.3.6. Обогащение в тяжелосреднем циклоне (операция IX)

Определяем содержание класса 0-0,5 мм и 0,5-1 мм в исходном питании [6]:

$$x_8 = \gamma_{19(0-0,5 \text{ мм})} = 1,95 \%,$$

$$A_{x8}^d = A_{19(0-0,5 \text{ мм})}^d = 25,98 \%,$$

$$\gamma_{0,5-1} = \gamma_{19(0,5-1 \text{ мм})} = 0,74\%.$$

**Таблица 1.18**

#### Фракционный состав исходного питания ТС гидроциклона

Плотность фракций, г/см <sup>3</sup>	1-13 мм		0,5-1 мм		Исходный		
	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, % к 100
<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>
< 1,3	12,71	3,80	0,26	3,80	12,96	3,80	35,12
1,3 - 1,4	9,54	7,81	0,19	7,81	9,73	7,81	26,36
1,4 - 1,5	3,23	17,82	0,06	17,82	3,29	17,82	8,92
1,5 - 1,6	1,42	26,88	0,02	26,88	1,45	26,88	3,92
1,6 - 1,8	0,77	39,12	0,03	39,12	0,80	39,12	2,18
> 1,8	8,50	82,39	0,17	82,39	8,68	82,39	23,51
<b>Итого</b>	<b>36,17</b>	<b>26,25</b>	<b>0,74</b>	<b>26,61</b>	<b>36,91</b>	<b>26,26</b>	<b>100,00</b>

Находим выход и зольность исходного угля, поступающего на обогащение, графы 6 и 7.

$$\gamma_{-1,3} = 12,71 + 0,26 = 12,96 \%,$$

$$A_{-1,3}^d = (12,71 \cdot 3,80 + 0,26 \cdot 3,80) / 12,96 = 3,80\%.$$

и т. д. для других фракций.

Пересчитываем выходы фракций к 100 % графа 8:

$$\gamma_{-1,3} = 12,96 / 36,91 \cdot 100 = 35,12 \%.$$

и т. д. для других фракций.

Производим расчет шламообразования:

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37



$$x_9 = \gamma \cdot a_4 / 100 = 36,91 \cdot 3,00 / 100 = 1,11\%,$$

$$A_{x_9}^d = A^d = 26,26 \%,$$

$$x_{10} = x_8 + x_9 = 1,95 + 1,11 = 3,06 \%.$$

$$A_{x_{10}}^d = (x_8 \cdot A_{x_8}^d + x_9 \cdot A_{x_9}^d) / x_{10} = (1,95 \cdot 25,98 + 1,11 \cdot 26,26) / 3,06 = 26,08\%.$$

Определяем выход и зольность исходного класса без шлама:

$$\gamma_{19} = \gamma_{19} - x_{10} = 39,76 - 3,06 = 36,70\%,$$

$$A_{19}^d = (\gamma_{19} \cdot A_{19}^d - x_{10} \cdot A_{x_{10}}^d) / \gamma_{19} = (39,76 \cdot 26,10 - 3,06 \cdot 26,08) / 36,70 = 26,11 \%.$$

Производим корректировку фракционного состава класса 1-13 мм к  $A_{19}^d = 26,11\%$ .

Составляем уравнения баланса:

$$x + 26,36 + 8,92 + 3,92 + 2,18 + \gamma = 100 \%,$$

$$3,80x + 26,36 \cdot 7,81 + 8,92 \cdot 17,82 + 3,92 \cdot 26,88 + 2,18 \cdot 39,12 + 82,39\gamma = 100 \cdot 26,11.$$

после проведения расчетов получаем  $x = 35,31\%$  и  $\gamma = 23,32 \%$ .

Скорректированный фракционный состав исходного продукта заносим в таблицу 1.19.

По кривым обогатимости машинного класса 1-13 мм рис.3 находим плотность разделения для концентрата  $\rho_p = 1,70 \text{ г/см}^3$  при зольности концентрата 8,40 %. Среднее вероятное отклонение для тяжелосредних гидроциклонов  $E_{pm} = 66,00 \text{ кг/м}^3 [1]$ .

Определяем среднюю плотность фракций графа 5 табл.1.19:

$$\rho_{cp} = (1,2 + 1,4) / 2 = 1,3.$$

и т.д. для других фракций.

Отклонение фракций  $< 1,3 \text{ г/см}^3$  от плотности разделения  $\rho = 1,70 \text{ г/см}^3$  определяем по формуле:

$$x_{<1,3} = (1,70 - 1,25) / (66,00 / 1000) \cdot 0,675 = 4,60.$$

и т.д. для других фракций.

Определяем извлечение для  $< 1,3 \text{ г/см}^3$ , по приложению 63 находим  $F(x) [6]$ .

$$\varepsilon = 100 \cdot F \cdot (4,60) = 100,00.$$

и т.д. для других фракций.

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

Определяем выход концентрата:

$$\gamma_k = 35,31 \cdot 1,00 = 35,31\%$$

и т.д. для других фракций.

Определяем выход отходов:

$$\gamma_{отх} = 35,31 - 35,31 = 0,00\%$$

и т.д. для других фракций.

**Таблица 1.19**

**Результаты обогащения кл.1-13 мм в тяжелых средах**

Плотность г/см <sup>3</sup>	Исходный				Концентрат, ρ=1,70 г/см <sup>3</sup>			Отходы ρ=1,70 г/см <sup>3</sup>		
	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ · A <sup>d</sup>	R <sub>ср</sub>	x	E <sub>к</sub>	γ, %	γ · A <sup>d</sup>	γ, %	γ · A <sup>d</sup>
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
<1,3	35,31	3,80	134,31	1250,0	4,60	1,00	35,31	134,31	0,00	0,00
1,3-1,4	26,36	7,81	205,83	1350,0	3,58	1,00	26,36	205,80	0,00	0,04
1,4-1,5	8,92	17,82	158,88	1450,0	2,56	0,99	8,87	158,04	0,05	0,84
1,5-1,6	3,92	26,88	105,30	1550,0	1,53	0,94	3,67	98,71	0,24	6,58
1,6-1,8	2,18	39,12	85,16	1700,0	0,00	0,50	1,09	42,58	1,09	42,58
>1,8	23,32	82,39	1921,24	2200,0	-5,11	0,00	0,00	0,00	23,32	1921,10
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>26,11</b>	<b>2610,59</b>				<b>75,30</b>	<b>639,45</b>	<b>24,70</b>	<b>1971,14</b>

Определяем доленое участие шлама удаляемого с легкой фракцией, которая составляет 80%:

$$\gamma_{21шл} = x_{10} \cdot 80/100 = 3,06 \cdot 80/100 = 2,45\%$$

$$A^d_{21шл} = A^d_{x10} = 26,08\%$$

$$\gamma_{22шл} = x_{10} - \gamma_{21шл} = 3,06 - 2,45 = 0,61\%$$

$$A^d_{22шл} = (x_{10} \cdot A^d_{x10} - \gamma_{21шл} \cdot A^d_{21шл}) / \gamma_{22шл} = (3,06 \cdot 26,08 - 2,45 \cdot 26,08) / 0,61 = 26,08\%$$

**Концентрат без шлама:**

$$\gamma'_{21} = \gamma'_{19} / 100 \cdot \sum \gamma_{к-г} = 75,30 / 100 \cdot 36,70 = 27,64\%$$

$$A^d_{21} = \sum \gamma'_{к-г} \cdot A^d / \sum \gamma_{к-г} = 639,44 / 75,30 = 8,49\%$$

**Концентрат со шламом:**

$$\gamma_{21} = \gamma'_{21} + \gamma_{21шл} = 27,64 + 2,45 = 30,08\%$$

$$A^d_{21} = (\gamma'_{21} \cdot A^d_{21} + \gamma_{21шл} \cdot A^d_{21шл}) / \gamma_{21} = (27,64 \cdot 8,49 + 2,45 \cdot 26,08) / 30,08 = 9,92\%$$

$$Q_{21} = \gamma_{21} \cdot Q / 100 = 30,08 \cdot 435,40 / 100 = 130,98 \text{ т/ч.}$$

**Отходы без шлама:**

$$\gamma_{22}^{\text{d}} = \gamma_{19}^{\text{d}} / 100 \cdot \Sigma \gamma_{\text{отх}} = 24,70 / 100 \cdot 36,70 = 9,07 \%,$$

$$A_{22}^{\text{d}} = \Sigma \gamma_{\text{отх}} \cdot A^{\text{d}} / \Sigma \gamma_{\text{отх}} = 1971,28 / 24,70 = 79,80 \%$$

**Отходыошламом:**

$$\gamma_{22} = \gamma_{22}^{\text{d}} + \gamma_{22\text{шл}} = 9,07 + 0,61 = 9,68 \%,$$

$$A_{22}^{\text{d}} = (\gamma_{22}^{\text{d}} \cdot A_{22}^{\text{d}} + \gamma_{22\text{шл}} \cdot A_{22\text{шл}}^{\text{d}}) / \gamma_{22} = (9,07 \cdot 79,80 + 0,61 \cdot 26,08) / 9,68 = 76,40 \%,$$

$$Q_{21} = \gamma_{21} \cdot Q / 100 = 9,68 \cdot 435,40 / 100 = 42,14 \text{ т/ч.}$$

На обогащение в тяжелосредные гидроциклоны поступает надрешетный продукт 19,  $Q_{19} = 173,12$  т/ч.

Содержание угля в пульпе, поступающей в тяжелосредный гидроциклон, следует принимать с соотношением 1:3-1:4 к объему тяжелой суспензии [1].

$$V_{\text{IX}}^{\text{c}} = Q_{19} \cdot 3 = 173,12 \cdot 3 = 519,37 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Определяем объемную концентрацию магнетита в суспензии по формуле:

$$C_{\text{IX}}^{\text{c}} = (\rho_{\text{с}} - \rho_{\text{в}}) / (\rho_{\text{у}} - \rho_{\text{в}}) = ((1,70 \cdot 1000) - 1000) / ((4,6 \cdot 1000) - 1000) = 0,19 \%$$

где  $\rho_{\text{с}}$ ,  $\rho_{\text{у}}$  и  $\rho_{\text{в}}$  – плотность суспензии, утяжелителя и воды  $\text{кг/м}^3$ .

Находим количество воды и магнетита в суспензии по формуле:

$$V_{\text{IX}}^{\text{в}} = V_{\text{IX}}^{\text{c}} \cdot (1,0 - C_{\text{IX}}^{\text{c}}) = 519,37 \cdot (1,0 - 0,19) = 418,38 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

где  $V^{\text{c}}$  – объём суспензии,  $\text{м}^3/\text{ч}$ .

$$q_{\text{IX}} = V_{\text{IX}}^{\text{c}} \cdot C_{\text{IX}}^{\text{c}} \cdot \rho_{\text{с}} = 519,37 \cdot 0,19 \cdot 4,6 = 464,54 \text{ т/ч.}$$

Определяем дополнительный расход оборотной воды:

$$V_{\text{IX}}^{\text{доп}} = V_{\text{IX}}^{\text{в}} - V_{19}^{\text{в}} = 418,38 - 35,46 = 382,92 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Определяем количество суспензии, воды и магнетита, которые удаляются с отходами. Количество удаляемой суспензии составляет ориентировочно 20% от циркулирующей суспензии [1]:

$$V_{22}^{\text{c}} = V_{\text{IX}}^{\text{c}} \cdot 0,2 = 519,37 \cdot 0,2 = 103,87 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$V_{22}^{\text{в}} = V_{22}^{\text{c}} \cdot (1 - C_{\text{IX}}^{\text{c}}) = 103,87 \cdot (1 - 0,19) = 83,68 \text{ м}^3/\text{ч.},$$

$$q_{22} = V_{22}^{\text{c}} \cdot C_{\text{IX}}^{\text{c}} \cdot \rho_{\text{с}} = 103,87 \cdot 0,19 \cdot 4,6 = 92,91 \text{ т/ч.}$$

По балансовым уравнениям определяем количество суспензии, воды, магнетита, удаляемые с концентратом:

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
						40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$V_{21}^c = V_{IX}^c - V_{22}^c = 519,37 - 464,54 = 415,49 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{21}^B = V_{IX}^B - V_{22}^B = 418,38 - 83,68 = 334,70 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{21} = q_{IX} - q_{22} = 464,54 - 92,91 = 371,63 \text{ т/ч}.$$

### 1.3.7. Промывка концентрата на грохоте (операция X)

Определяем количество оборотной воды, которое необходимо подать на промывку концентрата [1]:

$$V_X^B = Q_{21} \cdot n_5 = 130,98 \cdot 2,0 = 261,97 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Выход и зольность дополнительного шлама:

$$x_{11} = \gamma_{21} \cdot a_5 / 100 = 27,64 \cdot 3,00 / 100,00 = 0,83\%,$$

$$A_{x11}^d = A_{21}^d = 8,49 \text{ \%}.$$

Находим общее количество шлама в питании грохота:

$$x_{12} = x_{11} + \gamma_{21\text{шлл}} = 2,45 + 0,83 = 3,28\%,$$

$$A_{x12}^d = (x_{11} \cdot A_{x11}^d + \gamma_{21\text{шлл}} \cdot A_{21\text{шлл}}^d) / x_{12} = (2,45 \cdot 26,08 + 0,83 \cdot 8,49) / 3,28 = 21,63\%.$$

Определяем качественные показатели подрешетного продукта 24:

$$\gamma_{24} = x_{12} \cdot E = 3,28 \cdot 0,9 = 2,95\%,$$

$$A_{24}^d = A_{x12}^d = 21,63\%,$$

$$Q_{24} = \gamma_{24} \cdot Q / 100 = 2,95 \cdot 435,40 / 100 = 12,84 \text{ т/ч}.$$

Определяем качественные показатели надрешетного продукта 23:

$$\gamma_{23} = \gamma_{21} - \gamma_{24} = 30,08 - 2,95 = 27,14 \text{ \%},$$

$$A_{23}^d = (\gamma_{21} \cdot A_{21}^d - \gamma_{24} \cdot A_{24}^d) / \gamma_{23} = (30,08 \cdot 9,92 - 2,95 \cdot 21,63) / 27,14 = 8,65\%,$$

$$Q_{23} = \gamma_{23} \cdot Q / 100 = 27,14 \cdot 435,40 / 100 = 118,15 \text{ т/ч},$$

$$V_{23}^B = Q_{23} \cdot W_{23}^r / (100 - W_{23}^r) = 118,15 \cdot 15,00 / (100 - 15,00) = 20,85 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{23} = Q_{23} \cdot 0,0003 = 118,15 \cdot 0,0003 = 0,04 \text{ т/ч}.$$

Количество кондиционной суспензии от исходной суспензии составляет 90% [1]:

$$V_{25}^c = V_{21}^c \cdot 0,9 = 415,49 \cdot 0,9 = 373,94 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{25}^B = V_{25}^c \cdot (1 - C_{IX}^c) = 373,94 \cdot (1 - 0,19) = 301,23 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{25} = V_{25}^c \cdot C_{IX}^c \cdot \rho_0 = 373,94 \cdot 0,19 \cdot 4,6 = 334,47 \text{ т/ч}.$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

Часть кондиционной суспензии уходит на регенерацию порядка 20 % [1]:

$$V_{25\text{per}}^c = V_{25}^c \cdot 0,2 = 373,94 \cdot 0,2 = 74,79 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{25\text{per}}^B = V_{25}^B \cdot 0,2 = 301,23 \cdot 0,2 = 60,25 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{25\text{per}}^c = q_{25}^B \cdot 0,2 = 334,47 \cdot 0,2 = 66,89 \text{ т/ч}.$$

Часть кондиционной суспензии уходит в оборот:

$$V_{25\text{об}}^c = V_{25}^c - V_{25\text{per}}^c = 373,94 - 74,79 = 299,15 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{25\text{об}}^B = V_{25}^B - V_{25\text{per}}^B = 301,23 - 60,25 = 240,99 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{25\text{об}} = q_{25} - q_{25\text{per}} = 334,47 - 66,89 = 267,58 \text{ т/ч}.$$

Определяем качественные показатели некондиционной суспензии продукта 24:

$$V_{24}^B = V_{23}^B + V_X^B - V_{25}^B - V_{21}^B = 334,70 + 261,97 - 301,23 - 20,85 = 274,59 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{24} = q_{23} - q_{25} - q_{21} = 371,63 - 334,47 - 0,04 = 37,13 \text{ т/ч}.$$

### **1.3.8. Обезвоживание концентрата в центрифуге**

#### **(операция XI)**

Для обезвоживания концентрата крупностью 1-13 мм используются фильтрующие центрифуги с вибрационной выгрузкой осадка, работающие с фактором разделения не менее 100g [11].

Определяем качественные показатели фугата продукт 27:

$$\gamma_{27} = \gamma_{23} \cdot a_6 / 100 = 27,14 \cdot 5,00 / 100,00 = 1,36\%,$$

$$A_{27}^d = A_{23}^d + a_7 = 8,65 + 2,0 = 10,65\%,$$

$$Q_{27} = \gamma_{27} \cdot Q / 100 = 1,36 \cdot 435,40 / 100 = 5,91 \text{ т/ч}.$$

Определяем качественные показатели концентрата продукт 26:

$$\gamma_{26} = \gamma_{23} - \gamma_{27} = 27,14 - 1,36 = 25,78\%,$$

$$A_{26}^d = (\gamma_{23} \cdot A_{23}^d - \gamma_{27} \cdot A_{27}^d) / \gamma_{26} = (27,14 \cdot 8,65 - 1,36 \cdot 10,65) / 25,78 = 8,55\%,$$

$$Q_{26} = \gamma_{26} \cdot Q / 100 = 25,78 \cdot 435,40 / 100 = 112,24 \text{ т/ч},$$

$$V_{26}^B = Q_{26} \cdot W_{26}^r / (100 - W_{26}^r) = 112,24 \cdot 8,00 / (100 - 8,00) = 9,76 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем количество воды уходящей с фугатом продукт 27:

$$V_{27}^B = V_{23}^B - V_{26}^B = 20,85 - 9,76 = 11,09 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

### 1.3.9. Промывка отходов на грохоте

#### (операция XII)

Определяем количество оборотной воды, которое необходимо подать на промывку отходов [1]:

$$V_{XII}^B = Q_{22} \cdot n_6 = 42,14 \cdot 2,0 = 84,27 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Выход и зольность дополнительного шлама:

$$x_{13} = \gamma_{22} \cdot a_8 / 100 = 9,07 \cdot 3,00 / 100,00 = 0,18\%,$$

$$A_{x_{13}}^d = A_{22}^d = 79,80 \text{ \%}.$$

Находим общее количество шлама в питании грохота:

$$x_{14} = x_{13} + \gamma_{22\text{шлл}} = 0,18 + 0,61 = 0,79\%,$$

$$A_{x_{14}}^d = (x_{13} \cdot A_{x_{13}}^d + \gamma_{22\text{шлл}} \cdot A_{22\text{шлл}}^d) / x_{14} = (0,18 \cdot 79,80 + 0,61 \cdot 26,08) / 0,79 = 38,36\%.$$

Определяем качественные показатели подрешетного продукта 30:

$$\gamma_{30} = x_{14} \cdot E = 0,79 \cdot 0,9 = 0,71 \text{ \%},$$

$$A_{30}^d = A_{x_{14}}^d = 38,36 \text{ \%},$$

$$Q_{30} = \gamma_{30} \cdot Q / 100 = 0,71 \cdot 435,40 / 100 = 3,11 \text{ т/ч}.$$

Определяем качественные показатели надрешетного продукта 28:

$$\gamma_{28} = \gamma_{22} - \gamma_{30} = 9,68 - 0,71 = 8,96\%,$$

$$A_{28}^d = (\gamma_{22} \cdot A_{22}^d - \gamma_{30} \cdot A_{30}^d) / \gamma_{28} = (9,68 \cdot 76,40 - 0,71 \cdot 38,36) / 8,96 = 79,43 \text{ \%},$$

$$Q_{28} = \gamma_{28} \cdot Q / 100 = 8,96 \cdot 435,40 / 100 = 39,03 \text{ т/ч},$$

$$V_{28}^B = Q_{28} \cdot W_{28}^r / (100 - W_{28}^r) = 39,03 \cdot 12,00 / (100 - 12,00) = 5,32 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{28} = Q_{28} \cdot 0,0003 = 39,03 \cdot 0,0003 = 0,01 \text{ т/ч}.$$

Количество кондиционной суспензии от исходной суспензии составляет 90% [1]:

$$V_{29}^c = V_{22}^c \cdot 0,9 = 103,87 \cdot 0,9 = 93,49 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{29}^B = V_{29}^c \cdot (1 - C_{IX}^c) = 93,49 \cdot (1 - 0,19) = 75,31 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$Q_{29} = V_{29}^c \cdot C_{IX}^c \cdot \rho_c = 93,49 \cdot 0,19 \cdot 4,6 = 83,62 \text{ т/ч}.$$

Часть кондиционной суспензии уходит на регенерацию порядка 20 % [1]:

$$V_{29\text{рег}}^c = V_{29}^c \cdot 0,2 = 93,49 \cdot 0,2 = 18,70 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{29\text{рег}}^B = V_{29}^B \cdot 0,2 = 75,31 \cdot 0,2 = 15,06 \text{ м}^3/\text{ч},$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

$$q_{29\text{пер}}^c = q_{29}^b \cdot 0,2 = 83,62 \cdot 0,2 = 16,72 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Часть кондиционной суспензии уходит в оборот:

$$V_{29\text{об}}^c = V_{29}^c - V_{29\text{пер}}^c = 93,49 - 18,70 = 74,79 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{29\text{об}}^b = V_{29}^b - V_{29\text{пер}}^b = 75,31 - 15,06 = 60,25 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$Q_{29\text{об}} = q_{29} - q_{29\text{пер}} = 83,62 - 16,72 = 66,89 \text{ т/ч}.$$

Определяем качественные показатели некондиционной суспензии продукта 30:

$$V_{30}^b = V_{22}^b + V_{\text{XII}}^b - V_{28}^b - V_{29}^b = 83,68 + 84,27 - 75,31 - 5,32 = 87,32 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{30} = q_{28} - q_{29} - q_{22} = 92,91 - 83,62 - 0,01 = 9,28 \text{ т/ч}.$$

### **1.3.10. Магнитное обогащение (операция XIII)**

Определяем качественные показатели исходного поступающего на магнитное обогащение продукта 31:

$$\gamma_{31} = \gamma_{25\text{пер}} + \gamma_{29\text{пер}} + \gamma_{24} + \gamma_{30} = 0,00 + 0,00 + 2,95 + 0,71 = 3,66\%,$$

$$A_{31}^d = (\gamma_{25\text{пер}} \cdot A_{25\text{пер}}^d + \gamma_{29\text{пер}} \cdot A_{29\text{пер}}^d + \gamma_{24} \cdot A_{24}^d + \gamma_{30} \cdot A_{30}^d) / \gamma_{31} = (2,95 \cdot 21,63 + \dots + 0,71 \cdot 38,36) / 3,66 = 24,89 \%,$$

$$Q_{31} = \gamma_{31} \cdot Q / 100 = 3,66 \cdot 435,40 / 100 = 15,94 \text{ т/ч},$$

$$V_{31}^b = V_{25\text{пер}}^b + V_{29\text{пер}}^b + V_{24}^b + V_{30}^b = 60,25 + 15,06 + 274,59 + 87,32 = 437,22 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{31} = q_{25\text{пер}} + q_{29\text{пер}} + q_{24} + q_{30} = 66,89 + 16,72 + 37,13 + 9,28 = 130,03 \text{ т/ч},$$

$$V_{31}^n = V_{41}^b + Q_{41} / \rho = 437,22 + 15,94 / 4,6 = 440,68 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Принимаем содержание шлама в магнетите и сливе (продукт 32 и 34) равным 0%, тогда:

$$\gamma_{33} = 3,66\%, A_{33}^d = 24,89 \%, Q_{33} = 15,94 \text{ т/ч},$$

$$q_{32} = q_{31} \cdot E = 130,03 \cdot 0,99 = 129,77 \text{ т/ч},$$

$$q_{33} = q_{31} - q_{32} = 130,03 - 129,77 = 0,26 \text{ т/ч},$$

$$V_{32}^b = q_{32} \cdot W_{15}^r / (100 - W_{15}^r) = 129,77 \cdot 20,0 / (100 - 20,0) = 32,44 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Находим количество шламовой воды уходящей со сливом:

$$V_{34}^b = V_{31}^b \cdot 60,0 / 100 = 437,22 \cdot 60,0 / 100 = 262,33 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

где 60%- количество шламовой воды уходящей в слив.

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

$$V_{33}^B = V_{31}^B - V_{32}^B - V_{34}^B = 437,22 - 262,33 - 32,44 = 142,45 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{\text{сус}}^B = V_{\text{IX}}^{\text{доп}} - V_{2506}^B - V_{2906}^B - V_{32}^B = 382,92 - 240,99 - 60,25 - 32,44 = 49,25 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$q_{\text{пот}} = q_{33} + q_{28} + q_{23} = 0,04 + 0,01 + 0,26 = 0,31 \text{ т/ч},$$

$$\Gamma = q_{\text{пот}} \cdot 1000 / Q_{26} = 0,31 \cdot 1000 / 173,12 = 1,77 \text{ кг/т}.$$

Поступает в процесс: 464,54 м<sup>3</sup>/ч,

Выходит из процесса: 464,54 м<sup>3</sup>/ч.

#### 1.4. Расчет заключительных операций

##### 1.4.1. Классификация в гидроциклоне

##### (операция XIV)

Определяем выход и зольность продукта, поступающего на сгущение в блок гидроциклонов классификаторов:

$$\gamma_{35} = \gamma_{20} + \gamma_{27} + \gamma_{33} = 15,61 + 3,66 + 1,36 = 20,63 \%,$$

$$A_{35}^d = (\gamma_{20} \cdot A_{20}^d + \gamma_{27} \cdot A_{27}^d + \gamma_{33} \cdot A_{33}^d) / \gamma_{35} = (15,61 \cdot 26,09 + \dots + 1,36 \cdot 10,65) / 20,63 = 24,86 \%,$$

$$Q_{35} = \gamma_{35} \cdot Q / 100 = 24,86 \cdot 435,40 / 100 = 89,83 \text{ т/ч},$$

$$V_{35}^B = V_{20}^B + V_{27}^B + V_{33}^B = 808,40 + 142,45 + 11,09 = 961,93 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{35}^n = V_{35}^B + Q_{35} / \rho = 961,93 + 89,83 / 1,5 = 1021,82 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$C_{35} = Q_{35} / V_{35}^n = 89,83 / 1021,82 = 0,08 \text{ т/м}^3.$$

Согласно ситовому анализу класса 0-1 мм (табл.1.20)

Таблица 1.20

#### Результаты классификации в гидроциклоне

Класс, мм	по исследованиям			корректировка		Гидроциклоны				
						Е	пески		слив	
	γ к 100 %	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %		γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ, %	A <sup>d</sup> , %
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
0,5-1	27,40	5,38	26,37	5,65	25,15	100,0	5,65	25,15	0,00	25,15
0-0,5	72,60	14,27	25,98	14,98	24,75	10,0	1,50	24,75	13,48	24,75
Итого	100,00	19,65	26,09	20,63	24,86		7,15	25,06	13,48	24,75

Согласно таблице 1.20 выход песков класс 0,5-1 мм составляет 7,15%

с зольность 25,06%, выход слива составит 13,48% при зольности 24,75%.

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45



Определяем качественные показатели песков, продукт 37:

$$Q_{37} = \gamma_{37} \cdot Q / 100 = 7,15 \cdot 435,40 / 100 = 31,13 \text{ т/ч.}$$

Пески гидроциклонов продукт 37 принимаются с содержанием твердого  $0,40 \text{ т/см}^3$ .

$$V_{37}^B = Q_{37} \cdot (\rho \cdot 1000 - 450,00) / (\rho \cdot 450,00) = \\ = 31,13 \cdot (1,6 \cdot 1000 - 400,0) / (1,6 \cdot 400,0) = 58,38 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$V_{37}^П = V_{37}^B + Q_{37} / \rho = 58,38 + 31,13 / 1,6 = 77,84 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Определяем качественные показатели слива, продукт 36:

$$Q_{36} = \gamma_{36} \cdot Q / 100 = 13,48 \cdot 435,40 / 100 = 58,70 \text{ т/ч.}$$

$$V_{36}^B = V_{35}^B - V_{37}^B = 961,93 - 58,38 = 903,56 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$V_{36}^П = V_{35}^П - V_{37}^П = 1021,82 - 77,84 = 940,24 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$C_{36} = Q_{36} / V_{36}^П = 58,70 / 940,24 = 0,06 \text{ т/м}^3.$$

#### **1.4.2. Обогащение на спиральных сепараторах**

##### **(операция XV)**

Для стабильной работы спирального сепаратора необходимо поддерживать плотность питания не выше  $0,35 \text{ т/см}^3$ , поэтому для разбавления питания добавляется оборотная вода [1].

Количество оборотной воды определяется по следующей формуле:

$$V_{37}^{об} = Q_{37} \cdot (\rho - 0,35) / (\rho \cdot 0,35) = 31,13 \cdot (1,6 - 0,35) / (1,6 \cdot 0,35) = 69,50 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$V_{XV}^{об} = V_{37}^{об} - V_{37}^B = 69,50 - 58,38 = 11,12 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Производим расчет шламообразования:

$$x_{15} = \gamma_{37} \cdot a_4 / 100 = 7,15 \cdot 3,00 / 100 = 0,21\%,$$

$$A_{x_{15}}^d = A_{37}^d = 25,06\%.$$

Определяем выход и зольность исходного класса без шлама:

$$\gamma_{37}^{\wedge} = \gamma_{37} - x_{15} = 7,15 - 0,21 = 6,94\%,$$

$$A_{37}^{d'} = A_{37}^d = 25,06\%.$$

Производим корректировку фракционного состава класса 0,5-1 ммк  
 $A_{37}^{d'} = 25,06\%$ .

Составляем уравнения баланса:

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

$$x+25,98+8,53+3,16+3,96+\gamma=100 \%,$$

$$3,24x+25,98 \cdot 6,87+8,53 \cdot 18,22+3,16 \cdot 26,50+3,96 \cdot 40,25+82,96\gamma=100 \cdot 25,06.$$

после проведения расчетов получаем  $x=36,54 \%$  и  $\gamma=21,83\%$ .

Скорректированный фракционный состав исходного продукта заносим в таблицу 1.21.

По техническим характеристикам спирального сепаратора принимаем среднее значение вероятного отклонения по плотности разделения  $E_p=250$  кг/м<sup>3</sup>. Коэффициент погрешности разделения при обогащении шлама в водной среде составит [1]:

Отклонения средней плотности фракций угля  $\rho_{cp}$  от плотности разделения  $\rho_p$  для обогатительных аппаратов с водной средой определяем по формуле:

$$x = \lg \cdot \frac{\rho'_{cp}-1}{\rho_{cp}-1} \cdot \frac{0,675}{\lg \cdot (I+\sqrt{I^2+1})}. \quad (1.18)$$

где:  $\rho_p = 1,69$  г/см<sup>3</sup> – плотность разделения;  $\delta_{cp}$  – средняя плотность разделения;  $I = 25$  – коэффициент погрешности разделения [11].

Определяем среднюю плотность фракций графа 5 табл.1.21:

$$\rho_{cp}=(1,3+1,4)/2=1,35.$$

и т.д. для других фракций.

Определяем извлечение для  $<1,4$  г/см<sup>3</sup>, по приложению 63 находим  $F(x)$  [6].

$$\varepsilon=100 \cdot F \cdot (2,77)=0,99.$$

и т.д. для других фракций.

Определяем выход концентрата:

$$\gamma_{к-г}=36,54 \cdot 0,99=36,43\%.$$

и т.д. для других фракций.

Определяем выход отходов:

$$\gamma_{отх}=36,54-36,43=0,10 \%.$$

и т.д. для других фракций.

**Таблица 1.21**

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

## Результаты обогащения кл.0,5-1 мм в спиральном сепараторе

Плотность г/см <sup>3</sup>	Исходный				Концентрат δ= 1,69 г/см <sup>3</sup>				Отходы δ= 1,69 г/см <sup>3</sup>	
	γ, %	A <sup>d</sup> , %	γ · A <sup>d</sup>	R <sub>ср</sub>	x	E <sub>к</sub>	γ, %	γ · A <sup>d</sup>	γ, %	γ · A <sup>d</sup>
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
<1,3	36,54	3,24	118,31	1250,0	2,77	0,997	36,43	117,98	0,10	0,33
1,3-1,4	25,98	6,87	178,43	1350,0	1,85	0,97	25,14	172,71	0,83	5,72
1,4-1,5	8,53	18,22	155,47	1450,0	1,17	0,88	7,49	136,53	1,04	18,94
1,5-1,6	3,16	26,50	83,86	1550,0	0,62	0,73	2,32	61,37	0,85	22,48
1,6-1,8	3,96	40,25	159,56	1700,0	-0,04	0,48	1,92	77,28	2,04	82,28
>1,8	21,83	82,96	1810,84	2200,0	-1,51	0,07	1,43	118,78	20,40	1692,06
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>25,06</b>	<b>2506,46</b>				<b>74,74</b>	<b>684,65</b>	<b>25,26</b>	<b>1821,81</b>

### Концентрат без шлама:

$$\gamma'_{38} = \gamma'_{37} / 100 \cdot \sum \gamma_{к-г} = 74,74 / 100 \cdot 6,94 = 5,18 \%,$$

$$A^d_{38} = \sum \gamma_{к-г} \cdot A^d / \sum \gamma_{к-г} = 684,65 / 74,74 = 9,16 \%$$

### Концентрат со шламом:

$$\gamma_{38} = \gamma'_{38} + x_{15} = 5,18 + 0,21 = 5,40 \%,$$

$$A^d_{38} = (\gamma'_{38} \cdot A^d_{38} + x_{15} \cdot A^d_{x15}) / \gamma_{38} = (5,18 \cdot 9,16 + 0,21 \cdot 25,06) / 5,40 = 9,79 \%,$$

$$Q_{38} = \gamma_{38} \cdot Q / 100 = 5,40 \cdot 435,40 / 100 = 60,02 \text{ т/ч.}$$

### Отходы:

$$\gamma_{39} = \gamma_{37} / 100 \cdot \sum \gamma_{к-г} = 25,26 / 100 \cdot 6,94 = 1,75 \%,$$

$$A^d_{39} = \sum \gamma_{отх} \cdot A^d / \sum \gamma_{отх} = 1821,81 / 25,26 = 72,11 \%,$$

$$Q_{39} = \gamma_{39} \cdot Q / 100 = 1,75 \cdot 435,40 / 100 = 7,63 \text{ т/ч.}$$

Определяем количества воды, удаляемой с отходами:

$$V^B_{39} = Q_{39} \cdot (\rho \cdot 1000 - 600) / (\rho \cdot 600) = 7,63 \cdot (1,8 \cdot 1000 - 600) / (1,8 \cdot 500) = 8,48 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

где 600 т/м<sup>3</sup> – плотность отходов.

Определяем количество воды, удаляемой с концентратом по уравнению баланса:

$$V^B_{38} = V^B_{37} - V^B_{39} = 69,50 - 8,48 = 61,02 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

### 1.4.3. Обезвоживание концентрата на в/ч грохоте

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

**(операция XVI)**

Для эффективного использования центрифуги со шнековой выгрузкой осадка необходимо обеспечить их загрузку зернистым шламом с содержанием влаги не менее 25%. Для этой цели перед центрифугой устанавливают в/ч грохот. Принимаем эффективность отделения шлама на в/ч грохоте  $E_{XVI} = 75,0 \%$  [1].

$$\gamma_{41} = x_{15} \cdot 75/100 = 0,21 \cdot 95/100 = 0,16 \%,$$

$$A_{41}^d = A_{x15}^d = 25,06 \%,$$

$$Q_{41} = \gamma_{41} \cdot Q/100 = 0,16 \cdot 435,40/100 = 0,70 \text{ т/ч},$$

$$\gamma_{40} = \gamma_{38} - \gamma_{41} = 5,40 - 0,16 = 5,24 \%,$$

$$A_{40}^d = (\gamma_{38} \cdot A_{38}^d - \gamma_{41} \cdot A_{41}^d) / \gamma_{40} = (5,40 \cdot 9,79 - 0,16 \cdot 25,06) / 5,24 = 9,32 \%,$$

$$Q_{40} = \gamma_{40} \cdot Q/100 = 5,24 \cdot 435,40/100 = 22,80 \text{ т/ч},$$

$$V_{40}^B = Q_{40} \cdot W_{40}^r / (100 - W_{40}^r) = 22,80 \cdot 25,0 / (100 - 25,0) = 7,60 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем количество воды в подрешетном продукте 41 из уравнения баланса:

$$V_{41}^B = V_{38}^B - V_{40}^B = 61,02 - 7,60 = 53,88 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

**1.4.4. Обезвоживание концентрата в центрифуге**

**(операция XVII)**

Для обезвоживания концентрата крупностью 0,5-1 мм используются фильтрующие центрифуги со шнековой выгрузкой осадка, работающие с фактором разделения не менее 100g [11].

Определяем качественные показатели фугата продукт 43:

$$\gamma_{43} = \gamma_{40} \cdot a_6/100 = 5,24 \cdot 5,0/100 = 0,26 \%,$$

$$A_{43}^d = A_{40}^d + a_7 = 9,32 + 2,0 = 11,32 \%,$$

$$Q_{43} = \gamma_{43} \cdot Q/100 = 0,26 \cdot 435,40/100 = 1,14 \text{ т/ч}.$$

Определяем качественные показатели концентрата продукт 42:

$$\gamma_{42} = \gamma_{40} - \gamma_{43} = 5,24 - 0,26 = 4,98 \%,$$

$$A_{42}^d = (\gamma_{40} \cdot A_{40}^d - \gamma_{43} \cdot A_{43}^d) / \gamma_{42} = (5,24 \cdot 9,32 - 0,26 \cdot 11,32) / 4,98 = 9,22 \%,$$

$$Q_{42} = \gamma_{42} \cdot Q/100 = 4,98 \cdot 435,40/100 = 21,66 \text{ т/ч},$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

$$V_{42}^B = Q_{42} \cdot W_{42}^r / (100 - W_{42}^r) = 21,66 \cdot 11,0 / (100 - 11,0) = 2,68 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем количество воды, удаляемой с фугатом, по уравнению баланса:

$$V_{43}^B = V_{40}^B - V_{42}^B = 7,60 - 2,68 = 5,68 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

#### **1.4.5. Обезвоживание отходов на в/ч грохоте (операция XVIII)**

При высокой концентрации твердого в поступающей пульпе на грохоте процесс фильтрования будет преобладать над процессом просеивания, который имеет решающее значение при обработке жидкой пульпы с содержанием твердого до 500 кг/м<sup>3</sup>. Унос твердого в подрешетный продукт грохота принимаем 20% от исходного питания грохота, соответственно выход надрешетного продукта составит [11]:

$$\gamma_{44} = \gamma_{39} \cdot 20/100 = 1,75 \cdot 20/100 = 1,40 \text{ \%}.$$

Так как в подрешетный шлам вместе с отходами более 0,5 мм поступит тонкий необогащенный шлам, снижающий его зольность, ориентировочно на 1,0%, соответственно принимаем зольность надрешетного продукта

$$\text{грохота: } A_{44}^d = A_{39}^d + 1 = 72,11 + 1 = 73,11 \text{ \%},$$

$$Q_{44} = \gamma_{44} \cdot Q / 100 = 1,40 \cdot 435,40 / 100 = 6,10 \text{ т/ч},$$

$$V_{44}^B = Q_{44} \cdot W_{44}^r / (100 - W_{44}^r) = 6,10 \cdot 20,0 / (100 - 20,0) = 1,53 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем качественные показатели подрешетного продукта 45:

$$\gamma_{45} = \gamma_{39} - \gamma_{44} = 1,75 - 1,40 = 0,35 \text{ \%},$$

$$A_{45}^d = (\gamma_{39} \cdot A_{39}^d - \gamma_{44} \cdot A_{44}^d) / \gamma_{45} = (1,75 \cdot 72,11 - 1,40 \cdot 73,11) / 0,35 = 68,11 \text{ \%},$$

$$Q_{45} = \gamma_{45} \cdot Q / 100 = 0,35 \cdot 435,40 / 100 = 1,53 \text{ т/ч}.$$

Определяем количество воды, удаляемой со шламом, по уравнению баланса:

$$V_{45}^B = V_{39}^B - V_{44}^B = 8,48 - 1,53 = 6,95 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

#### **1.4.6. Флотация и фильтрация**

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

**(операция XIX и XX)**

Определяем выход и зольность продукта, поступающего на флотацию:

$$\begin{aligned}\gamma_{46} &= \gamma_{36} + \gamma_{41} + \gamma_{43} = 13,48 + 0,16 + 0,26 = 13,90 \%, \\ A_{46}^d &= (\gamma_{36} \cdot A_{36}^d + \gamma_{41} \cdot A_{41}^d + \gamma_{43} \cdot A_{43}^d) / \gamma_{46} = (13,48 \cdot 24,75 + \dots + 0,26 \cdot 11,32) / 13,90 = 24,50 \%, \\ Q_{46} &= \gamma_{46} \cdot Q / 100 = 13,90 \cdot 435,40 / 100 = 60,54 \text{ т/ч}, \\ V_{46}^B &= V_{36}^B + V_{41}^B + V_{43}^B = 903,56 + 53,42 + 4,92 = 961,90 \text{ м}^3/\text{ч}, \\ V_{46}^n &= V_{46}^B + Q_{46} / \rho = 961,90 + 60,54 / 1,5 = 1002,26 \text{ м}^3/\text{ч}, \\ C_{46} &= Q_{46} / V_{46}^n = 60,54 / 1002,26 = 0,06 \text{ т/м}^3.\end{aligned}$$

Содержание твердого в кеке рассчитываем по формуле:

$$C_{49} = (100 - W_{49}^r) / ((100 - W_{49}^r) / \rho) + W_{49}^r = (100 - 25,0) / ((100 - 25,0) / 1,4) + 25,0 = 0,97 \text{ т/м}^3.$$

Определяем качественные показатели отходов флотации продукт 48:

$$V_{48}^n = V_{46}^n \cdot (C_{49} - C_{46}) / (C_{49} - C_{48}) = 1002,26 \cdot (0,97 - 0,06) / (0,97 - 0,015) = 954,41 \text{ м}^3/\text{ч},$$

Зольность отходов флотации принимаем  $A_{48}^d = 68,0\%$ .

$$\begin{aligned}Q_{48} &= V_{48}^n \cdot C_{48} = 954,41 \cdot 0,015 = 14,32 \text{ т/ч}, \\ V_{48}^B &= V_{48}^n - Q_{48} / \rho = 954,41 - 14,32 / 1,8 = 946,46 \text{ м}^3/\text{ч}, \\ \gamma_{48} &= Q_{48} \cdot 100 / Q = 14,32 \cdot 100 / 435,40 = 3,29 \%\end{aligned}$$

Определяем качественные показатели обезвоженного кека продукт 49:

$$\begin{aligned}\gamma_{49} &= \gamma_{46} - \gamma_{48} = 13,90 - 3,29 = 10,62 \%, \\ A_{49}^d &= (\gamma_{46} \cdot A_{46}^d - \gamma_{48} \cdot A_{48}^d) / \gamma_{49} = (13,90 \cdot 24,50 - 3,29 \cdot 68,0) / 10,62 = 11,03 \%, \\ Q_{49} &= \gamma_{49} \cdot Q / 100 = 10,62 \cdot 435,40 / 100 = 46,22 \text{ т/ч}, \\ V_{49}^B &= V_{46}^B - V_{48}^B = 961,90 - 946,46 = 15,44 \text{ м}^3/\text{ч}, \\ V_{49}^n &= V_{46}^n - V_{48}^n = 1002,26 - 954,41 = 47,84 \text{ м}^3/\text{ч}.\end{aligned}$$

Определяем характеристики концентрата продукт 47:

$$\begin{aligned}Q_{47} &= Q_{49} \cdot ((1 / C_{50} - 1 / C_{49}) / (1 / C_{50} - 1 / C_{47})) = 46,22 \cdot ((1 / 0,05 - 1 / 0,97) / (1 / 0,05 - 1 / 0,30)) = 46,76 \text{ т/ч}, \\ \gamma_{47} &= Q_{47} \cdot 100 / Q = 46,76 \cdot 100 / 435,40 = 10,74 \%, \\ A_{47}^d &= (\gamma_{46} \cdot A_{46}^d + \gamma_{48} \cdot A_{48}^d) / \gamma_{47} = (13,90 \cdot 24,50 + 3,29 \cdot 68,0) / 10,74 = 11,05 \%, \\ V_{47}^n &= Q_{47} / C_{47} = 46,76 / 0,30 = 155,87 \text{ м}^3/\text{ч}, \\ V_{47}^B &= V_{47}^n - Q_{47} / \rho = 155,87 - 46,76 / 1,4 = 122,47 \text{ м}^3/\text{ч}.\end{aligned}$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

По уравнению баланса находим характеристики фильтрата 50 продукт:

$$\begin{aligned}\gamma_{50} &= \gamma_{47} - \gamma_{49} = 10,74 - 10,62 = 0,12 \%, \\ A_{50}^d &= A_{49}^d + 2,0 = 11,03 + 2,0 = 13,00 \%, \\ Q_{50} &= Q_{47} - Q_{49} = 46,76 - 46,22 = 0,54 \text{т/ч}, \\ V_{50}^B &= V_{47}^B - V_{49}^B = 122,47 - 15,44 = 107,03 \text{м}^3/\text{ч}, \\ V_{50}^H &= V_{47}^H - V_{49}^H = 155,87 - 47,84 = 107,42 \text{м}^3/\text{ч}.\end{aligned}$$

#### ***1.4.7. Сгущение и обезвоживание на ленточном фильтр-прессе (операция XXI и XXII)***

Определяем выход и зольность продукта поступающего на сгущение:

$$\begin{aligned}\gamma_{51} &= \gamma_{48} + \gamma_{45} = 3,29 + 0,35 = 3,64 \%, \\ A_{51}^d &= (\gamma_{48} \cdot A_{48}^d + \gamma_{45} \cdot A_{45}^d) / \gamma_{51} = (3,29 \cdot 68,00 + 0,35 \cdot 68,11) / 3,64 = 68,01 \%, \\ Q_{51} &= \gamma_{51} \cdot Q / 100 = 3,64 \cdot 435,40 / 100 = 15,84 \text{т/ч}, \\ V_{51}^B &= V_{55}^B + V_{45}^B = 946,46 + 6,95 = 953,41 \text{м}^3/\text{ч}, \\ V_{51}^H &= V_{51}^B + Q_{51} / \rho = 953,41 + 15,84 / 1,8 = 962,21 \text{м}^3/\text{ч}, \\ C_{51} &= Q_{51} / V_{51}^H = 15,84 / 962,21 = 0,02 \text{т/м}^3.\end{aligned}$$

Содержание твердого осадка рассчитываем по формуле:

$$\begin{aligned}C_{54} &= (100 - W_{54}^r) / ((100 - W_{54}^r) / \rho) + W_{54}^r = (100 - 30,0) / ((100 - 30,1) / 1,8) + 30,1 = 1,02 \text{т/м}^3, \\ V_{53}^H &= V_{51}^H \cdot (C_{54} - C_{51}) / (C_{54} - C_{53}) = 962,21 \cdot (1,02 - 0,02) / (1,02 - 0,01) = 946,62 \text{м}^3/\text{ч}.\end{aligned}$$

Определяем качественные показатели осадка ленточных фильтр-прессов продукт 54:

$$\begin{aligned}\gamma_{54} &= \gamma_{51} = 3,64 \%, \\ A_{54}^d &= A_{51}^d = 68,01 \%, \\ Q_{54} &= Q_{51} = 15,84 \text{т/ч}, \\ V_{54}^B &= V_{51}^B - V_{53}^B = 953,41 - 946,62 = 6,79 \text{м}^3/\text{ч}, \\ V_{54}^H &= V_{51}^H - V_{53}^H = 962,21 - 946,62 = 15,59 \text{м}^3/\text{ч}.\end{aligned}$$

Определяем характеристики сгущенного продукта 52:

$$\begin{aligned}Q_{52} &= Q_{54} \cdot ((1 / C_{55} - 1 / C_{54}) / (1 / C_{55} - 1 / C_{52})) = 15,86 \cdot ((1 / 0,02 - 1 / 1,02) / (1 / 0,02 - 1 / 0,6)) = 15,86 \text{т/ч},\end{aligned}$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

$$\gamma_{52} = Q_{52} \cdot 100 / Q = 15,86 \cdot 100 / 435,40 = 3,64\%,$$

$$A_{52}^d = (\gamma_{54} \cdot A_{54}^d + \gamma_{55} \cdot A_{52}^d) / \gamma_{52} = (3,64 \cdot 68,01 + 0,00 \cdot 60,0) / 3,64 = 68,00 \%,$$

$$V_{52}^n = Q_{52} / C_{52} = 15,86 / 0,60 = 26,44 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{52}^b = V_{52}^n - Q_{52} / \rho = 26,44 - 15,86 / 1,8 = 17,63 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

По уравнению баланса находим характеристики 55-го продукта:

$$Q_{55} = Q_{52} - Q_{54} = 15,86 - 15,84 = 0,02 \text{ т}/\text{ч},$$

$$A_{55}^d = A_{53}^d = 60,00\%,$$

$$\gamma_{55} = \gamma_{52} - \gamma_{54} = 3,64 - 3,64 = 0,00 \%,$$

$$V_{55}^b = V_{52}^b - V_{54}^b = 17,63 - 6,79 = 10,84 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_{55}^n = V_{52}^n - V_{54}^n = 26,44 - 15,59 = 10,85 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

### 1.4.8. Сушка

#### (операция XXIII)

На термическую сушку поступает следующие продукты: 26,42 и 49.

$$\gamma_{56} = \gamma_{26} + \gamma_{42} + \gamma_{49} = 25,78 + 4,98 + 10,62 = 41,37 \%,$$

$$A_{56}^d = (\gamma_{26} \cdot A_{26}^d + \gamma_{42} \cdot A_{42}^d + \gamma_{49} \cdot A_{49}^d) / \gamma_{56} = (25,78 \cdot 8,55 + \dots + 10,62 \cdot 11,03) / 41,37 = 9,26 \%,$$

$$Q_{56} = \gamma_{56} \cdot Q / 100 = 41,37 \cdot 435,40 / 100 = 180,13 \text{ т}/\text{ч},$$

$$V_{56}^b = V_{26}^b + V_{42}^b + V_{49}^b = 9,76 + 2,68 + 15,44 = 27,88 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$W_{56}^r = (100 \cdot V_{56}^b) / Q_{56} + V_{56}^b = (100 \cdot 27,88) / 180,13 + 27,88 = 13,40\%,$$

$$\gamma_{57} = \gamma_{56} = 41,37 \%,$$

$$A_{57}^d = A_{56}^d = 9,26 \%,$$

$$Q_{57} = Q_{56} = 180,13 \text{ т}/\text{ч},$$

$$V_{57}^b = Q_{57} \cdot W_{57}^r / (100 - W_{57}^r) = 180,13 \cdot 8,5 / (100 - 8,5) = 16,73 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

По уравнению баланса находим количество испаренной влаги, продукт 58:

$$V_{58}^b = V_{56}^b - V_{57}^b = 27,88 - 16,73 = 11,14 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

					ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53



## 1.5. Составление практического баланса продуктов обогащения

Таблица 1.22

### Результаты расчёта качественно-количественной схемы

Операция, продукты	№ продукта	γ, %	A <sup>d</sup> , %	Q, т/ч	V <sup>B</sup> , м <sup>3</sup> /ч
<b>I. Классификация</b>					
<i>Поступает</i>					
Рядовой уголь кл. + 100 мм	1	100,00	25,27	435,40	31,27
<i>Выходит</i>					
Надрешетный продукт кл.+100 мм	2	10,82	27,58	47,11	3,38
Подрешетный продукт кл.0-100 мм	3	89,18	24,99	388,29	27,88
<b>Итого</b>		<b>100,00</b>	<b>25,27</b>	<b>435,40</b>	<b>31,27</b>
<b>II. Дробление</b>					
<i>Поступает</i>					
Надрешетный продукт кл.+100 мм	2	10,82	27,58	47,11	3,38
<i>Выходит</i>					
Дробленный продукт кл.0-100 мм	4	10,82	27,58	47,11	3,38
<b>Итого</b>		<b>10,82</b>	<b>27,58</b>	<b>47,11</b>	<b>3,38</b>
<b>III. Мокрая классификация</b>					
<i>Поступает</i>					
Подрешетный продукт кл.0-100 мм	4	100,00	25,27	435,40	31,27
Оборотная вода	<b>ОВ2</b>	0,00	0,00	0,00	578,29
<b>Итого</b>		<b>100,00</b>	<b>25,27</b>	<b>435,40</b>	<b>609,56</b>
<i>Выходит</i>					
Надрешетный продукт кл.13-100мм	5	48,01	24,27	209,06	18,18
Подрешетный продукт кл.0-13 мм	6	51,99	26,19	226,34	591,38
<b>Итого</b>		<b>100,00</b>	<b>25,27</b>	<b>435,40</b>	<b>609,56</b>
<b>IV. Обогащение в тяжелосредном сепараторе</b>					
<i>Поступает</i>					
Надрешетный продукт кл.13-100мм	5	48,01	24,27	209,06	18,18
Оборотная вода	ОВ2	0,00	0,00	0,00	218,62
<b>Итого</b>		<b>48,01</b>	<b>24,27</b>	<b>209,06</b>	<b>236,80</b>
<i>Выходит</i>					
Концентрат кл.13-100 мм	7	37,39	9,60	162,80	213,12
Отходы кл. 13-100 мм	8	10,62	75,86	46,26	23,68
<b>Итого</b>		<b>48,01</b>	<b>24,27</b>	<b>209,06</b>	<b>236,80</b>
<b>V. Промывка концентрата на грохоте</b>					
<i>Поступает</i>					
Концентрат кл.13-100 мм	7	37,39	9,60	162,80	213,12
Оборотная вода	ОВ2	0,00	0,00	0,00	162,80
<b>Итого</b>		<b>37,39</b>	<b>9,60</b>	<b>162,80</b>	<b>375,92</b>
<i>Выходит</i>					
Концентрат кл.13-100 мм	9	34,82	8,78	151,62	9,68

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ

Лист

54

Продолжение таблицы 1.22

КС	10	0,00	0,00	0,00	191,81
НКС	11	2,57	20,84	11,18	174,43
<b>Итого</b>		<b>37,39</b>	<b>9,60</b>	<b>162,80</b>	<b>375,92</b>
<b>VI.Промывка отходов на грохоте</b>					
<i>Поступает</i>					
Отходы кл. 13-100 мм	8	10,62	75,86	46,26	23,68
Оборотная вода	ОВ2	0,00	0,00	0,00	46,26
<b>Итого</b>		<b>10,62</b>	<b>75,86</b>	<b>46,26</b>	<b>69,94</b>
<i>Выходит</i>					
Отходы кл. 13-100 мм	12	9,80	79,15	42,68	2,72
НКС	13	0,82	36,70	3,58	67,22
<b>Итого</b>		<b>10,62</b>	<b>75,86</b>	<b>46,26</b>	<b>69,94</b>
<b>VII. Магнитное обогащение</b>					
<i>Поступает</i>					
КС	10рег.	0,00	0,00	0,00	38,36
НКС	11	2,57	20,84	11,18	174,43
НКС	13	0,82	36,70	3,58	67,22
<b>Итого</b>	<b>14</b>	<b>3,39</b>	<b>24,69</b>	<b>14,76</b>	<b>280,01</b>
<i>Выходит</i>					
Магнетит	15	0,00	0,00	0,00	20,67
Слив	17	0,00	0,00	0,00	168,00
Хвосты	16	3,39	24,69	14,76	91,33
<b>Итого</b>		<b>3,39</b>	<b>24,69</b>	<b>14,76</b>	<b>280,01</b>
<b>VIII. Дешламация перед ТГЦ</b>					
<i>Поступает</i>					
Подрешетный продукт кл.0-13 мм	6	51,99	26,19	226,34	591,38
Хвосты	16	3,39	24,69	14,76	91,33
Оборотная вода	ОВ2	0,00	0,00	0,00	161,14
<b>Итого</b>	<b>18</b>	<b>55,37</b>	<b>26,10</b>	<b>241,10</b>	<b>843,86</b>
<i>Выходит</i>					
Надрешетный продукт кл. 1-13 мм	19	39,76	26,10	173,12	35,46
Подрешетный продукт кл. 0-1 мм	20	15,61	26,09	67,98	808,40
<b>Итого</b>		<b>55,37</b>	<b>26,10</b>	<b>241,10</b>	<b>843,86</b>
<b>IX.Обогащение в тяжелосредном циклоне</b>					
<i>Поступает</i>					
Надрешетный продукт кл. 1-13 мм	19	39,76	26,10	173,12	35,46
Оборотная вода	ОВ2	0,00	0,00	0,00	382,92
<b>Итого</b>		<b>39,76</b>	<b>26,10</b>	<b>173,12</b>	<b>418,38</b>
<i>Выходит</i>					
Концентрат кл.1-13 мм	21	30,08	9,92	130,98	334,70
Отходы кл. 1-13 мм	22	9,68	76,40	42,14	83,68
<b>Итого</b>		<b>39,76</b>	<b>26,10</b>	<b>173,12</b>	<b>418,38</b>

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

ВКР21.05.04.06 218331 01 ПЗ

Лист

55

<b>Х. Промывка концентрата на грохоте</b>					
<i>Поступает</i>					
Концентрат кл.1-13 мм	21	30,08	9,92	130,98	334,70
Оборотная вода	ОВ2	0,00	0,00	0,00	261,97
<b>Итого</b>		<b>30,08</b>	<b>9,92</b>	<b>130,98</b>	<b>596,67</b>
<i>Выходит</i>					
Концентрат кл.1-13 мм	23	27,14	8,65	118,15	20,85
КС	25	0,00	0,00	0,00	301,23
НКС	24	2,95	21,63	12,84	274,59
<b>Итого</b>		<b>30,08</b>	<b>9,92</b>	<b>130,98</b>	<b>596,67</b>
<b>ХI.Обезвоживание концентрата в центрифуге</b>					
<i>Поступает</i>					
Концентрат кл.1-13 мм	23	27,14	8,65	118,15	20,85
<b>Итого</b>		<b>27,14</b>	<b>8,65</b>	<b>118,15</b>	<b>20,85</b>
<i>Выходит</i>					
Концентрат кл.1-13 мм	26	25,78	8,55	112,24	9,76
Фугат	27	1,36	10,65	5,91	11,09
<b>Итого</b>		<b>27,14</b>	<b>8,65</b>	<b>118,15</b>	<b>20,85</b>
<b>ХII.Промывка отходов на грохоте</b>					
<i>Поступает</i>					
Отходы кл. 1-13 мм	22	9,68	76,40	42,14	83,68
Оборотная вода	ОВ2	0,00	0,00	0,00	84,27
<b>Итого</b>		<b>9,68</b>	<b>76,40</b>	<b>42,14</b>	<b>167,95</b>
<i>Выходит</i>					
Отходы кл. 1-13 мм	28	8,96	79,43	39,03	5,32
НКС	30	0,71	38,36	3,11	87,32
КС	29	0,00	0,00	0,00	75,31
<b>Итого</b>		<b>9,68</b>	<b>76,40</b>	<b>42,14</b>	<b>167,95</b>
<b>ХIII. Магнитное обогащение</b>					
<i>Поступает</i>					
КС	25рег.	0,00	0,00	0,00	60,25
НКС	24	2,95	21,63	12,84	274,59
НКС	30	0,71	38,36	3,11	87,32
КС	29рег.	0,00	0,00	0,00	15,06
<b>Итого</b>	<b>31</b>	<b>3,66</b>	<b>24,89</b>	<b>15,94</b>	<b>437,22</b>
<i>Выходит</i>					
Магнетит	32	0,00	0,00	0,00	32,44
Слив	34	0,00	0,00	0,00	262,33
ХВОСТЫ	33	3,66	24,89	15,94	142,45
<b>Итого</b>		<b>3,66</b>	<b>24,89</b>	<b>15,94</b>	<b>437,22</b>
<b>ХIV. Классификация в гидроциклоне</b>					
<i>Поступает</i>					

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Продолжение таблицы 1.22

Подрешетный продукт кл. 0-1 мм	20	15,61	26,09	67,98	808,40
Хвосты	33	3,66	24,89	15,94	142,45
Фугат	27	1,36	10,65	5,91	11,09
<b>Итого</b>	<b>35</b>	<b>20,63</b>	<b>24,86</b>	<b>89,83</b>	<b>961,93</b>
<b>Выходит</b>					
Слив кл.0-0,5 мм	36	13,48	24,75	58,70	903,56
Пески кл. 0,5-1 мм	37	7,15	25,06	31,13	58,38
<b>Итого</b>		<b>20,63</b>	<b>24,86</b>	<b>89,83</b>	<b>961,93</b>
<b>XV. Обогащение на спиральных сепараторах</b>					
<b>Поступает</b>					
Пески кл. 0,5-1 мм	37	7,15	25,06	31,13	58,38
Оборотная вода	ОВ2	0,00	0,00	0,00	11,12
<b>Итого</b>		<b>7,15</b>	<b>25,06</b>	<b>31,13</b>	<b>69,50</b>
<b>Выходит</b>					
Концентрат кл.0,5-1 мм	38	5,40	9,79	23,50	61,02
Отходы кл. 0,5-1 мм	39	1,75	72,11	7,63	8,48
<b>Итого</b>		<b>7,15</b>	<b>25,06</b>	<b>31,13</b>	<b>69,50</b>
<b>XVI. Обезвоживание концентрата на в/ч грохоте</b>					
<b>Поступает</b>					
Концентрат кл.0,5-1 мм	38	5,40	9,79	23,50	61,02
<b>Итого</b>		<b>5,40</b>	<b>9,79</b>	<b>23,50</b>	<b>61,02</b>
<b>Выходит</b>					
Концентрат кл.0,5-1 мм	40	5,24	9,32	22,80	7,60
Подрешетная вода	41	0,16	25,06	0,70	53,42
<b>Итого</b>		<b>5,40</b>	<b>9,79</b>	<b>23,50</b>	<b>61,02</b>
<b>XVII. Обезвоживание концентрата в центрифуге</b>					
<b>Поступает</b>					
Концентрат кл.0,5-1 мм	40	5,24	9,32	22,80	7,60
<b>Итого</b>		<b>5,24</b>	<b>9,32</b>	<b>22,80</b>	<b>7,60</b>
<b>Выходит</b>					
Концентрат кл.0,5-1 мм	42	4,98	9,22	21,66	2,68
Фугат	43	0,26	11,32	1,14	4,92
<b>Итого</b>		<b>5,24</b>	<b>9,32</b>	<b>22,80</b>	<b>7,60</b>
<b>XVIII. Обезвоживание отходов на в/ч грохоте</b>					
<b>Поступает</b>					
Отходы кл. 0,5-1 мм	39	1,75	72,11	7,63	8,48
<b>Итого</b>		<b>1,75</b>	<b>72,11</b>	<b>7,63</b>	<b>8,48</b>
<b>Выходит</b>					
Отходы кл. 0,5-1 мм	44	1,40	73,11	6,10	1,53
Подрешетная вода	45	0,35	68,11	1,53	6,95
<b>Итого</b>		<b>1,75</b>	<b>72,11</b>	<b>7,63</b>	<b>8,48</b>
<b>XIX. Флотация</b>					

<b>Поступает</b>					
Слив кл.0-0,5 мм	36	13,48	24,75	58,70	903,56
Подрешетная вода	41	0,16	25,06	0,70	53,42
Фугат	43	0,26	11,32	1,14	4,92
Фильтрат	50	0,12	13,00	0,54	107,03
<b>Итого</b>	<b>46</b>	<b>14,03</b>	<b>24,40</b>	<b>61,08</b>	<b>1068,93</b>
<b>Выходит</b>					
Флотоконцентрат кл 0-0,5 мм	47	10,74	11,05	46,76	122,47
Флотоотходы кл 0-0,5 мм	48	3,29	68,00	14,32	946,46
<b>Итого</b>		<b>14,03</b>	<b>24,40</b>	<b>61,08</b>	<b>1068,93</b>
<b>XX. Фильтрация</b>					
<b>Поступает</b>					
Флотоконцентрат кл 0-0,5 мм	47	10,74	11,05	46,76	122,47
<b>Итого</b>		<b>10,74</b>	<b>11,05</b>	<b>46,76</b>	<b>122,47</b>
<b>Выходит</b>					
Флотоконцентрат кл 0-0,5 мм	49	10,62	11,03	46,22	15,44
Фильтрат	50	0,12	13,00	0,54	107,03
<b>Итого</b>		<b>10,74</b>	<b>11,05</b>	<b>46,76</b>	<b>122,47</b>
<b>XXI. Сгущение</b>					
<b>Поступает</b>					
Флотоотходы кл 0-0,5 мм	48	3,29	68,00	14,32	946,46
Подрешетная вода кл.0-0,2 мм.	45	0,35	68,11	1,53	6,95
Фильтрат	55	0,005	60,00	0,02	10,84
<b>Итого</b>	<b>51</b>	<b>3,64</b>	<b>68,00</b>	<b>15,86</b>	<b>964,25</b>
<b>Выходит</b>					
Слив	53	0,00	60,00	0,00	946,62
Сгущенное питание	52	3,64	68,00	15,86	17,63
<b>Итого</b>		<b>3,64</b>	<b>68,00</b>	<b>15,86</b>	<b>964,25</b>
<b>XXII. Обезвоживание на ленточном фильтр-прессе</b>					
<b>Поступает</b>					
Сгущенное питание	52	3,64	68,00	15,86	17,63
<b>Итого</b>		<b>3,64</b>	<b>68,00</b>	<b>15,86</b>	<b>17,63</b>
<b>Выходит</b>					
КЕК	54	3,64	68,01	15,84	6,79
Фильтрат	55	0,005	60,000	0,022	10,84
<b>Итого</b>		<b>3,64</b>	<b>68,00</b>	<b>15,86</b>	<b>17,63</b>
<b>XXIII. Сушка</b>					
<b>Поступает</b>					
Концентрат кл.1-13 мм	26	25,78	8,55	112,24	9,76
Концентрат кл.0,5-1 мм	42	4,98	9,22	21,66	2,68
Флотоконцентрат кл 0-0,5 мм	49	10,62	11,03	46,22	15,44
<b>Итого</b>	<b>56</b>	<b>41,37</b>	<b>9,26</b>	<b>180,13</b>	<b>27,88</b>

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

Продолжение таблицы 1.22

<b>Выходит</b>					
Сушеный концентрат кл. 0-13 мм	57	41,37	9,26	180,13	16,73
Пар в атмосферу	58	0,00	0,00	0,00	11,14
<b>Итого</b>		<b>41,37</b>	<b>9,26</b>	<b>180,13</b>	<b>27,88</b>

**Таблица 1.23**

**Баланс воды по фабрике**

<b>Поступает в процесс</b>	<b>V<sup>в</sup>, м<sup>3</sup>/ч</b>	<b>Выходит из процесса</b>	<b>V<sup>в</sup>, м<sup>3</sup>/ч</b>
С рядовым углем	31,27	С продуктами переработки	42,77
На мокрую классификацию	739,43	Слив сгущения	946,62
На приготовление магнетитовой суспензии	93,75	Слив на отмывку магнетита	430,34
На отмывку продуктов обогащения	555,30	Пар в атмосферу	11,14
На спиральный сепаратор	11,12	-	-
<b>ИТОГО</b>	<b>1430,87</b>	<b>ИТОГО</b>	<b>1430,87</b>

**Таблица 1.24**

**Практический баланс продуктов обогащения**

<b>Наименование продукта</b>	<b>№</b>	<b>γ, %</b>	<b>A<sup>d</sup>, %</b>	<b>Q сух. т/ч</b>	<b>V<sup>в</sup>, м<sup>3</sup>/ч</b>	<b>Q вл., т/ч</b>	<b>W<sup>r</sup>, %</b>
Концентрат кл. 13-100 мм	9	34,82	8,78	151,62	9,68	161,30	6,00
Концентрат кл. 1-13 мм	26	25,78	8,55	112,24	9,76	122,00	8,00
Концентрат кл. 0,5-1 мм	42	4,98	9,22	21,66	2,68	24,34	11,00
Флотоконцентрат кл 0-0,5 мм	49	10,62	11,03	46,22	15,44	61,66	25,00
<b>Итого концентрата</b>		<b>76,19</b>	<b>9,04</b>	<b>331,75</b>	<b>37,55</b>	<b>369,30</b>	<b>10,17</b>
<b>Итого концентрат после сушки</b>		<b>76,19</b>	<b>9,04</b>	<b>331,75</b>	<b>26,41</b>	<b>358,16</b>	<b>7,37</b>
Отходы кл. 13-100 мм	12	9,80	79,15	42,68	2,72	45,40	6,00
Отходы кл. 1-13 мм	28	8,96	79,43	39,03	5,32	44,35	12,00
Отходы кл. 0,5-1 мм	44	1,40	73,11	6,10	1,53	7,63	20,00
Осадок с фильтр-прессов кл.0-0,5 мм	54	3,64	68,01	15,84	6,79	22,63	30,00
<b>Всего отходов</b>		<b>23,81</b>	<b>77,20</b>	<b>103,65</b>	<b>16,36</b>	<b>120,02</b>	<b>13,63</b>
<b>ИТОГО</b>		<b>100,00</b>	<b>25,27</b>	<b>435,40</b>	<b>31,27</b>	<b>466,67</b>	<b>6,70</b>

# 2. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ

					ВКР21.05.04.06 218331 02 ПЗ		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	<b>ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ</b>		
Разраб.	Киселев Д.Е.						
Провер.	Суслина Л.А.						
Консульт	Суслина Л.А.						
Н. Контр.	Суслина Л.А.						
Зав. каф.	Шахманов В.Н.				КузГТУ гр.ОПсв-181.2		
					<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
					у	60	16

Количество необходимого технологического оборудования определяется по следующей формуле по формулесогласно [8]:

$$n = Q_n \cdot k_{\text{нер}} / Q, \quad (2.1)$$

где  $Q_n$  ( $V_n^п$ ) – количество материала, поступающего на операцию, т/ч; ( $\text{м}^3/\text{ч}$ );

$Q$  ( $V_n^б$ ) – производительность единицы оборудования, т/ч ( $\text{м}^3/\text{ч}$ );

для трактов угля и продуктов обогащения -  $k_{\text{нер}} = 1,25$  [1];

для трактов отходов крупностью более 0,5 мм -  $k_{\text{нер}} = 1,5$  [1].

## 2.1. Расчет подготовительных операций

### 2.1.1. Классификация

**Наименование аппарата:** Неподвижный колосниковый грохот.

**Завод изготовитель:** ООО «Спецтехномаш» (Россия).

**Назначение аппарата:** Классификация рядового угля по зерну 100 мм.

Производительность грохота определяем по формулесогласно [8]:

$$Q = q \cdot S, \text{ т/ч.} \quad (2.2)$$

где:  $q$  – удельная производительность, т/(ч· $\text{м}^2$ );  $S$  – рабочая площадь сита.

$$Q = 120 \cdot 6,0 = 720,0 \text{ т/ч.}$$

$$n = Q_1 \cdot k_{\text{нер}} / Q = 466,7 \cdot 1,25 / 720,0 = 0,81 \approx 1.$$

Принимаем 1 грохот.

Таблица 2.1

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Площадь просеивающей поверхности, $\text{м}^2$	6,0
Количество ярусов	1
Размер отверстий сит, мм	100x100
Габариты (L×B×H), мм	3000×2000×100
Вес, кг	4 500,0

### 2.1.2. Дробление

**Наименование аппарата:** Дробилка двухвалковая зубчатая типа «ДДЗ-6А».

**Завод изготовитель:** ООО «Гормашэкспорт» (Россия).

**Назначение аппарата:** Дробление надрешетного продукта сухой классификации класс +100 мм.



Производительность дробилки определяем по формуле согласно [8]:

$$Q=28 \cdot D \cdot n \cdot L \cdot \alpha \cdot \rho_0, \text{ т/ч} \quad (2.3)$$

где: D-диаметр валков, м ; n-частота вращения валка, об/мин; L-длина валков, м;  $\alpha$ -ширина щели между валками, м;  $\rho_0$ -плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

$$Q=28 \cdot 0,63 \cdot 50,0 \cdot 0,8 \cdot 0,1 \cdot 1,57=110,9 \text{ т/ч,}$$

$$n = Q_2 \cdot k_{\text{нер}} / Q = 50,5 \cdot 1,25 / 110,9 = 0,57 \approx 1.$$

Принимаем 1 дробилку.

**Таблица 2.2**

<b>Техническая характеристика аппарата:</b>	<b>Значения</b>
Количество дробильных валков, шт.	2
Диаметр валка, мм	630,0
Длина валка, мм	800,0
Скорость вращения валков, об/мин	50,0
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	30,0
Габариты (L×B×H) , мм	3550×3450×1250
Вес, кг	9250,0

### **2.1.3. Мокрая классификация**

**Наименование аппарата:** Грохот инерционный самобалансный типа ГИСТ-72.

**Завод изготовитель:** АО «Спецтехномаш» (Россия).

**Назначение аппарата:** Подготовительная мокрая классификация по классу 13 мм.

Производительность грохотов определяем по формуле согласно [1,6,8]:

$$Q=F \cdot q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p \cdot k_{\text{отв}}, \text{ т/ч} \quad (2.4)$$

где F – рабочая площадь сита, м<sup>2</sup>; q – средняя удельная производительность на 1 м<sup>2</sup> площади сита, м<sup>3</sup>/ч;  $\delta$ – насыпная плотность грохотимого материала, т/м<sup>3</sup>; k, l, m, n, o, p,  $k_{\text{отв}}$  – поправочные коэффициенты.

Расчет производительности грохота производится по нижнему сити:

$$Q=17,0 \cdot 22,0 \cdot 1,0 \cdot 1,4 \cdot 1,18 \cdot 1,0 \cdot 1,5 \cdot 0,75 \cdot 1,25 \cdot 1,0=868,85 \text{ т/ч,}$$

$$n = Q_4 \cdot k_{\text{нер}} / Q = 435,40 \cdot 1,25 / 868,85 = 0,63 \approx 1.$$

Принимаем 1 грохот.

Таблица 2.3

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Площадь просеивающей поверхности, м <sup>2</sup>	17,0
Количество ярусов	2
Размер отверстий сит, мм	50x50, 13x13
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	22,0x2
Габариты (L×B×H) , мм	6840×3490×2380
Вес, кг	14900,0

## 2.2. Расчет основных операций

### 2.2.1. Обогащение в тяжелосредном сепараторе

**Наименование аппарата:** Тяжелосредный сепаратор колесного типа «СКВП-32-380».

**Завод изготовитель:** АО «Спецтехномаш» (Россия).

**Назначение аппарата:** Обогащение угля класса 13-100 мм в магнетитовой суспензии с выделением двух продуктов: концентрат и отходов.

Число тяжелосредных сепараторов определяется по формуле согласно [8]:

$$Q=q \cdot B/\gamma, \text{ т/ч} \quad (2.5)$$

где  $q$  – удельная производительность, т(м<sup>2</sup>·ч);  $B$  – ширина ванны сепаратора, м;  $\gamma$  – выход всплывшего продукта, в долях единиц но не выше 0,75.

$$Q=75 \cdot 3,2/0,75=320,0 \text{ т/ч,}$$

$$n = Q_5 \cdot k_{\text{нер}}/Q = 209,06 \cdot 1,25/320,0 = 0,82 \approx 1.$$

Принимаем 1 тяжелосредный сепаратора.

Таблица 2.4

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Производительность (паспортная), т/ч	400,0
Ширина ванны, мм	3200,0
<b>Номинальная мощность электродвигателей, кВт:</b>	
Привод элеваторного колеса	11,0
Привод гребкового механизма	2,2
Габариты (L×B×H) , мм	5500×6000×5800
Вес, кг	31200,0

### 2.2.2. Промывка концентрата на грохоте

**Наименование аппарата:** Грохот инерционный самобалансный тяжелого типа «ГИСТ-72».

**Завод изготовитель:** АО «Спецтехномаш» (Россия).

**Назначение аппарата:** Отмыв и обезвоживание концентрата.

Производительность грохотов определяем по формуле[8]:

$$Q=q \cdot F, \text{ т/ч.} \quad (2.6)$$

где: q-удельная производительность, т/(ч·м<sup>2</sup>);F- площадь обезвоживания м<sup>2</sup>.

$$Q = 17,0 \cdot 50,0 = 850,0 \text{ т/ч.}$$

$$n = Q_7 \cdot k_{\text{нер}} / Q = 162,80 \cdot 1,25 / 850,0 = 0,24 \approx 1.$$

Принимаем 1 грохот.

Таблица 2.5

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Площадь просеивающей поверхности, м <sup>2</sup>	17,0
Количество ярусов	2
Размер отверстий сит, мм	13x13, 1x1
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	22,0x2
Габариты (L×B×H) , мм	6840×3490×2380
Вес, кг	14900,0

### 2.2.3. Промывка отходов на грохоте

**Наименование аппарата:** Грохот инерционный самобалансный легкого типа «ГИСЛ-62».

**Завод изготовитель:** АО «Спецтехномаш» (Россия).

**Назначение аппарата:** Отмыв и обезвоживание отходов.

Производительность грохотов определяем по формуле (2.6).

$$Q = 11,0 \cdot 50,0 = 550,0 \text{ т/ч.}$$

$$n = Q_8 \cdot k_{\text{нер}} / Q = 46,26 \cdot 1,5 / 550,0 = 0,13 \approx 1.$$

Принимаем 1 грохот.

Таблица 2.6

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Площадь просеивающей поверхности, м <sup>2</sup>	11,0
Количество ярусов	2

Размер отверстий сит, мм	13x13 1x1
Номинальная мощность привода, кВт	2x15,0
Габариты (L×B×H), мм	5700×2700×2550
Вес, кг	7610,0

#### 2.2.4. Магнитное обогащение

**Наименование аппарата:** Сепаратор двухбарабанный прямоточный, мокрой сепарации, на постоянных магнитах типа «МБС-Р 900x2500».

**Завод изготовитель:** ООО НПО«Эрга» (Россия).

**Назначение аппарата:** Регенерация некондиционной магнетитовой суспензии после отмывки и обезвоживания продуктов тяжелосредного сепаратора.

Число сепараторов определяем по формуле:

$$n = V_{14}^n \cdot k_{\text{нер}} / V^n = 283,22 \cdot 1,25 / 360,0 = 0,98 \approx 1.$$

Принимаем 1 сепаратор.

**Таблица 2.7**

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Производительность (паспортная) м <sup>3</sup> /час	До 360,0
Количество барабанов в сепараторе, шт.	2
Диаметр рабочей части барабана, мм	915
Длина барабана, мм	2750
Магнитная индукция на поверхности барабана, Гаусс	950,0
Номинальная мощность привода, кВт	7,5
Габариты (L×B×H), мм	4281×2094×2035
Вес, кг	2300,0

#### 2.2.5. Дешламация перед ТГЦ

**Наименование аппарата:** Грохот типа «AURY3,0x6,1».

**Завод изготовитель:** «TappGroup» (КНР).

**Назначение аппарата:** Дешламация угля крупностью 0-13 мм по классу 1 мм перед обогащением в тяжелосредных гидроциклонах.

Производительность грохотов определяем по формуле (2.4).

$$Q = 18,3 \cdot 4,0 \cdot 1,0 \cdot 1,6 \cdot 1,09 \cdot 1,0 \cdot 1,5 \cdot 0,75 \cdot 1,25 \cdot 1,2 = 215,43 \text{ т/ч,}$$

$$n = Q_{17} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 241,10 \cdot 1,25 / 215,43 = 1,40 \approx 2.$$

					ВКР21.05.04.06 218331 02 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

Принимаем 2 грохот.

Таблица 2.8

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Площадь просеивающей поверхности, м <sup>2</sup>	18,3
Количество ярусов	1
Размер отверстий сит, мм	1x1
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	37,3x1
Габариты (L×B×H) , мм	6990×3790×2160
Вес, кг	13086,0

### 2.2.6. Обогащение в тяжелосреднем циклоне

**Наименование аппарата:** Тяжелосредний гидроциклон модель типа «D33T».

**Завод изготовитель (поставщик):** «FLSmidthKREBS» (КНР).

**Назначение аппарата:** Обогащение угля класс 1-13 мм с выделением двух продуктов концентрата и отходов.

Число тяжелосредних гидроциклонов определяем по формуле:

$$n = Q_{19} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 173,12 \cdot 1,25 / 264,0 = 0,98 \approx 1.$$

Принимаем 1 тяжелосредний гидроциклон.

Таблица 2.9

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Производительность по твердому, т/ч	264,0
Производительность по питанию, м <sup>3</sup> /ч	До 950
Диаметр гидроциклона, мм	840,0
Диаметр сливного отверстия, мм	350,0
Диаметр пескового отверстия, мм	300,0
Крупность питания, мм	5510
Угол наклона, град.	15,0
Габариты (L×B×H) , мм	5510x1740x3336
Вес, кг	1000,0

### 2.2.7. Промывка концентрата на грохоте

**Наименование аппарата:** Грохот типа «ГИСТ-71».

**Завод изготовитель:** АО «Спецтехномаш» (Россия).

**Назначение аппарата:** Отмыв и обезвоживание концентрата.

Производительность грохотов определяем по формуле (2.6).

$$Q = 17,0 \cdot 25,0 = 425,0 \text{ т/ч.}$$

$$n = Q_{21} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 130,98 \cdot 1,25 / 425,0 = 0,39 \approx 1.$$

Принимаем 1 грохот и 1 дуговое сито.

**Таблица 2.10**

<b>Техническая характеристика аппарата:</b>	<b>Значения</b>
Площадь просеивающей поверхности, м <sup>2</sup>	17,0
Количество ярусов	1
Размер отверстий сит, мм	1x1
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	22,0x2
Габариты (L×B×H), мм	6840×3490×2380
Вес, кг	14900,0

### **2.2.8. Обезвоживание концентрата в центрифуге**

**Наименование аппарата:** Фильтрующая центрифуга с вибрационной выгрузкой осадка типа «ЦВВ-1100».

**Завод изготовитель:** АО «Элемет» (Россия).

**Назначение аппарата:** Обезвоживание концентрата класс 1-13 мм после обогащения в тяжелосредних гидроциклонах.

Число центрифуг определяется по формуле:

$$n = Q_{23} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 118,15 \cdot 1,25 / 190,0 = 0,78 \approx 1.$$

Принимаем 1 центрифугу.

**Таблица 2.11**

<b>Техническая характеристика аппарата:</b>	<b>Значения</b>
Производительность (паспортная), т/ч	190,0
Диаметр просеивающей корзины, мм	1100,0
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	30,0
Габариты (L×B×H), мм	2350×1990×1920
Вес, кг	4200,0

### **2.2.9. Промывка отходов на грохоте**

**Наименование аппарата:** Грохот типа «ГИСЛ-61».

**Завод изготовитель:** АО «Спецтехномаш» (г. Красноярск).

**Назначение аппарата:** Отмыв и обезвоживание отходов.

Производительность грохотов определяем по формуле (2.6).

$$Q = 11,0 \cdot 25,0 = 275,0 \text{ т/ч.}$$

$$n = Q_{22} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 42,14 \cdot 1,5 / 275,0 = 0,23 \approx 1.$$

Принимаем 1 грохот и 1 дуговое сито.

**Таблица 2.12**

<b>Техническая характеристика аппарата:</b>	<b>Значения</b>
Площадь просеивающей поверхности, м <sup>2</sup>	11,0
Количество ярусов	1
Размер отверстий сит, мм	1x1
Номинальная мощность привода, кВт	2x15,0
Габариты (L×B×H), мм	5700×2700×2550
Вес, кг	7610,0

### **2.2.10. Магнитное обогащение**

**Наименование аппарата:** Сепаратор двухбарабанный прямоточный, мокрой сепарации, на постоянных магнитах типа «МБС-Р 900x2500».

**Завод изготовитель:** ООО НПО «Эрга» (Россия).

**Назначение аппарата:** Регенерация некондиционной магнетитовой суспензии после отмывки и обезвоживания продуктов тяжелосредних гидроциклонов.

Число сепараторов определяем по формуле:

$$n = V_{31}^n \cdot k_{\text{нер}} / V^n = 440,68 \cdot 1,25 / 360 = 1,53 \approx 2.$$

Принимаем 2 сепаратора.

**Таблица 2.13**

<b>Техническая характеристика аппарата:</b>	<b>Значения</b>
Производительность (паспортная) м <sup>3</sup> /час	До 360,0
Количество барабанов в сепараторе, шт.	2
Диаметр рабочей части барабана, мм	915
Длина барабана, мм	2750
Магнитная индукция на поверхности барабана, Гаусс	950,0
Номинальная мощность привода, кВт	7,5
Габариты (L×B×H), мм	4281×2094×2035
Вес, кг	2300,0

## 2.3. Расчет заключительных операций

### 2.3.1. Классификация в гидроциклоне

**Наименование аппарата:** Гидроциклон классификационный типа «AURSTARFX 380».

**Завод изготовитель (поставщик):** «TappGroup» (КНР).

**Назначение аппарата:** Классификация шлама класс 0-1 мм по классу 0,5 мм.

Число гидроциклонов определяем по формуле[8]:

$$n = (V^{\text{II}}) \cdot k_{\text{неп}} / (30 \cdot d_{\text{п}} \cdot d_{\text{с}} \cdot \sqrt{H}) \quad (2.7)$$

где:  $V^{\text{II}}$  – количество материала, поступающего на гидроклассификацию,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;  $d_{\text{п}}$  – диаметр питающего патрубка, м;  $d_{\text{с}}$  – диаметр сливного патрубка, мм;  $H$  – давление пульпы на входе, ПА.

$$n = 1021,82 \cdot 1,25 / (30 \cdot 0,08 \cdot 0,12 \cdot \sqrt{200000}) = 9,92 \approx 10.$$

Принимаем 1 блок (10 гидроциклонов).

Таблица 2.14

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Угол конусности, град.	20,0
Диаметр гидроциклона, мм	380,0
Диаметр насадок, мм	
питания	50-80
верхнего продукта (слив)	50-140
нижнего продукта (сгущенный)	24-48
Габариты (L×B×H) , мм	360×360×1900
Вес, кг	358

### 2.3.2. Обогащение на спиральных сепараторах

**Наименование аппарата:** Спиральный сепаратор типа «LD-7».

**Завод изготовитель (поставщик):** АО «Элемет» (Россия).

**Назначение аппарата:** Обогащение песков гидроциклонов класс 0,5-1 мм с выделением двух продуктов: концентрата и отходов.

Количество аппаратов определяем по формуле:

$$n = Q_{37} \cdot k_{\text{неп}} / Q = 31,13 \cdot 1,25 / 42,0 = 0,93 \approx 1.$$

Принимаем 1 аппарат.

					ВКР21.05.04.06 218331 02 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69



Таблица 2.15

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Производительность (паспортная), т/ч	42,0
Количество спиралей в блоке, шт.	4
Количество заходов спирали, шт.	12
Крупность питания, мм	0,1-2,0
Общий расход транспортной воды, м <sup>3</sup> /час	До 100
Габариты (L×B×H) , мм	3390×2056×2460
Вес, кг	2100,0

### 2.3.3. Обезвоживание концентрата на в/ч грохоте

**Наименование аппарата:** Высокочастотный грохот типа «AURYARHF 1836».

**Завод изготовитель:** «TappGroup» (КНР).

**Назначение аппарата:** Обезвоживание концентрата класс 0,5-1 мм после обогащения.

Количество аппаратов определяем по формуле:

$$n = Q_{38} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 23,50 \cdot 1,25 / 30,0 = 0,98 \approx 1.$$

Принимаем 1 грохот.

Таблица 2.16

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Площадь просеивающей поверхности нижнего сита, м <sup>2</sup>	6,48
Производительность (по паспорту) т/ч	30,0
Количество ярусов	1
Размер отверстий сит, мм	0,1
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	1x15
Габариты (L×B×H) , мм	4112×3080×2462
Вес, кг	5819

### 2.3.4. Обезвоживание концентрата в центрифуге

**Наименование аппарата:** Центрифуга типа «ARML-1200».

**Завод изготовитель:** «TappGroup» (КНР).

**Назначение аппарата:** Обезвоживание концентрата класс 0,5-1 мм после обезвоживания.

Число центрифуг определяется по формуле:

$$n = Q_{40} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 22,80 \cdot 1,25 / 70,0 = 0,41 \approx 1.$$

					ВКР21.05.04.06 218331 02 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

Принимаем 1 центрифугу.

Таблица 2.17

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Производительность (паспортная), т/ч	50-70
Диаметр корзины, мм	1200,0
Мощность электродвигателя, кВт	55,0
Габариты (L×B×H), мм	2919×2757×1805
Вес, кг	6750,0

### 2.3.5. Обезвоживание отходов на в/ч грохоте

**Наименование аппарата:** Высокочастотный грохот типа «AURYARHF 1836».

**Завод изготовитель:** TappGroup (КНР).

**Назначение аппарата:** Обезвоживание отходов класс 0,5-1 мм после обогащения.

Количество аппаратов определяем по формуле:

$$n = Q_{39} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 7,63 \cdot 1,25 / 30,0 = 0,32 \approx 1.$$

Принимаем 1 грохот.

Таблица 2.16

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Площадь просеивающей поверхности нижнего сита, м <sup>2</sup>	6,48
Производительность (по паспорту) т/ч	30,0
Количество ярусов	1
Размер отверстий сит, мм	0,1
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	1×15
Габариты (L×B×H), мм	4112×3080×2462
Вес, кг	5819

### 2.3.6. Флотация

**Наименование аппарата:** Механическая флотационная машина типа «МФУ12-б».

**Завод изготовитель (поставщик):** ООО «Спецмаш» (Россия).

**Назначение аппарата:** Обогащение угля класс 0-0,5 мм с получением двух продуктов: концентрата и отходов.

Число флотомашин определяем по формуле [6]:

$$n = Q_{46} \cdot k_{\text{нер}} \cdot (1 + p \cdot \delta) \cdot t / 60 \cdot k \cdot n \cdot V \cdot \delta, \quad (2.8)$$

где:  $Q_{62}$  – количество материала, поступающего на флотацию, т/ч;  $p$  – отношение Ж:Т;  $\delta$  – плотность шлама, 1,5 т/м<sup>3</sup>;  $t$  – время флотации 2,0÷6,0, мин;  $k$  – коэффициент учитывающий аэрацию пульпы 0,65÷0,7;  $n$  – число камер флотомашин;  $V$  – объем одной камеры, м<sup>3</sup>;

$$p = V^B / Q_{46} = 17,50,$$

$$n = 61,08 \cdot 1,25 \cdot (1 + 17,70 \cdot 1,5) \cdot 6 / 60 \cdot 0,65 \cdot 6 \cdot 12,5 \cdot 1,5 = 2,85 \approx 3.$$

Принимаем 3 флотомашин.

**Таблица 2.19**

<b>Техническая характеристика аппарата:</b>	<b>Значения</b>
Число камер, шт.	6
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	12,5
Конфигурация камеры	квадратная
Количество блоков аэраторов в одной камере, шт.	1
Скорость вращения вала блока аэратора, об/мин	270,0
Номинальная мощность привода блока аэратора, кВт	37,0
Крупность угля в питании, мм	0-1
Габариты (L×B×H), мм	19600×3715×3400
Вес, кг	29 000,0

### **2.3.7. Фильтрация**

**Наименование аппарата:** Дисковый вакуум-фильтр типа «ДОО-80-2,5-2У-В».

**Завод изготовитель:** АО «Горные машины» (Россия).

**Назначение аппарата:** Обезвоживание флотоконцентрата после флотации класс 0-0,5 мм.

Число фильтров определяем по формуле [6]:

$$n = Q_{47} \cdot k_{\text{нер}} / q \cdot F, \quad (2.9)$$

где:  $Q_{47}$  – количество материала, поступающего на обезвоживание, т/ч;  $q$  – средняя удельная производительность, 0,25÷0,4 т/ч·м<sup>2</sup>;  $F$  – площадь фильтрующей поверхности, м<sup>2</sup>.

$$n = Q_{47} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 46,76 \cdot 1,25 / 0,4 \cdot 80 = 1,83 \approx 2.$$

Принимаем 2 фильтра.

Таблица 2.20

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Площадь фильтрации, м <sup>2</sup>	80,0
Количество дисков, шт.	10
Обороты фильтра, об/мин.	0,7-1,0
Мощность привода, кВт	5,5
Габариты (L×B) , мм	6200×3100×3270
Вес, кг	11500,0

### 2.3.8. Сгущение

**Наименование аппарата:** Радиальный сгуститель Ø18 метров.

**Завод изготовитель:** АО «Элемет» (Россия).

**Назначение аппарата:** Сгущение тонкого класса 0-0,5 мм.

Расчет радиального сгустителя для сгущения шлама производится в следующем порядке:

Определяется необходимая площадь сгущения, м<sup>2</sup> по формуле [6]:

$$F = V_{51}^n \cdot k_{\text{неп}} / q, \text{ м}^2 \quad (2.10)$$

где Q-количество твердого, поступающей на сгущение, т/ч; q-удельная нагрузка, 1,3 т/(ч·м<sup>2</sup>).

$$F = 962,21 \cdot 1,25 / 1,3 = 925,2 \text{ м}^2.$$

По известной площади сгущения вычисляют диаметр сгустителя по формуле [9]:

$$D = (4 \cdot F / \pi), \text{ м} \quad (2.11)$$

$$D = (4 \cdot 925,2 / 3,14) = 35,0 \text{ м}.$$

$$n = D / D_{\text{чана}} = 35,0 / 18,0 = 1,94 \approx 2.$$

Принимаем 2 радиальных сгустителя.

Таблица 2.21

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Мощность двигателя, кВт	4,5
Диаметр чана, м	18,0
Скорость вращения граблин, об/мин	0,14
Высота боковой стенки, м	3,0
Угол днища, град.	7,125
Вес, кг	67000,0

### 2.3.9. Обезвоживание на ленточном фильтр-прессе

**Наименование аппарата:** Ленточный фильтр-пресс типа «CPF-3000».

**Заводизготовитель:** АО «Элемет» (Россия).

**Назначение аппарата:** Обезвоживание сгущенного шлама.

Производительность ленточного фильтр-пресса определяем по формуле [6]:

$$Q = 3,6 \cdot l \cdot B \cdot h \cdot \rho \cdot (100 - W^r) / 100 \text{ т/ч.} \quad (2.12)$$

где:  $l$  - скорость движения ленты 0,07-0,35 м/с;  $B$  - рабочая ширина ленты, мм;  $h$  - толщина осадка м;  $\rho$  - плотность обезвоженного осадка, кг/м<sup>3</sup>;  $W^r$  - влажность кека, %.

$$Q = 3,6 \cdot 0,015 \cdot 2,8 \cdot 0,11 \cdot 1800 \cdot (100 - 30,0) / 100 = 20,96 \text{ т/ч.}$$

$$n = Q_{52} \cdot k_{\text{нер}} / Q = 15,86 \cdot 1,5 / 20,96 = 1,14 \approx 2.$$

Принимаем 2 ленточных фильтр-пресса.

**Таблица 2.22**

Техническая характеристика аппарата:	Значения
Производительность мин/макс, т/ч	20-25
Количество суспензии макс, м <sup>3</sup> /ч	70,0
Ширина ленты (общая), м	3000,0
Ширина ленты (рабочая), м	2800,0
Скорость движения ленты м/сек.	0,06-0,35
Номинальная мощность привода, кВт	1×11,0
Габариты (L×B×H), мм	5800×4600×2250
Вес, кг	18000,0

### 2.3.10. Сушка

**Наименование аппарата:** Труба-сушилка  $\varnothing 1100$  мм.

**Завод изготовитель:** ООО «ПрогрессУралИнжиниринг» (Россия).

**Назначение аппарата:** Термическая сушка концентрата класс 0-13 мм.

Число труб-сушилок определяем по формуле [6]:

По влажному углю:

$$n = Q_{56} / Q = 180,13 \cdot 1,25 / 150 = 1,5 \approx 2.$$

По испаренной влаге:

$$n = V_{58}^B / V^B = 11,14 \cdot 1,25 / 15 = 0,93 \approx 1.$$

где:  $Q$  – производительность одной трубы-сушилки по влажному углю 150,0 т/ч.

					ВКР21.05.04.06 218331 02 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

$V^в$ –производительность одной трубы-сушилки по испаренной влаге 15,0 м<sup>3</sup>/ч.

Принимаем 3 трубы-сушилки, две в работе, одна в резерве [1]

**Таблица 2.23**

<b>Техническая характеристика аппарата:</b>	<b>Значения</b>
Производительность по влажному углю, т/ч	150
Производительность по испаренной влаге, т/ч	15
Диаметр, мм	1100
Длина рабочего участка, м	15-25
Расход электроэнергии на 1 тонну испаренной влаги, кВт·ч	35-65
Скорость прохождения горячего газа в трубе-сушилке, м/с	30-40
Температура горячего газа на входе в трубу-сушилку, °С	600-900
Температура горячего газа на выходе из трубы-сушилки, °С	90-120

# 3.ВНУТРИФАБРИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

					ВКР21.05.04.06 218331. 03 ПЗ					
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	<i>Внутрифабричный транспорт</i>			<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разраб.</i>		<i>Киселев Д.Е.</i>						<i>у</i>	<i>76</i>	<i>16</i>
<i>Провер.</i>		<i>Суслина Л.А.</i>								
<i>Консульт</i>		<i>Суслина Л.А.</i>								
<i>Н. Контр.</i>		<i>Суслина Л.А.</i>								
<i>Зав. каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>			КузГТУ гр.ОПсв-181.2					

Принципиальная схема расположения ленточных конвейеров применяемых на обогатительной фабрике представлена на рисунке 3.1.

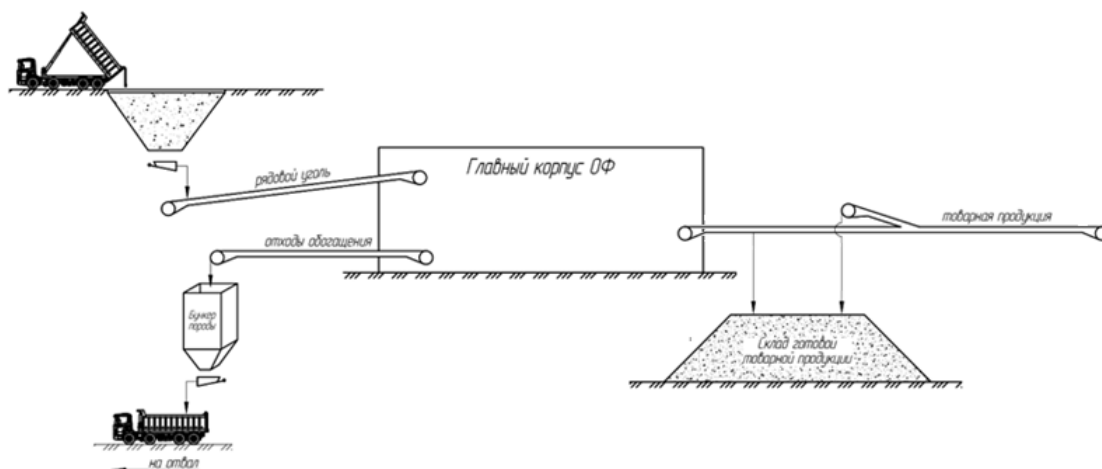


Рис. 3.1 – Принципиальная схема расположения ленточных конвейеров

### 3.1. Расчет конвейера для подачи рядового угля

В данном расчете принимаем часовую производительность конвейера подающего рядовой уголь на обогатительную фабрику:  $Q=600,0$  т/ч, угол наклона конвейера  $18,0^\circ$ , высота  $H=22,0$  метров, транспортируемый материал – рядовой уголь кл. 0-100 мм. Длину конвейера принимаем  $L=66,0$  метров, согласно компоновочным решениям.

#### 3.1.1.1. Построение схемы горизонтально-наклонного ленточного конвейера

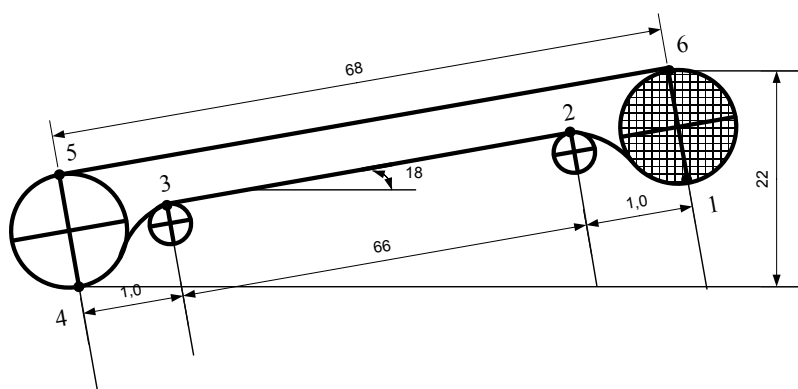


Рис. 3.2 – Расчетная схема наклонного ленточного конвейера

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата



### 3.1.1.2. Определение ширины ленточного конвейера

Одним из определяющих параметров для расчета ленточного конвейера является определение ширины ленты [11]:

$$B = \sqrt{\frac{Q}{C \cdot v \cdot \rho}}, \text{ м} \quad (3.1)$$

$$B = \sqrt{\frac{600,0}{315 \cdot 0,9 \cdot 1,6}} = 1,15 \sim 1,2, \text{ м.}$$

где  $v$  – скорость движения ленты;  $C$  – коэффициент, зависящий от угла  $\beta$  наклона конвейера к горизонту, угла  $\varphi$  естественного откоса груза в покое и желобчатости ленты, характеризуемой углом  $\alpha'_p$  наклона боковых роликов роликкоопор верхней ветви ленты [11].

### 3.1.1.3. Определение постоянных линейных нагрузок

Масса груза, приходящаяся на 1 м длины ленты, численно равна линейной нагрузке от массы груза, определяемой по формуле [12]:

$$q_z = \frac{Q \cdot g}{36 \cdot v}, \text{ кг/м} \quad (3.2)$$

$$q_z = \frac{600,0 \cdot 9,81}{36 \cdot 1,6} = 102,1 \text{ кг/м.}$$

Среднюю линейную нагрузку от массы ленты при ширине ленты  $B=1200$  мм принимаем равной  $q_l = 20,0$  кг/м [12].

Линейные нагрузки от массы вращающихся частей роликкоопор верхней и нижней ветвей определяются:  $l'_{p(\text{верх})}=1,2$  м и  $l''_{p(\text{низ})}=2,4$  м (для угольной промышленности), соответственно:  $q'_p=39,6$  кг/м;  $q''_p=16,7$  кг/м [12].

### 3.1.1.4. Определение натяжений ленты в характерных точках трассы конвейера

Составляем выражения, определяющие натяжения ленты во всех характерных точках, от  $S_1 = S_{сб}$  до  $S_6 = S_{наб}$ , выражаем последовательно натяжения в [12]:

$$S_2 = S_1 + W_{1-2};$$

$$W_{1-2} = 0,02S_1;$$

$$S_2 = 1,02S_1;$$

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

$$S_3 = S_2 + W_{2-3} ;$$

$$W_{2-3} = l_{2-3} \cdot w \cdot (q_{л} \cdot q_p) - h \cdot q_{л} = -356,0 \text{ даН} ;$$

$$S_3 = 1,02S_1 + (-356,0) ;$$

$$S_4 = S_3 + W_{3-4} ;$$

$$S_4 = 1,04S_1 + (-363,2) ;$$

$$S_5 = S_4 + W_{4-5} ;$$

$$W_{4-5} = 0,04S_4 ;$$

$$S_5 = 1,04S_4 = 1,08S_1 + (-377,7) ;$$

$$S_6 = S_5 + W_{5-6} ;$$

$$W_{5-6} = l_{5-6} \cdot w \cdot (q_{г} + q_{л} + q_p) + h \cdot (q_{г} + q_{л}) = 3073,12 \text{ даН} ;$$

$$S_6 = 1,08S_1 + 2695,4.$$

Определяем значение тягового фактора приводного блока, которое зависит от фрикционной характеристики барабана. Значение тягового фактора  $e^{\mu\alpha}$  равно 2,50[12]. Таким образом, получаем:

$$S_{сб} = \frac{b_2}{e^{\mu\alpha}} - b_1, \text{ даН} \quad (3.3)$$

$$S_{сб} = 1898,2 \text{ даН}.$$

Определяем натяжение во всех характерных точках:

$$S_1 = S_{сб} = 1898,0 \text{ даН} ;$$

$$S_2 = 1936,1 \text{ даН} ;$$

$$S_3 = 1580,1 \text{ даН} ;$$

$$S_4 = 1610,9 \text{ даН} ;$$

$$S_5 = 1672,3 \text{ даН} ;$$

$$S_6 = 4745,4 \text{ даН} ;$$

$$S_6 = S_{наб} = 4745,4 \text{ даН}.$$

### ***3.1.1.5. Проверка ленты на минимальное натяжение***

Чтобы исключить просып груза из желоба, проверяем ленту на минимальное натяжение:

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79

$$S_{\min} = 10 \cdot (q_{\Gamma} + q_{\text{л}}) \cdot \Gamma_{\text{p}} \cdot \cos(\beta), \text{ даН} \quad (3.4)$$

$$S_{\min} = 1106,9 \text{ даН},$$

$$1898,2 > 967,4.$$

Так как  $S_{\text{сб}} > S_{\min}$ , увеличивать все натяжения не нужно.

### **3.1.2.1. Расчет и выбор основных узлов**

#### **3.1.2.2. Выбор ленты**

Определяем расчетное число прокладок ленты по формуле:

$$z_{\text{p}} = S_{\max} \cdot n_0 / B \cdot K_{\text{p}}, \quad (3.5)$$

$$z_{\text{p}} = 3,1 \approx 4.$$

Основным критерием при выборе ленты является значение разрывной прочности. Расчетную разрывную прочность ленты определяем по формуле:

$$S_{\text{раз}} = \frac{n \cdot S_{\max}}{B}, \frac{\text{Н}}{\text{мм}} \quad (3.6)$$

$$S_{\text{раз}} = 40,7 \text{ Н/мм}.$$

Принимаем конвейерную ленту «2М-1200-4-ТК-100-4,5-3,5-РБ» [13].

#### **3.1.2.3. Выбор типоразмеров приводного барабана**

Окружное усилие на приводном барабане определяем по формуле:

$$P_{\text{дон}} = \frac{S_{\text{наб}} - S_{\text{сб}}}{\eta_{\text{б}}}, \text{ даН} \quad (3.7)$$

$$P_{\text{дон}} = 3061,6 \text{ даН}.$$

Нагрузку на приводной барабан от натяжения ленты определяем по формуле:

$$S_{\text{б.дон}} = S_{\text{наб}} + S_{\text{сб}}, \text{ даН} \quad (3.8)$$

$$S_{\text{б.дон}} = 6643,6 \text{ даН}.$$

Расчетный крутящий момент на валу приводного барабана определяем по формуле:

$$M_{\text{р.кр}} = P \cdot \frac{D}{2}, \text{ даН} \cdot \text{м} \quad (3.9)$$

$$M_{\text{р.кр}} = 2143,1, \text{ даН} \cdot \text{м}$$

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

Для ширины ленты  $B = 1200$  мм принимаем приводной барабан 12080Ф-160 [13].

### **3.1.2.4. Выбор типоразмеров электродвигателя и редуктора привода**

Рассчитываем мощность двигателя:

$$N_p = \frac{P \cdot v \cdot K}{102 \cdot \eta_p}, \text{ кВт} \quad (3.10)$$

$$N_p = 58,8 \text{ кВт.}$$

Рассчитываем частоту вращения приводного барабана:

$$n_{\bar{o}} = \frac{60v}{\pi D} \text{ мин}^{-1}, \quad (3.11)$$

$$n_{\bar{o}} = 21,8 \text{ мин}^{-1}.$$

Рассчитываем передаточное число редуктора:

$$i_p = \frac{n}{n_{\bar{o}}}, \quad (3.12)$$

$$i_p = 34,3.$$

На основании полученных значения выбираем комплектацию приводных механизмов 4АН280S8У3 во взрывобезопасном исполнении с номинальной мощностью электродвигателя  $N = 75,0$  кВт, частотой вращения  $n = 750 \text{ мин}^{-1}$  и редуктором Ц2У-250 передаточным отношением 40 и наибольшим крутящим моментом  $M_{кр} = 5000,0$  даН·м [13].

### **3.1.2.5. Выбор отклоняющих барабанов**

Число неприводных барабанов (головных, натяжных, хвостовых, оборотных, отклоняющих) определяется их назначением в трассе конвейера. Не приводные барабаны могут использоваться на выпуклых участках трассы конвейера вместо нижних роликоопор, а также входят в состав вертикальных натяжных устройств. Выбор этих барабанов в расчете производится в соответствии с типоразмером конвейера. Не приводные барабаны должны проверяться по фактическим нагрузкам, действующим на эти барабаны.

Расчетная нагрузка на отклоняющие барабаны:

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		81

$$S_2 = 0,35 \cdot 1936,1 = 677,7 \text{ даН.}$$

$$S_3 = 0,35 \cdot 1580,1 = 635,9 \text{ даН.}$$

Принимаем отклоняющие барабаны 12031,5-50 [13].

$$S_5 = 1,98 \cdot 1672,3 = 3311,2 \text{ даН.}$$

Принимаем хвостовой барабан 12040-60 [13].

### 3.1.2.6. Выбор натяжного устройства

Рассчитываем усилие натяжного устройства:

$$S_H = 2,7 \cdot S_5 - (2 \cdot q_L \cdot H + q_T \cdot \sin \beta), \text{ даН} \quad (3.13)$$

$$S_H = 3301,61 \text{ даН.}$$

На основании рассчитанного усилия грузового устройства и ширины ленты  $B = 1200$  мм принимаем натяжное устройство 12063-100-80 [13].

## 3.2. Расчет конвейера для отгрузки отходов

В данном расчете принимаем часовую производительность конвейера для транспортировки отходов углеобогащения:  $Q = 150,0$  т/ч, угол наклона конвейера  $0^\circ$ , транспортируемый материал – отходы обогащения кл. 0,5-100 мм. Длину конвейера принимаем согласно компоновке обогатительной фабрики  $L = 55,0$  м.

### 3.2.1.1. Построение схемы горизонтального ленточного конвейера

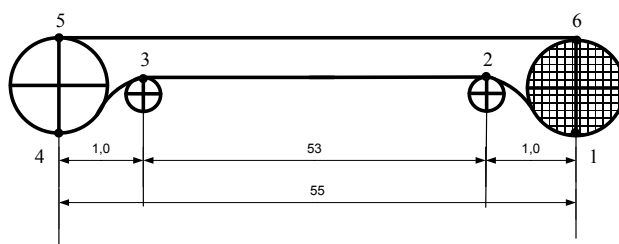


Рис. 3.3 – Расчетная схема горизонтального ленточного конвейера

### 3.2.1.2. Определение ширины ленточного конвейера

Определяем ширину ленточного конвейера по формуле (3.1):

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

$$B = \sqrt{\frac{150,0}{315 \cdot 1,1 \cdot 1,3}} = 0,57 \sim 0,65 \text{ м.}$$

### 3.2.1.3. Определение постоянных линейных нагрузок

Масса груза, приходящаяся на 1 м длины ленты, численно равна линейной нагрузке от массы груза, определяемой по формуле (3.2):

$$q_2 = \frac{150,0 \cdot 9,81}{36 \cdot 1,3} = 31,4 \text{ кг/м.}$$

Среднюю линейную нагрузку от массы ленты при ширине ленты  $B=650\text{мм}$  принимаем равной  $q_l = 14,0 \text{ кг/м}$  [12].

Линейные нагрузки от массы вращающихся частей роlikоопор верхней и нижней ветвей определяются:  $l'_{p(\text{верх})}=1,2 \text{ м.}$  и  $l''_{p(\text{низ})}=2,4 \text{ м.}$ , соответственно:  $q'_p=15,0 \text{ кг/м;}$   $q''_p=8,0 \text{ кг/м}$  [12].

### 3.2.1.4. Определение натяжений ленты в характерных точках трассы конвейера

Составляем выражения, определяющие натяжения ленты во всех характерных точках, от  $S_1 = S_{сб}$  до  $S_6 = S_{наб}$ , выражаем последовательно натяжения в данных точках через натяжение  $S_1 = S_{сб}$ :

$$S_1 = S_{сб};$$

$$S_2 = S_1 + W_{1-2};$$

$$W_{1-2} = 0,02S_1;$$

$$S_2 = 1,02S_1;$$

$$S_3 = S_2 + W_{2-3};$$

$$W_{2-3} = l_{2-3} \cdot w \cdot (q_l \cdot q_p'') = 46,6 \text{ даН};$$

$$S_3 = 1,02S_1 + 46,6;$$

$$S_4 = S_3 + W_{3-4};$$

$$S_4 = 1,04S_1 + 47,6;$$

$$S_5 = S_4 + W_{4-5};$$

$$W_{4-5} = 0,04S_4;$$

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

$$S_5 = 1,04S_4 = 1,08S_1 + 49,5 ;$$

$$S_6 = S_5 + W_{5-6} ;$$

$$W_{5-6} = l_{5-6} \cdot w \cdot (q_r + q_l + q_p) = 132,97 \text{ даН} ;$$

$$S_6 = 1,08S_1 + 182,4.$$

Определяем значение тягового фактора приводного блока, которое зависит от фрикционной характеристики барабана. Значение тягового фактора  $e^{\mu\alpha}$  равно 2,50. Таким образом получаем:

$$S_{сб} = 103,0 \text{ даН.}$$

Определяем натяжение во всех характерных точках:

$$S_1 = S_{сб} = 128,0 \text{ даН;}$$

$$S_2 = 131,1 \text{ даН;}$$

$$S_3 = 177,7 \text{ даН;}$$

$$S_4 = 181,2 \text{ даН;}$$

$$S_5 = 188,2 \text{ даН;}$$

$$S_6 = 321,2 \text{ даН;}$$

$$S_6 = S_{наб} = 321,2 \text{ даН.}$$

### ***3.2.1.5. Проверка ленты на минимальное натяжение***

Чтобы исключить просып груза из желоба, проверяем ленту на минимальное натяжение по формуле (3.4):

$$S_{\min} = 272,7 \text{ даН.}$$

$$128,5 < 272,7.$$

Так как  $S_{сб} < S_{\min}$ , увеличивать все натяжения нужно на 144,2.

$$S_1 = S_{сб} = 272,7 \text{ даН; } S_2 = 275,2 \text{ даН;}$$

$$S_3 = 321,9 \text{ даН; } S_4 = 325,4 \text{ даН;}$$

$$S_5 = 332,4 \text{ даН; } S_6 = 465,4 \text{ даН;}$$

$$S_6 = S_{наб} = 465,4 \text{ даН.}$$

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84

### **3.2.2.1. Расчет и выбор основных узлов**

#### **3.2.2.2. Выбор ленты**

Определяем расчетное число прокладок ленты по формуле (3.5):

$$z_p = 0,7 \approx 2.$$

Основным критерием при выборе ленты является значение разрывной прочности. Расчетную разрывную прочность ленты определяем по формуле (3.6):

$$S_{раз} = 6,4 \text{ Н/мм.}$$

Принимаем конвейерную ленту «2ШТС-650-2-ТК-100-4,5-3,5-РБ» [13].

#### **3.2.2.3 Выбор типоразмеров приводного барабана**

Окружное усилие на приводном барабане определяем по формуле (3.7):

$$P_{дон} = 374,3 \text{ даН.}$$

Нагрузку на приводной барабан от натяжения ленты определяем по формуле (3.8):

$$S_{б.дон} = 593,9 \text{ даН.}$$

Расчетный крутящий момент на валу приводного барабана определяем по формуле (3.9):

$$M_{р.кр} = 121,7 \text{ даН} \cdot \text{м.}$$

Для ширины ленты  $B = 650$  мм принимаем приводной барабан 6525-40 [13].

#### **3.2.2.4. Выбор типоразмеров электродвигателя и редуктора привода**

Рассчитываем мощность двигателя по формуле (3.10):

$$N_p = 6,9 \text{ кВт.}$$

Рассчитываем частоту вращения приводного барабана по формуле (3.11):

$$n_{б} = 38,2 \text{ мин}^{-1}.$$

Рассчитываем передаточное число редуктора по формуле (3.12):

$$i_p = 19,6.$$

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85



На основании полученных значения выбираем комплектацию приводных механизмов 4А160S8 УЗво взрывобезопасном исполнении с номинальной мощностью электродвигателя  $N = 7,5$  кВт, частотой вращения  $n = 750$  мин<sup>-1</sup> и редуктором Ц2У-100с передаточным отношением 20 и наибольшим крутящим моментом  $M_{кр} = 315,0$  даН·м [13].

### 3.2.2.5. Выбор отклоняющих барабанов

Число неприводных барабанов (головных, натяжных, хвостовых, оборотных, отклоняющих) определяется их назначением в трассе конвейера. Не приводные барабаны могут использоваться на выпуклых участках трассы конвейера вместо нижних роликоопор, а также входят в состав вертикальных натяжных устройств. Выбор этих барабанов в расчете производится в соответствии с типоразмером конвейера. Не приводные барабаны должны проверяться по фактическим нагрузкам, действующим на эти барабаны.

Расчетная нагрузка на отклоняющие барабаны:

$$S_2 = 0,35 \cdot 275,2 = 96,3 \text{ даН.}$$

$$S_3 = 0,35 \cdot 321,9 = 112,7 \text{ даН.}$$

Принимаем отклоняющие барабаны 6520-30 [13].

$$S_5 = 1,98 \cdot 332,4 = 658,2 \text{ даН.}$$

Принимаем хвостовой барабан 6525-40 [13].

### 3.2.2.6. Выбор натяжного устройства

Рассчитываем усилие натяжного устройства:

$$S_{б.дон} = 2,7 + S_5, \text{ даН (3.14)}$$

$$S_{б.дон} = 897,5 \text{ даН.}$$

На основании рассчитанного усилия грузового устройства и ширины ленты  $B = 650$  мм принимаем винтовое натяжное устройство 6531,5-50-50 [13].

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

### 3.3. Расчет конвейера с разгрузочной тележкой

В данном расчете принимаем часовую производительность конвейера  $Q=620$  т/ч и угол наклона конвейера  $0^\circ$ , транспортируемый материал – товарная продукция кл. 0-100 мм. Длину конвейера принимаем согласно компоновке обогатительной фабрики  $L=150,0$  м.

#### 3.3.1.1. Построение схемы конвейера с разгрузочной тележкой

На основании параметров трассы строим расчетную схему конвейера с разгрузочной тележкой, представленную на рисунке 3.4.

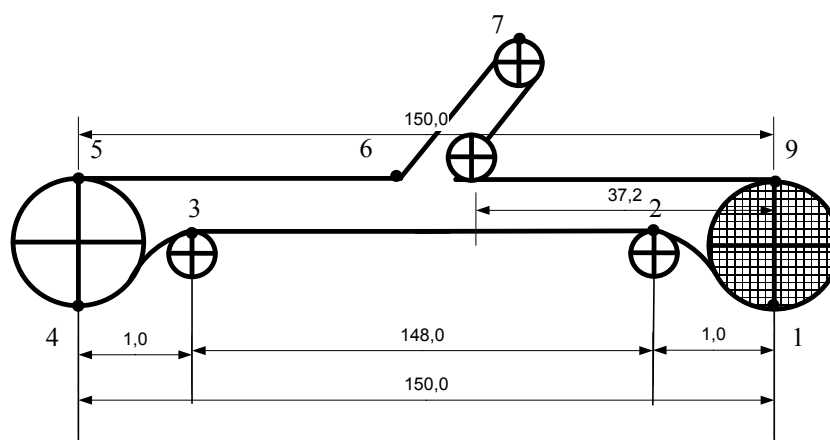


Рис. 3.4 – Расчетная схема конвейера с разгрузочной тележкой

#### 3.3.1.2. Определение ширины ленточного конвейера

Определяем ширину ленточного конвейера по формуле (3.1):

$$B = \sqrt{\frac{500}{315 \cdot 1,0 \cdot 1,6}} = 0,99 \sim 1,0 \text{ м.}$$

Принимаем типоразмер тележки Б-10063 [12].

$L_T=5,4$ ;  $l_1=5,7$ ;  $l_2=0,7$ ;  $l_p=0,8$ ;  $a=0,8$ ;  $H_0=1,8$ ;  $l_6=2,0$ ;  $l_0=2,0$ ;  $l_3=1,5$ ;  $A=6$ ;  $\delta=0,25$ ;  
 $L_3=2,5$ .

$$L = L_1 + L_2 + L_3 = 49,15 \text{ м}; L_2 = L_\phi = A \cdot n - (\delta + a) = 34,95 \text{ м.}$$

$$L' = (L_1 - ((a + b) / 2)) + (A / 2) = 14,18 \text{ м};$$

$$L'' = (L_3 - ((a + b) / 2)) + (A / 2) = 4,98 \text{ м.}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

### 3.3.1.3. Определение постоянных линейных нагрузок

Масса груза, приходящаяся на 1 м длины ленты, численно равна линейной нагрузке от массы груза, определяемой по формуле (3.2):

$$q_z = \frac{Q \cdot g}{36 \cdot v} = 85,2 \text{ кг/м.}$$

Среднюю линейную нагрузку от массы ленты при ширине ленты  $B=1000$  принимаем равной  $q_l = 16,6 \text{ кг/м.}$

Линейные нагрузки от массы вращающихся частей роlikоопор верхней и нижней ветвей определяются:  $l'_{p(\text{верх})}=1,2 \text{ м.}$  и  $l''_{p(\text{низ})}=2,4 \text{ м.,}$  соответственно:  $q'_p=17,2 \text{ даН/м;}$   $q''_p=9,0 \text{ даН/м.}$

### 3.3.1.4. Определение натяжений ленты в характерных точках трассы конвейера

Составляем выражения, определяющие натяжения ленты во всех характерных точках, от  $S_1 = S_{сб}$  до  $S_6 = S_{наб}$ , выражаем последовательно натяжения в данных точках через натяжение  $S_1 = S_{сб}$ :

$$S_1 = S_{сб};$$

$$S_2 = S_1 + W_{1-2};$$

$$W_{1-2} = 0,02S_1;$$

$$S_2 = 1,02S_1;$$

$$S_3 = S_2 + W_{2-3};$$

$$W_{2-3} = l_{2-3} \cdot w \cdot (q_l \cdot q_p) = 48,3 \text{ даН};$$

$$S_3 = 1,02S_1 + 48,3;$$

$$S_4 = S_3 + W_{3-4};$$

$$W_{3-4} = 0,02S_3;$$

$$S_4 = 1,04S_1 + 49,2;$$

$$S_5 = S_4 + W_{4-5};$$

$$W_{4-5} = 0,04S_4;$$

$$S_5 = 1,08S_1 + 51,2;$$

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

$$S_6 = S_5 + W_{5-6};$$

$$W_{5-6} = l_{5-6} \cdot w \cdot (q_{\Gamma} + q_{\text{л}} + q_{\text{п}}) = 30,0 \text{ даН};$$

$$S_6 = 1,08S_1 + 81,2;$$

$$S_7 = S_6 + W_{6-7};$$

$$W_{6-7} = l_{6-7} \cdot w \cdot (q_{\Gamma} + q_{\text{л}} + q_{\text{п}}) + h_{6-7} \cdot (q_{\Gamma} + q_{\text{л}}) = 208,9 \text{ даН};$$

$$S_7 = 1,08S_1 + 290,0;$$

$$S_8 = S_7 + W_{7-8};$$

$$S_8 = 1,19 \cdot S_1 + 319,1;$$

$$S_9 = S_8 + W_{8-9};$$

$$W_{8-9} = l_{8-9} \cdot w \cdot (q_{\text{л}} + q_{\text{п}}) = 19,0 \text{ даН};$$

$$S_9 = 1,19 \cdot S_1 + 338,1 = S_{\text{нб}};$$

Определяем значение тягового фактора приводного блока, которое зависит от фрикционной характеристики барабана. Значение тягового фактора  $e^{\mu\alpha}$  равно 2,5. Таким образом получаем:

$$S_{\text{сб}} = b_2 / e^{\mu\alpha} - b_1 = 258,0 \text{ даН}.$$

Определяем натяжение во всех характерных точках:

$$S_1 = S_{\text{сб}} = 258,0 \text{ даН}; S_2 = 263,2 \text{ даН};$$

$$S_3 = 311,5 \text{ даН}; S_4 = 317,7 \text{ даН};$$

$$S_5 = 329,9 \text{ даН}; S_6 = 359,9 \text{ даН};$$

$$S_7 = 568,8 \text{ даН}; S_8 = 626,2 \text{ даН};$$

$$S_9 = 645,2 \text{ даН};$$

$$S_9 = S_{\text{наб}} = 645,2 \text{ даН}.$$

### 3.3.1.5. Проверка ленты на минимальное натяжение

Чтобы исключить просып груза из желоба, проверяем ленту на минимальное натяжение по формуле (3.4):

$$S_{\text{min}} = 1221,1 \text{ даН}.$$

$$258,1 < 1221,1,$$

Так как  $S_{\text{сб}} < S_{\text{min}}$ , увеличивать все натяжения нужно на 963,0.

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		89

$$S_1 = S_{сб} = 1221,1 \text{ даН}; S_2 = 1226,2 \text{ даН};$$

$$S_3 = 1274,5 \text{ даН}; S_4 = 1280,6 \text{ даН};$$

$$S_5 = 1292,9 \text{ даН}; S_6 = 1322,9 \text{ даН};$$

$$S_7 = 1531,8 \text{ даН}; S_8 = 1589,2 \text{ даН};$$

$$S_9 = 1608,2 \text{ даН}; S_9 = S_{наб} = 1608,2 \text{ даН}.$$

### **3.3.2.1. Расчет и выбор основных узлов**

#### **3.3.2.2. Выбор ленты**

Определяем расчетное число прокладок ленты по формуле (3.5):

$$z_p = 1,5 \approx 2.$$

Основным критерием при выборе ленты является значение разрывной прочности. Расчетную разрывную прочность ленты определяем по формуле (3.6):

$$S_{раз} = 14,5 \text{ Н/мм}.$$

Принимаем ленту «2ШТС-1000-2-ТК-100-4,5-3,0-РБ» [13].

#### **3.3.2.3. Выбор типоразмеров приводного барабана**

Окружное усилие на приводном барабане определяем по формуле (3.7):

$$P_{дон} = 430,1 \text{ даН}.$$

Нагрузку на приводной барабан от натяжения ленты определяем по формуле (3.8):

$$S_{б.дон} = 2829,3 \text{ даН}.$$

Расчетный крутящий момент на валу приводного барабана определяем по формуле (3.9):

$$M_{p,кр} = 215,1 \text{ даН}.$$

Для ширины ленты  $B = 1000$  мм принимаем приводной барабан 10063Ф-100[13].

#### **3.3.2.4. Выбор типоразмеров электродвигателя и редуктора привода**

Рассчитываем мощность двигателя по формуле (3.10):

$$N_p = 9,7 \text{ кВт}.$$

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		90

Рассчитываем частоту вращения приводного барабана по формуле (3.11):

$$n_{\delta} = 30,6 \text{ мин}^{-1}.$$

Рассчитываем передаточное число редуктора по формуле (3.12):

$$i_p = 24,5.$$

Принимаем трехфазный асинхронный электродвигатель при 4А160М8 УЗс мощностью  $N = 11,0$  кВт и частотой вращения  $n=750$   $\text{мин}^{-1}$  и редуктором Ц2У-125с передаточным отношением 40 и наибольшим крутящим моментом  $M_{кр} = 630$  даН·м [13].

### 3.3.2.5. Выбор отклоняющих барабанов

Число неприводных барабанов (головных, натяжных, хвостовых, оборотных, отклоняющих) определяется их назначением в трассе конвейера. Не приводные барабаны могут использоваться на выпуклых участках трассы конвейера вместо нижних роликоопор, а также входят в состав вертикальных натяжных устройств. Выбор этих барабанов в расчете производится в соответствии с типоразмером конвейера. Не приводные барабаны должны проверяться по фактическим нагрузкам, действующим на эти барабаны.

Расчетная нагрузка на отклоняющие барабаны:

$$S_2 = 0,35 \cdot 1226,1 = 429,2 \text{ даН}; S_3 = 0,35 \cdot 1274,5 = 446,1 \text{ даН}.$$

$$S_8 = 0,35 \cdot 1589,2 = 556,2 \text{ даН}.$$

Принимаем отклоняющие барабаны 10031,5-50 [13].

$$S_5 = 1,98 \cdot 1292,9 = 2560,0 \text{ даН}.$$

Принимаем хвостовой барабан 10040-60 [13].

### 3.3.2.6. Выбор натяжного устройства

Рассчитываем усилие винтового натяжного устройства:

$$S_{\delta.дон} = 2,7 + S_5 = 3490,9 \text{ кгс}.$$

На основании рассчитанного усилия грузового устройства и ширины ленты  $B = 1000$  мм принимаем винтовое натяжное устройство 10063-100-80 [13].

					ВКР21.05.04.06 218331 03 ПЗ	Лист
						91
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

# 4. СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

					ВКР21.05.04.06 218331 04 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Киселев Д.Е.			СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Суслина Л.А.				У	92	11
Консульт		Суслина Л.А.						
Н. Контр.		Суслина Л.А.						
Зав. каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ гр.ОПсв-181.2		

# Оптимизация процесса обезвоживания концентрата спиральных сепараторов на ОФ «Карагайлинская»

## 4.1. Введение

В процессах обезвоживания на обогатительных фабриках с мокрыми процессами обогащения требуется удалить избыток влаги из чистых угольных продуктов. Для крупных частиц используются простые системы грохочения и дренирования, в то время как для мелких и тонких частиц требуется более сложное оборудование, такое как центрифуги и фильтры. Избыток влаги, превышающий недопустимые пределы, в товарных продуктах создаст проблемы при разгрузке транспортных средств из-за смерзания угля в зимний период времени и приводит к увеличению транспортных затрат на перевозку лишней воды. Поэтому влагу, которую не возможно удалить механическим способом, удаляется испарением при нагревании объема угля, что требует значительных капитальных затрат при строительстве сушильно-топочного отделения и последующих эксплуатационных затрат на сушку угля.

Отделение воды от твердых продуктов обогащения называется обезвоживанием продуктов обогащения.

Эффективность обезвоживания зависит от вида применяемого оборудования и физических свойств углей и, в первую очередь, их гранулометрического состава, который в большей мере определяет пористость насыпной массы углей и их влажность.

Эффективность процесса обезвоживания углей определяется по формуле:

$$\eta = 100 \cdot (W - W_{\phi}) / W \quad (4.1)$$

где-  $\eta$ -эффективность, %  $W$ - начальная влажность продукта, %;  $W_{\phi}$ - фактическое содержание влаги после обезвоживания угля, %.

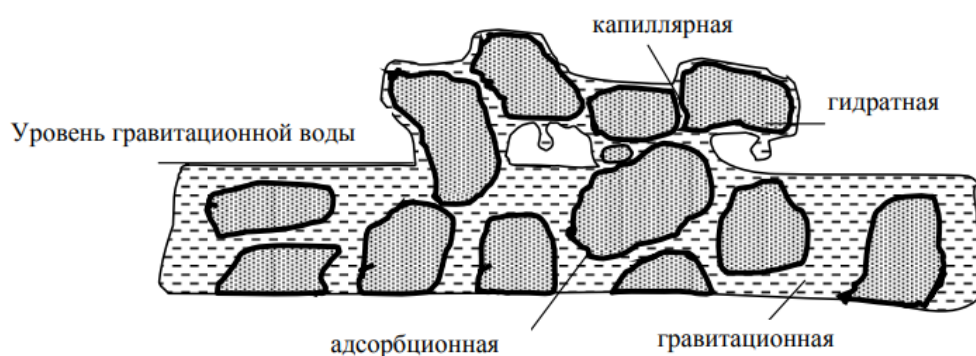
					ВКР21.05.04.06 218331 04 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		93



Обезвоживание может осуществляться под действием гравитационной силы или механических сил (центробежная, вибрации, вакуум и давление) [14].

В углях различают несколько видов влаги, перемещение которой связано с преодолением сопротивлений, обусловленных свойствами твердой фазы и силами связи с нею влаги.

Влагу углей в зависимости от природы сил, определяющих связь ее с частицами угля, можно подразделить на свободную (гравитационную), капиллярную, адсорбционную и внутреннюю (гидратную). Адсорбционную и внутреннюю влагу называют **связанной**.



**Рис.1 Разновидность влаги в зависимости от ее связи с поверхностью твердой фазы**

Свободная влага (гравитационная) заполняет большие пустоты между твердыми частицами. Она легко удаляется при помощи дренирования и грохочения.

Капиллярная влага заполняет поры (капилляры) и мельчайшие промежутки между частицами угля. Данная влага не удаляется гравитационным методом. В практике углеобогащения капиллярная влага частично удаляется при вакуумном фильтровании и почти полностью при центробежной фильтрации.

Адсорбционная влага находится на поверхности угольных частиц в виде тончайших пленок прочно связанной влаги. Данная влага удаляется, только термическим способом [14].

**Влагоемкостью** угля называется количество поглощаемой им влаги, которая удаляется механическим обезвоживанием.

**Максимальной молекулярной влагоемкостью (ММВ)** называется высший предел содержания влаги в угле, не удаляемой при механическом обезвоживании. ММВ зависит от крупности, пористости и смачиваемости угольных частиц.

Для обезвоживания угольного концентрата после спиральных сепараторов применяется центрифугирование.

#### ***4.2.Центрифугирование***

**Центрифугирование** является процессом разделения твердой и жидкой фаз под действием центробежных сил. Высокая интенсивность отделения влаги от твердых частиц при центрифугировании обусловлена тем, что ускорение центробежных сил в центрифугах в десятки и сотни, раз превосходит ускорение силы тяжести в обычных аппаратах [15].

Процесс центрифугирования осуществляется в центрифугах.

На углеобогатительных фабриках применяют непрерывно действующие центрифуги с фильтрующим (перфорированным) ротором и осадительные со сплошным ротором

При центрифугировании получают обезвоженный продукт- осадок и жидкость с остаточным содержанием твердых частиц- фугат.

Процесс центрифугирования может осуществляться двумя способами:

- 1.Отделением воды от зернистого материала и вытеснением ее центробежной силой через отверстия перфорированного ротора;
- 2.осаждением твердых частиц из пульпы на сплошные стенки вращающегося ротора.

По первому способу осуществляется обезвоживание в фильтрующих центрифугах, по второму –в осадительных центрифугах.

По расположению оси вращения ротора различают горизонтальные и вертикальные центрифуги.

					ВКР21.05.04.06 218331 04 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		95

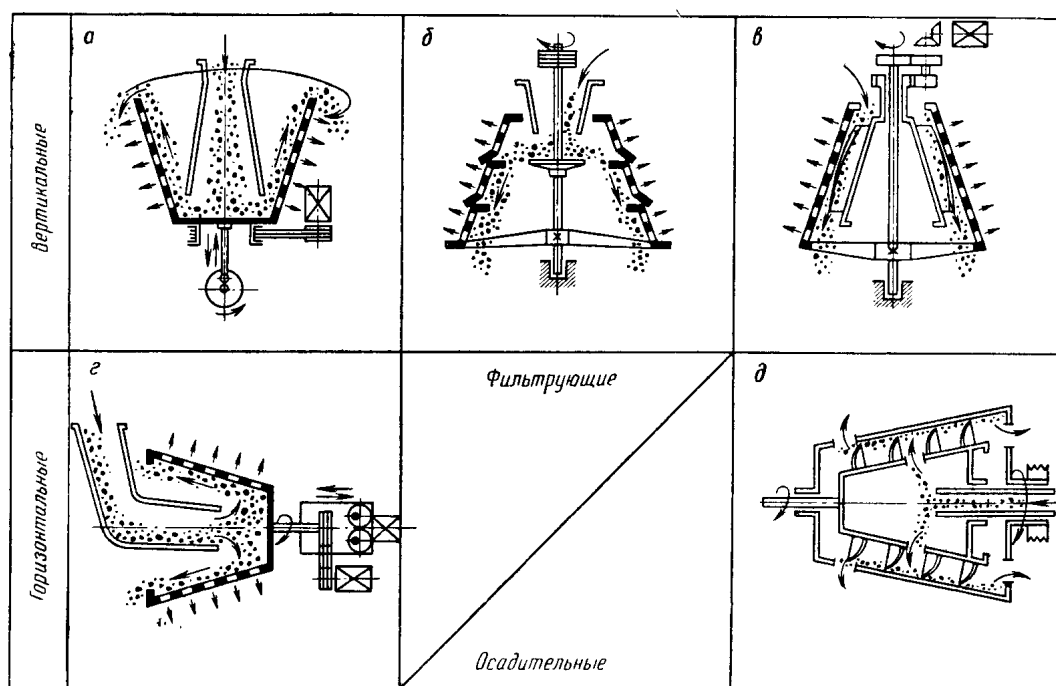
В центрифугах применяют следующие способы выгрузки осадка:

*Центробежный*- когда осадок перемещается под действием центробежной силы к расширяющийся части конического ротора;

*Шнековый* – когда осадок принудительно перемещается винтовой ленточной спиралью, которая вращается с иной скоростью, чем сам ротор центрифуги;

*Вибрационный*- когда перемещение осадка происходит под действием вибрации ротора в осевом направлении.

На рисунке 2. показана классификация центрифуг, применяемых для обезвоживания продуктов углеобогащения [15].



где- *а,г*- вибрационные центрифуги; *б*- инерционные центрифуги, *в,д* –шнековые центрифуги.

**Рис 2. классификация центрифуг применяемых в углеобогащении**

На эффективность работы центрифуги влияет **фактор разделения**, что является отношением величины центробежной силы к силе тяжести. С увеличением фактора разделения эффективность центрифуги повышается [16].

Фактор разделения определяет движущую силу центрифугального обезвоживания, под действием которой происходят центробежная

фильтрация жидкости через слой осадка (в фильтрующих центрифугах) и выделение из суспензии твердой фазы (в осадительных центрифугах).

Для обезвоживания угля применяют центрифуги с фактором разделения 100-250, причем наименьшее значение относится к фильтрующим центрифугам, а максимальное- к осадительным центрифугам.

Центрифуги используют как автономное оборудование, не требующее для своей эксплуатации дополнительных агрегатов, как-то :вакуум-насосы, воздуходувки, компрессора и т.д. Поэтому технологические схемы их установки сводятся к подаче и отводу продуктов центрифугирования.

В центрифуги подается мелкий концентрат после предварительного обезвоживания на грохотах и дуговых ситах. При глубине обогащения до «0» фугат направляется на флотацию или гидроклассификацию. Обезвоженный продукт (осадок) в зависимости от температурных условий и требований потребителя отгружается или поступает на термическую сушку.

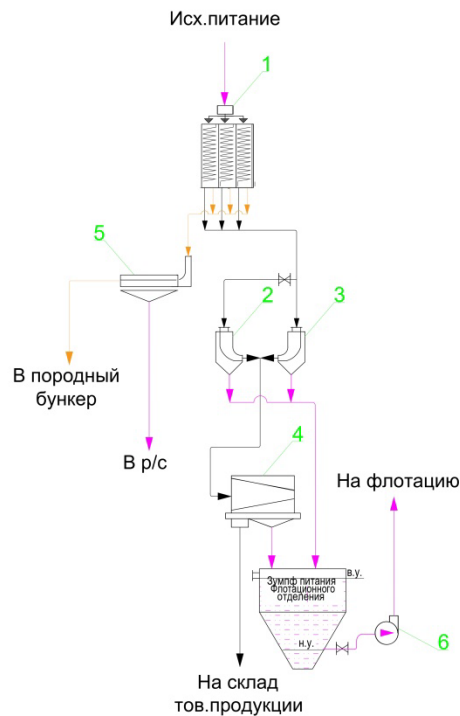
Наибольшее распространение на углеобогащительных фабриках Кузбасса для обезвоживания угольного концентрата класса 0,5 (0,2)-1 мм получили отечественные и импортные шламовые центрифуги, с шнековой выгрузкой осадка.

#### ***4.3. Технология обезвоживания концентрата после спирального сепаратора***

На углеобогащительных фабриках после обогащения на спиральных сепараторах применяется стандартная технология обезвоживания угольного концентрата (класс 0,5(0,2)-1). В основном, применяется процесс предварительного обезвоживания на статических безнапорных дуговых ситах и далее на шламовой центрифуге со шнековой выгрузкой осадка.

На рисунке 3 показана стандартная технологическая схема обезвоживания.

					ВКР21.05.04.06 218331 04 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		97



где 1-спиральный сепаратор типа «LD-7», 2,3-дуговые сита типа «СД-1», 4-шламовая центрифуга со шнековой выгрузкой осадка типа Н-900, 5-в/ч грохот, 6-шламовый центробежный насос.

**Рис.3 Стандартная технологическая схема обезвоживания концентрата после спирального сепаратора**

**Таблица 1**

**Технологические показатели работы обезвоживающего оборудования на примере ОФ «Карагайлинская»**

Наименование	Q, т/ч	V <sup>в</sup> , м <sup>3</sup> /ч	W <sup>р</sup> , %
Концентрат после с/с	58,1	144,6	71,3
Концентрат после дугового сита	54,3	32,2	37,2
Концентрат после центрифуги	52,2	9,2	15,0

На основании вышеизложенной таблицы видно, что влажность концентрата после центрифуги составляет 15,0% , данная влажность является довольно высокой, что в итоге приведет к выпуску суммарного угольного концентрата с высокой влажностью, и возможным рекламациям со стороны потребителей данного концентрата.

### 4.3. Дегидрационный комплекс компании TAPPGROUP

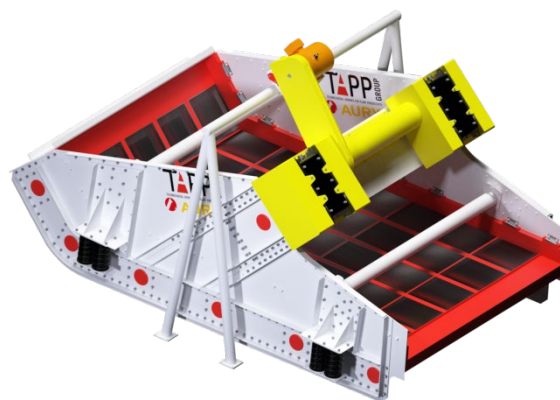
Отечественная компания TappGroup предлагает улучшить технологию обезвоживания угольного концентрата получаемого после спирального сепаратора применив свой дегидрационный комплекс [17].

**Дегидратация** – это процесс отделения влаги от частиц материала. Согласно исследованиям, лучшего результата можно добиться при ускорениях в 20G. У TappGroup есть идеально подходящее оборудование - дегидрационный комплекс, состоящий из дегидрационного грохота и центрифуги. Ускорение грохота достигает 20G, а центрифуги 15G. Такие показатели достигаются за счет конструктивных особенностей оборудования и позволяют снизить влажность материала до 11-14% с 14-16% на классе 0-1 мм [17].

При обезвоживании продуктов обогащения, особенно мелких классов и шлама решающее значение для достижения высокой эффективности имеет выбор частоты колебания грохота. Согласно исследованиям инженеров TappGroup, наилучшие результаты обезвоживания угля достигаются на довольно высоком ускорении – 20 G. Именно тогда происходит наиболее интенсивное разрушение капилляров между зернами материала, из которых высвобождается большое количество влаги.

Комплекс лишен недостатка останавливаться по перегрузке во время увеличения содержания мелкого класса в исходном сырье. А используемые высококачественные материалы и конструктивные особенности делают оборудование надежным и долговечным.

Дегидрационный грохот «AURY ARHF 1836» работает с ускорением до 20 G, на котором происходит наиболее эффективное обезвоживание продуктов обогащения. Кроме того, он имеет продуманную и надежную конструкцию, прост и удобен в эксплуатации [17].



**Рис.4в/ч грохот «AURY ARHF 1836»**

**Таблица 2**

**Техническая характеристика аппарата**

<b>Наименование</b>	<b>Значения</b>
Площадь просеивающей поверхности нижнего сита, м <sup>2</sup>	6,48
Производительность (по паспорту) т/ч	30,0
Количество ярусов	1
Размер отверстий сит, мм	0,1
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	1х15
Габариты (L×B×H) , мм	4112×3080×2462
Вес, кг	5819

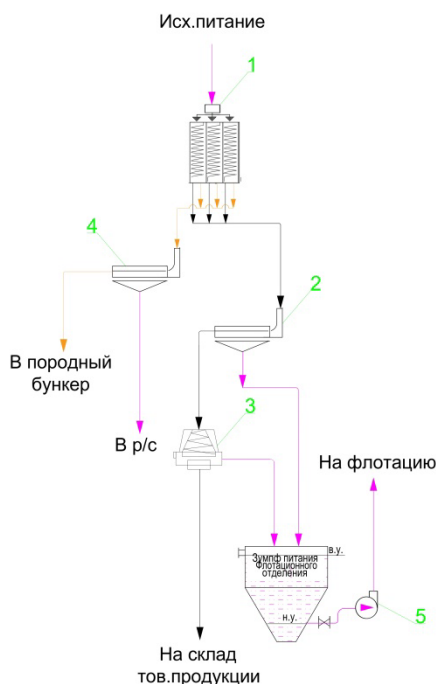
Дегидрационная центрифуга «ARML-1200» представляет собой вертикальную шламовую центрифугу со шнековой выгрузкой осадка рис 5.



**Рис.5центрифуга «ARML-1200»**

## Техническая характеристика аппарата

Наименование	Значения
Производительность (паспортная), т/ч	50-70
Диаметркорзины, мм	1200,0
Мощность электродвигателя, кВт	55,0
Влажность продукта на выходе, %	До 10
Размер отверстия сит, мм	0,2-0,5
Габариты (L×B×H) , мм	2919×2757×1805
Вес, кг	6750,0



где 1-спиральный сепаратор типа «LD-7», 2- грохот «AURY ARHF 1836», 3- центрифуга «ARML-1200», 4-в/ч грохот, 5-шламовый центробежный насос.

**Рис.6 Технологическая схема обезвоживания концентрата после спирального сепаратора с применением дегидрационного комплекса**

**Технологические показатели работы обезвоживающего оборудования на примере ОФ «Карагайлинская» после применения дегидрационного комплекса**

Наименование	Q, т/ч	V <sup>в</sup> , м <sup>3</sup> /ч	W <sup>г</sup> , %
Концентрат после с/с	23,5	61,0	72,2
Концентрат после в/ч грохота	22,8	7,6	25,0
Концентрат после центрифуги	21,6	2,7	11,0

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР21.05.04.06 218331 04 ПЗ	Лист
						101



На основании выше представленной таблицы видно, что после применения дегидрационного комплекса от TappGroup можно достичь снижения влажности концентрата на 3-4 %, что существенно повлияет на влажность суммарного концентрата выпускаемого обогатительной фабрикой «Карагайлинская». Дегидрационный комплекс TAPP Group имеет стоимость 18-25 млн. руб. Срок окупаемости вложенных инвестиций менее 1 года.

***Достоинства дегидрационного комплекса:***

- простота в обслуживании;
- снижение влажности;
- экономия электроэнергии для сушильных установок;
- замена дорогостоящей осадительно-фильтрующей центрифуги, и как следствие снижение высоких эксплуатационных затрат на её обслуживание;
- незначительное увеличение концентрата и снижения зольности кека.

***Недостатки дегидрационного комплекса:***

- установка в/ч грохота вместо дуговых сит, что влечёт за собой увеличение электроэнергии, эксплуатационные затраты (замена сит, пружин и т.д.);
- сложность регулировки процесса обезвоживания, связанного с поступлением обезвоженного надрешетного продукта в/ч грохота в центрифугу, то есть сильно обезвоженный продукт может привести к залипанию внутреннего пространства центрифуги, что повлияет на эффективность обезвоживания и частые остановки.

Данная технология успешно применяется на обогатительной фабрике «Печерская», где смогли добиться хороших показателей по влажности концентрата.

					ВКР21.05.04.06 218331 04 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		102

# 5.ОХРАНА ТРУДА

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	<b>ОХРАНА ТРУДА</b>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
Разраб.		Киселев Д.Е.				у	103	16
Провер.		Суслина Л.А.						
Консульт		Суслина Л.А.						
Н. Контр.		Суслина Л.А.						
Зав. каф.		Шахманов В.Н.			КузГТУ гр.ОПсв-181.2			

### **5.1. Опасные и вредные производственные факторы**

В соответствии с Федеральным законом №116 "О промышленной безопасности опасных производственных объектов"[18] все опасные производственные объекты, в зависимости от степени опасности для жизни и здоровья людей и окружающей среды, делятся на 4 класса опасности ОПО:

I класс опасности-объекты чрезвычайно высокой опасности;

II класс опасности-объекты высокой опасности;

III класс опасности-объекты средней опасности;

IV класс опасности-объекты низкой опасности.

Для объектов, на которых получают, используются, перерабатываются, хранятся, транспортируются, уничтожаются воспламеняющиеся, горючие, взрывчатые, токсичные и высокотоксичные вещества, класс опасности определяется исходя из количества таких опасных веществ, которые одновременно находятся или могут находиться на опасном производственном объекте. Как правило, количество вещества берется из проектной документации.

В случае, если ОПО находятся на расстоянии менее 500 метров друг от друга (даже если у них разные эксплуатирующие организации), количество веществ одного вида суммируется.

### **5.2. Производственная санитария**

Общие санитарно-гигиенические требования

Необходимые мероприятия в соответствии с требованиями «Санитарных норм проектирования промышленных предприятий» и «Санитарных норм для предприятий угольной промышленности»:

Бытовое обслуживание трудящихся - переодевание и помывка, стирка спецодежды, предусматривается в АБК фабрики, на территории ОФ работает медпункт.

Размещение обогатительной фабрики на местности проводится также с учетом требований СНиП2.09.04-87 « Административные и бытовые

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		104

здания», что позволяет обеспечить здоровье и безопасные условия труда рабочих и сохранить до минимума вредные воздействия на окружающую среду.

Мероприятия по охране труда на каждом рабочем месте направлены на сохранение здоровья, работоспособности работников. Эти мероприятия разработаны в соответствии с основами законодательства Российской Федерации об охране труда (постановление Правительства России от 26.08.95 г. №843 «О мерах по улучшению и охраны труда»), а также другими нормативно-правовыми актами:

№ 323 от 21.11.2011 г. Федеральный закон РФ «Об основах охраны здоровья граждан в Российской Федерации»;

№ 52-ФЗ от 30.03.99 г. «О санитарно-эпидемиологическом благополучии населения»;

№ 197-ФЗ от 30.12.2001 г. «Трудовой кодекс Российской Федерации»;  
СНиП 2.08.02-89\* «Строительные нормы и правила. Общие здания и сооружения»;

СНиП 2.09.04-87\* «Административные и бытовые здания»;

СНиП 31-03-2001 «Производственные здания»;

СНиП 2.09.03-85 «Сооружения промышленных предприятий»;

СНиП 2.05.07-91\* «Промышленный транспорт»;

СНиП 23-05-95\* «Естественное и искусственное освещение»;

СанПиН 2.2.3.570-96 «Гигиенические требования к предприятиям угольной промышленности и организации работ»;

СанПиН 2.2.4.548-96 «Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений»;

СН 2.4/2 1.8.562-96 «Санитарные нормы уровней шума на рабочих местах в помещениях жилых, общественных зданий и на территории жилой застройки»;

СНиП 23-03-2003 «Защита от шума»;

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		105

Производственные факторы, при определенных условиях воздействия (интенсивность, длительность, и др.), могут вызвать профессиональные заболевания, временное или длительное и стойкое снижение работоспособности, повысить частоту соматических и инфекционных заболеваний, привести к нарушению здоровья последующих поколений.

Целями разработки раздела являются:

- комплексная оценка условий труда работающих;
- выявление и ограничение неблагоприятных воздействий вредных производственных факторов;
- снижение риска развития профессиональных воздействий вредных производственных факторов;
- снижение риска развития профессиональных заболеваний трудящихся, путем создания комфортных условий труда, рациональной организации труда и отдыха, ограничения времени воздействия неблагоприятных факторов;
- определение требований и условий по безопасному ведению работ, и требований по санитарно-бытовому и медико-профилактическому обслуживанию.

Мероприятия по снижению шума и вибраций до допустимых значений, предусмотрены действующими стандартами и санитарными нормами:

ГОСТ 12.1.003-83 «Шум. Общие требования безопасности»;

ГОСТ 12.1.012-90 «Вибрационная безопасность. Общие требования»;

СН 2.2.4/2.1.8.562-96 «Шум на рабочих местах... Санитарные нормы»;

СН 2.2.4/2.1.8.566-96 «Производственная вибрация... Санитарные нормы»;

Согласно таблице 1 СН 2.2.4/2.1.8.562-96 предельно допустимые уровни звука и эквивалентные уровни звука на рабочих местах при средней степени напряженности трудового процесса и средней категории тяжести трудового процесса составляет 70 дБА.

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		106

Для снижения шумовой экспозиции проектом предусмотрены перерывы, т.е. рационализация режимов труда в условиях воздействия шума. Отдых в период регламентированных перерывов следует проводить в специально оборудованных помещениях. Во время обеденного перерыва работающие должны находиться в оптимальных акустических условиях (при уровне звука не выше 50 дБА). Постоянные рабочие места для наблюдения и дистанционного управления технологическими процессами размещены в кабинах, которые обеспечивают шумоизоляцию.

Еще одним вредным производственным фактором является вибрация. В зависимости от способа передачи на человека различают общую и локальную вибрации. Общая вибрация передается через опорные поверхности на тело сидящего или стоящего человека. Локальная вибрация передается через руки. Вибрация, воздействующая на ноги сидящего человека и на предплечья, контактирующие с вибрирующими поверхностями рабочих органов машин, может быть отнесена к локальной вибрации. К фактору, усугубляющему воздействие на человека вибрации, относится шум высокой интенсивности (80-95 дБ (А)).

Снижение уровней вибраций до нормативных значений при эксплуатации производственных комплексов достигается последовательным выполнением ряда мероприятий. Различают средства коллективной и индивидуальной защиты:

- установка виброактивного оборудования на отдельных фундаментах или усиленных перекрытиях, не связанных с фундаментами каркаса зданий;
- защита временем.

Постоянные рабочие места для наблюдения и дистанционного управления технологическими процессами размещаются в кабинах, обеспечивающих виброизоляцию (виброизолированные площадки, сидения, коврики и т.п.);

Пылевая нагрузка (ПН) на органы дыхания работника - это реальная или прогностическая величина суммарной экспозиционной дозы пыли,

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		107

образующаяся при транспортировке угля по конвейеру, которую работник вдыхает за весь период фактического (или предполагаемого) профессионального контакта с пылью. Пыль углей, составляющих сырьевую базу технологического комплекса, является взрывопожароопасной п. 98 ПБ 05-580-03 (выход летучих веществ колеблется в пределах от 15% и более)

Электроснабжение потребителей обогатительной фабрики осуществляется по принятой схеме электроснабжения на напряжение 6 и 0,4 кВ. Потребители относятся ко II и к III категориям по надежности электроснабжения.

### **5.3. Защита от шума и вибраций**

Источником интенсивного шума всех видов оборудования является их привод, включая электродвигатель и редуктор. Наиболее эффективный способ снижения шума редукторов- совершенствование их конструкции: ликвидация погрешности в зацеплении; замена одной из шестерён в паре на капроновую; применение звукоизолирующих кожухов и виброизоляции привода машин. Автоматизация и механизация производственных процессов, дистанционное управление машинами также относятся к мероприятиям общего характера по снижению вредного влияния шума на человека.

При жесткой установке машин возникающие вибрации передаются строительным конструкциям (структурный шум), так как несущие конструкции выполнены из металла. Уровень структурного шума пропорционален скорости вибрации и площади вибрирующих поверхностей.

Снижение структурного шума и вибраций достигается увеличением массы опорных конструкций или их жёсткости. Наряду с этим используются средства виброизоляции. Динамическое гашение вибрации машин, установленных на нулевой отметке, достигается установкой их на фундаментах, изолированных от несущих конструкций здания. Виброизоляция тем эффективнее, чем массивней фундамент. В качестве виброизоляции при установке виброактивного оборудования применяют

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		108

деревянные брусья сечением 200 x 200 мм, обеспечивающие двукратное снижение вибраций, передаваемых на перекрытие.

В качестве виброизоляторов применяют резиновые амортизаторы, снижающие высокочастотные вибрации, и пружинные (стальные) для гашения низких частот (до 250 Гц). Для снижения вибрации рабочих площадок они крепятся, где это возможно, к опорным конструкциям с минимальными уровнями вибрации (к колоннам). Наряду с проведением работ по снижению шума отдельных машин следует оптимизировать акустические характеристики производственных помещений, что позволит компенсировать возрастание шума при групповой установке машин.

Обеспечение требуемых метеорологических параметров воздуха на рабочих местах осуществляется комплексом технологических мероприятий объемно-планируемых мест и конструктивные решения регламентируемых СНиП 2.09.04-87 «Административные и бытовые здания». Основными и наиболее эффективными средствами, способствующими созданию в производственных помещениях обогатительной фабрики нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда, являются отопление и вентиляция. В проектируемом отделении предусматривается воздушная система отопления, совмещенная с приточной вентиляцией и водяная система отопления на обогатительной фабрике соответствует требованиям СНиП 2.09.04-87 «Административные и бытовые здания».

В соответствии с ГОСТ 12.1.005-88 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны» оптимальными метеорологическими параметрами в отделении являются: в холодный период  $t=22^{\circ}\text{C}$  при  $W=60\%$ ; в теплый период  $t=18^{\circ}\text{C}$  при  $W=60-70\%$ .

Для достижения условий, соответствующих ГОСТу, применяются системы отопления с возможностью автоматического регулирования температурного режима и системы приточно-вытяжной вентиляции. Для защиты от поступления холодного воздуха входы оборудуют воздушными завесами, а также используют двойное остекление окон.

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		109



## Производственное освещение

По характеру выполняемой работы и размером работы на обогатительной фабрике относятся к разряду производств с малой точностью. Нормирование освещения производится по СНиП 23-05-95 «Естественное и искусственное освещение». Для создания нормальных условий труда рабочих в отделениях отсадки предусматривается естественное и искусственное освещение. Также предусматриваются следующие виды освещения: рабочее, специальное и охранное. Световые установки питаются током 220 В и заземляются.

Естественная освещённость помещений фабрики зависит от ряда факторов: ширины помещений, расположения окон и их размеров, качества стёкол, цвета окраски стен, потолков, оборудования и др. Для освещения помещений следует использовать наиболее экономичные разрядные лампы.

## Пожарная безопасность

Причиной пожара могут стать:

- нарушение пылегазового режима;
- самовозгорание угля или угольной пыли;
- неисправность электрооборудования;
- взрыв угольной пыли, взрыв метана;
- неосторожное обращение с огнем.

Прекращение горения можно несколькими способами:

- охлаждение горящего вещества;
- прекращения поступления в зону горения кислорода воздуха путем изоляции сгораемого вещества.

Огнегасящие вещества:

- вода - самое распространенное средство тушения пожаров.
- Она способна поглощать большое количество тепла, охлаждая очаг горения. Образовывающийся при испарении воды пар оттесняет воздух и задерживает горение. Вода- проводник электрического тока, поэтому водой

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		110

нельзя тушить электрооборудование. При тушении водой горячей угольной пыли необходимо принимать меры против приведения пыли во взвешенное состояние, т.е. подавать воду в распылённом состоянии.

- инертный газ (азот, углекислый газ) в баллонах;
- химические вещества - в виде жидкостей, порошков, пены.

В соответствии с НПБ 105-03 «Определение категорий помещений, зданий и наружных установок по взрывопожарной и пожарной опасности» все помещения делятся на 5 категорий.

Отделение отсадки относится к категории В4-пожароопасные производства. Степень огнестойкости II. Класс по взрыво-пожароопасности по ПУЭ-В-II.

Для обеспечения пожарной безопасности здание оборудуется щитами с противопожарным инвентарем, ящиками с песком вместимостью 10 м<sup>3</sup>. На фабрике применяются порошковые огнетушители ОП-5, ОП-5 (б) и ОП-8 (б), которыми можно тушить все виды возгораний и электроустановки до 1000В. Для ликвидации пожара применяются установки типа УАП, которые устанавливаются на ленточном конвейерах по всей длине. Для предотвращения распространения пламени используются противопожарный предел огнестойкости стен, который должен быть не менее 2,5 часов. Исполнение вентиляционного оборудования, размещение и комплектация оборудования и воздухопроводов предусмотрены исходя из того, чтобы они не увеличивали пожарную опасность и не способствовали распространению пожара. Внутреннее пожаротушение предусматривается во всех технологических зданиях и галереях в соответствии со СНиП 2.04.01-85 «Внутренний водопровод и канализация зданий».

Внутренний пожарный водопровод оборудован пожарными кранами, обеспечивающими тушение пожара в любой точке здания. В местах присоединения галерей к технологическим зданиям предусматривается пожаротушение водяными завесами.

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		111

Расчетный расход воды на пожаротушение составит :  $20+2 \times 2,5=25$  л/сек, где -20 л/сек- наружное пожаротушение (СНиП 2.04.02-84 «Водоснабжение наружные сети и сооружения» т.7)- $2 \times 2,5$  л/сек- внутреннее пожаротушение (СНиП 2.04.0-84 т.2) Итого расход воды на пожаротушение составит:  $25+5=30$ л/сек. Для обеспечения пожарной безопасности нужно предусмотреть следующее: расстояние от предприятия до населенного пункта должно быть не менее 1000 м. На промплощадке необходимо разместить пожарные гидранты, которые располагаются вдоль дороги (расстояние до дороги должно быть не более 2,5 м) на расстоянии не более 150 м друг от друга и на расстоянии 5 м от стен здания. Согласно СНиП, неприкосновенный запас пожарной воды для проектируемого производства должен составлять  $324 \text{ м}^3$ . В зданиях и сооружениях предусмотрена пожарная сигнализация там, где она требуется в соответствии со СНиП 21-01-97 «Пожарная безопасность зданий и сооружений». Принятые проектом конструкции здания обеспечивают предел несущие элементы способности R90, наружные не несущие стены E15, перекрытия между этажами REI45.

#### Пылегазовый режим

Пылегазовый режим представляет собой комплекс организационно-технических мероприятий, направленных на предотвращения образование угольной пыли в производственных помещениях и перехода ее во взвешенное состояние:

- контроль за эффективностью и исправностью пылеулавливающих и вентиляционных систем в местах пыли и газообразования;
- уборка пыли в соответствии с графиком пыле-взрывозащитных мероприятий;
- ежесменный контроль содержания метана в местах его возможного скопления;
- ежемесячный контроль запыленности и загазованности производственных помещений;

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		112

– определение интенсивности осаждения угольной пыли на поверхности строительных конструкций 2 раза в год.

ПДК пыли в воздухе рабочей зоны не должны превышать для угольной и углепородной пыли : более 10%. На питающих отсадочные машины грохотах предусмотрены брызгалы, что уменьшает пыление угля на грохоте. Течки от грохотов до отсадочных машин выполнена закрытой т.к. по ней подается вместе с углем и транспортная вода. Далее все процессы мокрого обогащения, пыление угля отсутствует. При содержании метана в воздухе 2% и более должны быть прекращены все работы и приняты необходимые меры по немедленному проветриванию загазованного участка. Включение аварийной вентиляции должно производиться автоматически при содержании метана в воздухе 2%, зафиксированном газоанализаторами, с дистанционной передачей показаний на пульт управления диспетчера (оператора) и автоматическим отключением электроэнергии (кроме систем вентиляции). Борьба со скоплением метана предусматривает приточно-вытяжная вентиляция, а также аспирационная система технологического и транспортного оборудования. Электродвигатели аспирационных систем и соответствующего оборудования должны быть заблокированы.

#### **5.4. Охрана окружающей среды**

Намеченная деятельность обогатительной фабрики исключает значительное влияние на поверхностные и подземные воды. Оборудование и технология фабрики позволяют работать ей в замкнутом водном цикле без использования внешних гидротехнических сооружений, а также не применять термическую сушку для достижения качества концентрата по влаге. Сброс загрязненных технологических сточных вод исключается.

В этой связи воздействие на подземные воды при эксплуатации обогатительной фабрики отсутствует. Также отсутствует выброс в атмосферу в связи отсутствием термической сушки.

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		113

### **5.5. Требования безопасности при эксплуатации оборудования**

Общие требования при эксплуатации оборудования для дробления согласно Правилам безопасности при обогащении и брикетировании углей (сланцев) Приказ №487 от «20» ноября 2017 г.[19]:

1. В дробильно-сортировочных отделениях перед дробильными машинами должны быть установлены железотделители. Допускается эксплуатация дробилок без железотделителей, но с обязательной ручной породовыборкой по согласованию с территориальными органами Госгортехнадзора России.

2. Запрещается спуск людей в рабочее пространство дробилки без применения предохранительных поясов и временных настилов над загрузочными отверстиями дробилки.

3. Эксплуатация дробилок должна осуществляться в соответствии с технической документацией завода-изготовителя и должностными инструкциями по обслуживанию.

4. Во время работы дробилки запрещается:

- а) уходить с рабочего места машинисту дробилки;
- б) перепоручать пуск и наблюдение за работой дробилки другому лицу;
- в) снимать защитный кожух и ограждения;
- г) производить регулировку зазора между дробилочными органами дробилки и устранять прочие неисправности;
- д) открывать люк дробилки.

5. Очистка дробилки от угля и посторонних предметов должна осуществляться только по письменному разрешению (наряду-допуску) мастера после снятия напряжения с электропривода и вывешивания плаката

6. «Не включать! Работают люди».

7. Запрещается освобождать рабочее пространство дробилки и течи периодическим включением и отключением электропривода дробилки.

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		114

8. Подача угля в дробилку должна производиться только после достижения дробящими органами необходимой частоты вращения (качания).

### **5.6. Пожарная безопасность**

Для выполнения требований действующих норм и правил по противопожарной защите зданий и сооружений обогатительной фабрики «Северная» установлено следующее оборудование:

- установки автоматического пожаротушения с применением установок УАП конвейерных линий в подземных тоннелях склада готовой продукции и склада рядового угля - 85 штук
- пожарная сигнализация и дымоудаление при возникновении пожара в подземном тоннеле склада готовой продукции и склада рядовых углей
- установки пожарно-охранной сигнализации, светозвуковых систем» и систем центрального оповещения работников ОФ о пожаре, что обеспечит своевременное обнаружение очага пожара и его ликвидацию
- автоматическое порошковое пожаротушение (АПП) - 2 шт
- дренчерные (водяные) завесы с автоматическим запуском - 14 шт
- пожарные гидранты - 19 шт
- пожарные краны - 121 шт
- огнетушители - 115 шт
- ящики с песком - 60 шт

Подача воды для всех видов водяного пожаротушения осуществляется от пожарной насосной станции с двумя емкостями по 700 м<sup>2</sup> с помощью 6 насосов. 3 насоса (Н3, Н4, Н5) для водяного пожаротушения (дренчерные завесы, гидранты, пожарные краны) и 3 насоса (Н1, Н2, Н6) автоматического пожаротушения (для УАП).

Все здания и сооружения запроектированы из негорючих материалов. В зданиях, относящиеся к категории «Б» по взрывоопасности проектом предусматривается повышение степени огнестойкости каркаса и несущих балок перекрытия до предела огнестойкости 0,75 часа путем

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		115

нанесения огнезащитного покрытия.

Эвакуационные выходы в многоэтажных зданиях категории «Б» предусматриваются непосредственно наружу. Для всех зданий с категорией «Б» по взрывопожароопасности проектом предусматривается заоткоска строительных конструкций, мокрая уборка помещений со смывом в канализационную сеть и легко сбрасываемые участки в конструкциях стен. Необходимая площадь легко сбрасываемых конструкций набирается площадью оконного остекления.

Тоннели - монолитные железобетонные (сечением 6,5х4,8 и 11,0х5,4 м). Категория внутри тоннеля по взрывопожароопасности «Б». В тоннелях устанавливается по три эвакуационных выхода непосредственно наружу (два по концам, один посередине).

Тоннели оборудованы по всей длине автоматическим пожаротушением и дымоудалением.

Все здания выполнены из кирпича с вентилируемыми фасадами. Фундаменты - монолитные железобетонные свайные ростверки. Перекрытия и покрытия - сборные железобетонные плиты.

### ***5.7. План ликвидации аварии***

Эвакуационные пути должны обеспечивать безопасную эвакуацию всех людей, находящихся в помещениях зданий, через эвакуационные выходы.

Выходы являются эвакуационными, если они ведут из помещений:

- первого этажа наружу непосредственно или через коридор, вестибюль, лестничную клетку;
  - любого этажа, кроме первого, в коридор, ведущий на лестничную клетку, или непосредственно в лестничную клетку (в том числе через холл).
- При этом лестничные клетки должны иметь выход наружу непосредственно или через вестибюль, отделенный от примыкающих коридоров перегородками с дверями;

					ВКР21.05.04.06 218331 05 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		116

– в соседнее помещение на том же этаже, обеспеченное выходами, указанными в подпунктах "а" и "б", за исключением случаев, указанных в СНиП части 2.

При устройстве эвакуационных выходов из двух лестничных клеток через общий вестибюль одна из них кроме выхода в вестибюль должна иметь выход непосредственно наружу.

Выходы наружу допускается предусматривать через тамбуры.

Из зданий, с каждого этажа и из помещения следует предусматривать не менее двух эвакуационных выходов, за исключением случаев, указанных в СНиП части 2. Эвакуационные выходы должны располагаться рассредоточенно.

Ширина путей эвакуации в свету должна быть не менее 1 м, дверей - не менее 0,8 м.

Устройство винтовых лестниц, забежных ступеней, раздвижных и подъемных дверей и ворот, а также вращающихся дверей и турникетов на путях эвакуации не допускается.

Таблица 5.1

### План ликвидации аварии

№ пп	Меры по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные за выполнение мероприятий исполнители
1	Сообщить оператору ГПУ	Любое лицо, заметившее аварию
2	Сообщить оператору производства	Оператор ГПУ
3	Вызвать взвод ВГСЧ, пожарную часть и должностных лиц по списку №1	Ответственный руководитель работ, оператор. Первое отделение ВГСЧ через главный выход попадает на отметку.
4	Оповестить рабочих об аварии по громкоговорящей связи	Ответственный руководитель работ, оператор ГПУ
5	Вывести людей из корпуса.	Ответственный мастер смены.
6	Обеспечить прибытие на фабрику ВГСЧ, пожарной части	Командир взвода, дежурный по телефону



Продолжение таблицы 5.1

7	Выставить посты, исключаящие доступ людей в аварийный участок	Ответственный руководитель работ, мастер цеха обогащения
8	Отключить электроэнергию кнопками управления (на щите в кабельной комнате), автоматы, питающие эти установки	Ответственный руководитель работ, дежурный электрик Второе отделение ВГСЧ через запасной выход следует к очагу пожара для ликвидации аварии.
9	Обеспечить включение насосов, подачу воды в противопожарный трубопровод	Оператор ГПУ, машинист насосов Первая очередь ППЧ вводит в действие внутренний пожарный кран.
10	Приступить к ликвидации аварии, имеющимися средствами пожаротушения: вода из пожарных кранов, ящик с песком, инвентарь ПП	Ответственный руководитель работ, любое лицо, заметившее аварию. Вторая очередь ППЧ проходит пожарному гидранту, прокладывает рукавную линию к месту пожара.
11	Вывести людей по лестничным проемам, сбор в АБК (актовый зал)	Ответственный руководитель работ, мастер цеха обогащения
12	Направить к месту аварии: ВГСЧ, пожарную часть	Ответственный руководитель работ, командир взвода, начальник пожарной части.

# 6.ЭКОНОМИКА

					ВКР21.05.04.06 218331 06 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Киселев Д.Е.			ЭКОНОМИКА	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Суслина Л.А.				у	119	12
Консульт		Суслина Л.А.						
Н. Контр.		Суслина Л.А.						
Зав. каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ гр.ОПсв-181.2		

## **6.1. Определение сметной стоимости строительства обогатительной фабрики**

### **6.1.1. Расчет затрат на строительство производственных объектов основного и обслуживающего назначения**

Расчет сметной стоимости строительных работ. Расчет затрат на строительно-монтажные работы фабрики производительностью **2,8 млн. т в год** по рядовому углю сводится в таблицу 6.1.

**Таблица 6.1**

#### **Сметная стоимость строительных работ**

Наименование зданий и сооружений	Объем работ по проекту	Расценка за ед. работы млн.руб.	Общая стоимость млн.руб.
<b>1. Объекты основного производственного назначения</b>			
1.1. Главный корпус	121986,7	7000	853,9
1.2. Углеприем	4600	8800	40,5
1.3. Сушильный цех	50450	8800	444,0
Итого прямых расходов			1338,3
Накладные расходы			246,3
Итого прямых и накладных расходов			1584,6
Плановые накопления			126,8
<b>Всего</b>			<b>1711,4</b>
<b>2. Объекты вспомогательного и обслуживающего назначения</b>			
2.1. АБК	5040	11000	55,4
2.2. Материальный склад	2800	4400	12,3
2.3. Здание погрузки	3052	3000	9,2
2.4. Склад ГСМ	1689	2200	3,7
2.5. ППНС	2196	2200	4,8
2.6. Мех. мастерские	4667	2200	10,3
2.7. Укрытый склад готовой продукции	3733	6600	24,6
2.8. Породный бункер	1708	1400	2,4
2.9. Котельная	4405	2200	9,7
2.10. Склад магнетита	2715	2200	6,0
2.11. АЗС	1500	2200	3,3
2.12. ОТК и УХЛ	2500	2200	5,5
2.13. Яма для разгрузки привозных углей и магнетита	600	2200	1,3
Итого прямых расходов			148,5
Накладные расходы			27,3
Итого прямых и накладных расходов			175,9
Плановые накопления			14,1
<b>Всего</b>			<b>189,9</b>
<b>3. Объекты транспортного хозяйства и связи</b>			

3.1.Галереи	10500	3000	31,5
-------------	-------	------	------

Продолжение таблицы 6.1

3.2.Автомобильные дороги	6533	14000	91,5
3.3.Ж.Д	8400	7000	58,8
3.4.Линии связи	3733	1200	4,5
Итого прямых расходов			186,2
Накладные расходы			34,3
Итого прямых и накладных расходов			220,5
Плановые накопления			17,6
<b>Всего</b>			<b>238,2</b>
<b>4.Внешние сети и сооружения теплоснабжения и канализации</b>			
4.1.Водопровод	2987	5200	15,5
4.2.Теплотрасса	3715	8000	29,7
4.3.Канализация	1867	2200	4,1
Итого прямых расходов			49,4
Накладные расходы			9,1
Итого прямых и накладных расходов			58,4
Плановые накопления			4,7
<b>Всего</b>			<b>63,1</b>
<b>5.Объекты энергохозяйства</b>			
5.1. Кабельные ЛЭП	1493	15000	22,4
5.2.Цех энергообеспечения	2333	800	1,9
5.3.Подстанции	1587	800	1,3
Итого прямых расходов			25,5
Накладные расходы			4,7
Итого прямых и накладных расходов			30,2
Плановые накопления			2,4
<b>Всего</b>			<b>32,7</b>
<b>ИТОГО</b>			<b>2235,2</b>
<b>Затраты на неучтенные строительные работы</b>			<b>223,5</b>
<b>Итого по строительным объектам</b>			<b>2458,8</b>

**6.1.2. Расчет затрат на приобретение оборудования**

Расчет затрат на приобретение и монтаж оборудования сводится в таблицу 6.2.

**Таблица 6.2**

**Сметная стоимость основного и вспомогательного технологического оборудования обогатительной фабрики**

Наименование оборудования	Количество шт.	Стоимость единицы, тыс.руб.	Полная стоимость млн.руб.
Питатель пластинчатый	1	35000	35,0

Неподвижный колосниковый грохот	1	5000	5,0
Дробилка двухвалковая зубчатая типа	1	55000	55,0

Продолжение таблицы 6.2

Грохот инерционный самобалансный ГИСТ-72	1	12000	12,0
Тяжелосредний сепаратор «СКВП-32-380»	1	15000	15,0
Грохот инерционный «ГИСТ-72»	2	8000	16,0
Грохот инерционный «ГИСЛ-62»	2	5000	10,0
Сепаратор «PDWD-275x90»	5	27000	135,0
Грохот типа «3,0x6,1»	2	14000	28,0
Тяжелосредний гидроциклон «D26B-S200-KEE»	1	36000	36,0
Фильтрующая центрифуга «HSG-1100»	2	24000	48,0
Грохот типа «1,8x4,9»	1	10000	10,0
Гидроциклон классификационный типа «D15LB-T1232»	1	20000	20,0
Спиральный сепаратор	1	11000	11,0
Высокочастотный грохот модель типа «6x10»	2	7500	15,0
Центрифуга типа	1	18000	18,0
Механическая флотационная машина	3	16000	48,0
Дисковый вакуум-фильтр	2	45000	90,0
Радиальный сгуститель «EIMCO D22» метра	2	21500	43,0
Ленточный фильтр-пресс типа «CPF-3000 Q»	2	22000	44,0
Станция приготовления флокулянтов	2	10000	20,0
Сушка	3	100000	300,0
<b>Всего</b>			<b>1014,0</b>
Монтажные работы			202,8
Затраты на приобретение и монтаж оборудования			1216,8
Неучтенное оборудование			182,5
<b>Всего по основному производству</b>			<b>1399,3</b>
Мостовой кран	2	25000	50
Монтажные работы			10
Затраты на приобретение и монтаж оборудования			60,0
Неучтенное оборудование			9,0
<b>Всего по объектам вспомогательного и обслуживающего оборудования</b>			<b>69,0</b>
Ленточный конвейер	13	6000	78,0
Питатель	14	3000	42,0
Проборазделочные машины МПЛ-150	4	1500	6,0
Ж/д весы	2	3400	6,8
Конвейерные весы ТСК "Контек"	4	800	3,2
<b>Всего</b>			<b>136,0</b>
Монтажные работы			27,2
Затраты на приобретение и монтаж оборудования			163,2
Неучтенное оборудование			24,5
<b>Всего по объектам транспортного хоз-ва и связи</b>			<b>187,7</b>
Насосы	15	1500	22,5
Монтажные работы			4,5
Затраты на приобретение и монтаж оборудования			27,0
Неучтенное оборудование			4,1

<b>Всего по объектам внешние сети теплоснабжения и канализации</b>			<b>31,1</b>
Трансформаторы	4	40000	160,0

Продолжение таблицы 6.2

АСУТП и СМИС	2	120000	240,0
Всего			400,0
Монтажные работы			80,0
Затраты на приобретение и монтаж оборудования			480,0
Неучтенное оборудование			72,0
<b>Всего по объектам энергохозяйства</b>			<b>552,0</b>
<b>ИТОГО</b>			<b>2239,1</b>

### **6.1.3. Составление сводного сметно-финансового расчета строительства фабрики**

Калькуляция инвестиционных затрат по основным объектам строительства фабрики сводится в таблицу 6.3.

**Таблица 6.3**

### **Потребность капитальных вложений для финансирования строительства фабрики**

Наименование глав	Всего млн.руб.	В том числе:		
		СМР	оборудование	прочие
1. Подготовка территории строительства	0,25	0,25		
2. Объекты основного производственного назначения	3110,7	1711,4	1399,3	
3. Объекты подсобного производственного назначения	258,9	189,9	69,0	
4. Объекты энергетического хозяйства	584,7	32,7	552,0	
5. Объекты транспортного хозяйства	425,8	238,2	187,7	

6.Водоснабжение и канализация	94,2	63,1	31,1	
<b>ИТОГО</b>	<b>4474,5</b>	<b>2235,5</b>	<b>2239,1</b>	
7.Благоустройство территорий	44,7			44,7
8.Временные здания и сооружения	223,7			223,7
9.Прочие работы и затраты	447,5			447,5
10.Содержание дирекции	8,9			8,9
11. Подготовка кадров	0,9			0,9
12. Проектные и изыскательные работы	179,0			179,0
13.Возвратные суммы	123,0			123,0
14.Затраты на охрану окр.среды	1100,5	447,1	447,8	205,6
Всего	<b>6602,8</b>	<b>2682,6</b>	<b>2686,9</b>	<b>1233,4</b>

Сметная стоимость строительства обогатительной фабрики составит 6602,8 млн. рублей, в т.ч. стоимость строительно-монтажных работ –2682,6 млн. рублей, стоимость оборудования 2686,9 млн. рублей, капитальные затраты, связанные с благоустройством территории, охраной окружающей среды, проектно-изыскательскими работами и др. потребуют 1233,4 млн. рублей.

#### 6.1.4.Определение материальных затрат

Проектная мощность обогатительной фабрики составляет:  
**2,8 млн.тонн в год.**

Затраты на покупку сырья составят:

$$Z_c = C_{\text{пок}} \times Q_c,$$

$$Z_c = 5000 \times 2800 = 14\,000,0 \text{ млн. руб.}$$

где  $Z_c$ – стоимость сырья,;  $C_{\text{пок}}$ – цена покупки одной тонны рядового угля 5000 руб. марка «Ж»;  $Q_c$ – производительность фабрики по сырью, тыс. т/год.

Всего затраты на сырье составят : 14 000,00 млн. руб.

**Таблица 6.4**

#### Вспомогательные материальные затраты

№	Наименование	Всего затрат, тыс.руб.
1	ГСМ	1 318,00
2	Флокулянты	15 000,00
3	Флотореагенты	113400,00

4	Магнетит	274 459,50
5	Неучтенные затраты и СИЗ	40 417,83
6	Запасные части и расходные материалы	67 171,50
7	Электроэнергия	44 352,00
<b>ИТОГО</b>		<b>556 119,61</b>

**Итого материальные затраты: 14 000,00+ 556 119,61/1000=14 556,12 млн.руб.**

#### ***6.1.5. Определение затрат на оплату труда***

$$Z_{OT} = 230 \text{ чел.} \times 50 \text{ тыс. руб.} \times 12 \text{ мес.} \times 1,05 = 144,90 \text{ млн. руб.},$$

где 230 – среднесписочная численность промышленно-производственного персонала ОФ;

50 тыс. руб – среднемесячная заработная плата одного работника промышленно-производственного персонала; 1,05 – прогнозируемый индекс инфляции.

**Затраты на оплату труда составят: 144,90 млн. руб.**

#### ***6.1.6. Определение отчислений на социальные нужды***

$$Z_{CH} = 144,90 \times 0,341 = 49,4 \text{ млн. руб.},$$

где 144,90 млн.руб. – годовой фонд заработной платы персонала;

0,341 (34,1 %) – ставка Единого социального налога.

**Затраты по элементу отчисления на социальные нужды составят: 49,4 млн. руб.**

#### ***6.1.7. Определение суммы амортизационных отчислений***

Расчет амортизационных отчислений осуществляется на основе норм амортизации.

$$A = 0,03 \times 3916,0 + 0,15 \times 2686,9 = 520,50 \text{ млн. руб.},$$

**Затраты по элементу амортизация основных фондов составят: 520,5 млн. руб.**

#### ***6.1.8. Определение прочих затрат***

$$Z_{пр} = 0,1 \times (556,12 + 144,90 + 49,4 + 520,50) = 127,09 \text{ млн. руб.},$$

					ВКР21.05.04.06 218331 06 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		125



где 556,12– материальные затраты предприятия без затрат на сырье.

**Затраты по элементу прочие затраты составят: 127,09 млн. руб.**

#### **6.1.9.Определение внепроизводственных расходов**

$Z_{внепр} = 0,06 \times (556,12 + 144,90 + 49,4 + 520,5 + 127,1) = 83,88$  млн. руб.,

**Внепроизводственные затраты составят: 83,88 млн. руб.**

#### **6.1.10.Полная себестоимость производства концентрата**

$Z_{пол} = 14\,556,12 + 144,9 + 49,4 + 520,5 + 127,1 + 83,88 = 15\,481,91$  млн. руб.

**Полные затраты (себестоимость) на производство угольного концентрата составят: 15 481,91 млн. руб.**

Результаты расчета затрат на производство концентрата сводятся в таблицу 6.5.

**Таблица 6.5**

#### **Смета затрат на производство и реализацию продуктов обогащения**

Наименование затрат	Всего затрат, млн.руб.	На 1 т. концентрата,
1	2	3
1.Материальные затраты, всего	14 556,1	6 822,9
В том числе:	-	-
- сырье	14 000,0	6 562,3
- вспомогательные материалы	444,6	208,4
-запасные части	67,2	31,5
-топливо	-	-
- Эл.энергия	44,4	20,8
2.Затраты на оплату труда	144,9	67,9
3.Отчисления на соц.нужды	49,4	23,2
4.Амортизация основных фондов	520,5	244,0
5.Прочие расходы	127,09	59,6
Производственная себестоимость	15 398,03	7 217,6
Затраты на реализацию продукции	83,9	39,3
<b>Полная себестоимость продукции</b>	<b>15 481,9</b>	<b>7 256,9</b>

При выходе концентрата 76,19% или годовом его объеме 2 133,4 тыс.тонн полная себестоимость 1 тонны составит 7 256,9 руб., в том числе себестоимость без затрат на сырьё 649,6 тонн.

## 6.2. Экономическая оценка эффективности инженерных решений

Оценка эффективности капитальных вложений выполняется за 10-летний период, который принят исходя из средневзвешенного срока службы основного технологического оборудования, вводимого по проекту строительства фабрики[20].

При расчете показателей эффективности проекта принимается, что производительность фабрики на протяжении оценочного периода остается неизменной и составит 2 800 тыс. тонн при этом выпуск концентрата составит 2 133,4 тыс. тонн в год соответственно приток денежных средств от реализации проекта остается стабильным во времени.

Для формирования исходного денежного потока рассчитывается:

- годовая выручка от реализации концентрата:

$$V_{\text{реал}} = (2133,4 \times 9000) = 19\,200,70 \text{ млн. руб.},$$

где 8500– цена 1 т концентрата, руб.; 2133,4– годовой выпуск концентрата, тыс. т;

-прибыль обогатительной фабрики:

$$\Pi = 19\,200,70 - 15\,481,90 = 3\,718,80 \text{ млн. руб.},$$

где 15 481,90– себестоимость концентрата (табл. 6.5), млн. руб.;

$$\Pi_{\text{чист}} = 3\,718,80 \cdot 0,8 = 2\,975,0 \text{ руб.},$$

0,8 – доля чистой прибыли в прибыли от реализации концентрата, доли ед.

- годовая сумма амортизационных отчислений 520,5 млн. руб. (таблица 6.5).

Таким образом, ежегодный приток денежных средств по проекту составит  $2975,0 + 520,5 = 3\,495,5$  млн. руб.

Расчет чистого приведенного эффекта сводится в таблицу 6.6.

**Таблица 6.6**

### Определение чистого приведенного дохода (NPV)

Годы	Исходный денежный поток, млн.руб.	Дисконтирующий множитель при $r=18\%$	Дисконтированный денежный поток, млн.руб
1	2	3	4

0	-6602,8	1,000	-6602,8
1	3495,5	0,800	2796,4
2	3495,5	0,640	2237,1
3	3495,5	0,512	1789,7
4	3495,5	0,410	1431,8
5	3495,5	0,328	1145,4
6	3495,5	0,262	916,3
7	3495,5	0,210	733,1
8	3495,5	0,168	586,5
9	3495,5	0,134	469,2
10	3495,5	0,107	375,3
NPV			5878,0

Таким образом, реализация проекта обеспечит получение чистого приведенного дохода в размере 5878,0 млн. руб. Полученное значение  $NPV > 0$ , то есть по критерию чистый приведенный доход проект приемлем.

### Расчет индекса рентабельности инвестиций

$$PI = 12480,9 / 6602,8 = 1,9.$$

где **12480,9** – суммарный дисконтированный денежный поток за период реализации проекта, млн. руб.; **6602,8** – сумма инвестиций, млн. руб.

Полученное значение критерия больше единицы, то есть проект по данному критерию приемлем.

Для расчета внутренней нормы прибыли проекта принимаем значение коэффициента дисконтирования  $r_2$  равное 100 %. Расчет  $NPV(r_2)$  сводится в таблицу 6.7. Полученные значения чистого приведенного дохода для 1 и  $r_2$  подставляются в формулу для расчета внутренней нормы прибыли ( $IRR$ ).

**Таблица 6.7**

### Расчет чистого приведенного дохода при $r_2 = 100\%$

Годы	Исходный денежный поток, млн.руб.	Дисконтирующий множитель при $r=100\%$	Дисконтированный денежный поток, млн.руб
1	2	3	4
0	-6602,8	1,000	-6602,8
1	3495,5	0,500	1747,8
2	3495,5	0,250	873,9
3	3495,5	0,125	436,9

4	3495,5	0,063	218,5
5	3495,5	0,031	109,2
6	3495,5	0,016	54,6
7	3495,5	0,008	27,3
8	3495,5	0,004	13,7
9	3495,5	0,002	6,8
10	3495,5	0,001	3,4
NPV			-3110,7

$$IRR = 74,0 \%$$

Расчет дисконтированного срока окупаемости (*DPP*) проекта сводится в таблицу 6.8. Срок окупаемости инвестиций (капитальных вложений) определяется как минимальный период времени, в течение которого сумма чистых дисконтированных доходов равна сумме инвестиций.

**Таблица 6.8**

**Определение дисконтированного срока окупаемости капитальных вложений**

Год	ДДП	Кумулятивное возмещение капитальных вложений для ДДП
0	-6602,8	-6602,8
1	2796,4	-3806,4
2	2237,1	-1569,2
3	1789,7	220,5
4	1431,8	1652,3
5	1145,4	2797,7
6	916,3	3714,0
7	733,1	4447,1
8	586,5	5033,5
9	469,2	5502,7
10	375,3	5878,0

Как следует из таблицы 6.8, дисконтированный срок окупаемости проекта составит:

$$DPP = 2,1 \text{ год.}$$

Рассчитанный срок окупаемости капитальных вложений – 2,1 год, что меньше, чем нормативный период реализации проекта (5 лет), следовательно,

по критерию дисконтированный срок окупаемости инвестиций проект приемлем.

**Таблица 6.9**

**Основные технико-экономические показатели**

<b>Наименование показателей</b>	
1. Объем перерабатываемого рядового угля, тыс. т	2 800,0
2. Объем получаемой товарной продукции, тыс. т	2 133,4
3. Выход товарной продукции, %	76,19
4. Себестоимость 1 т товарной продукции, руб/т.	7 256,9
5. Удельные затраты на обогащение, руб. т	649,6
6. Численность ППП, чел.	230
7. Чистая прибыль, млн. руб.	2 975,0

**Таблица 6.10**

**Критерии эффективности проекта**

<b>Критерии</b>	
1. Освоено инвестиций, млн.руб.	6 602,8
2. Чистый приведенный эффект, млн. руб.	5 878,0
3. Индекс рентабельности инвестиций	1,9
4. Внутренняя норма прибыли, %	74,0
5. Срок окупаемости инвестиций, года	2,1

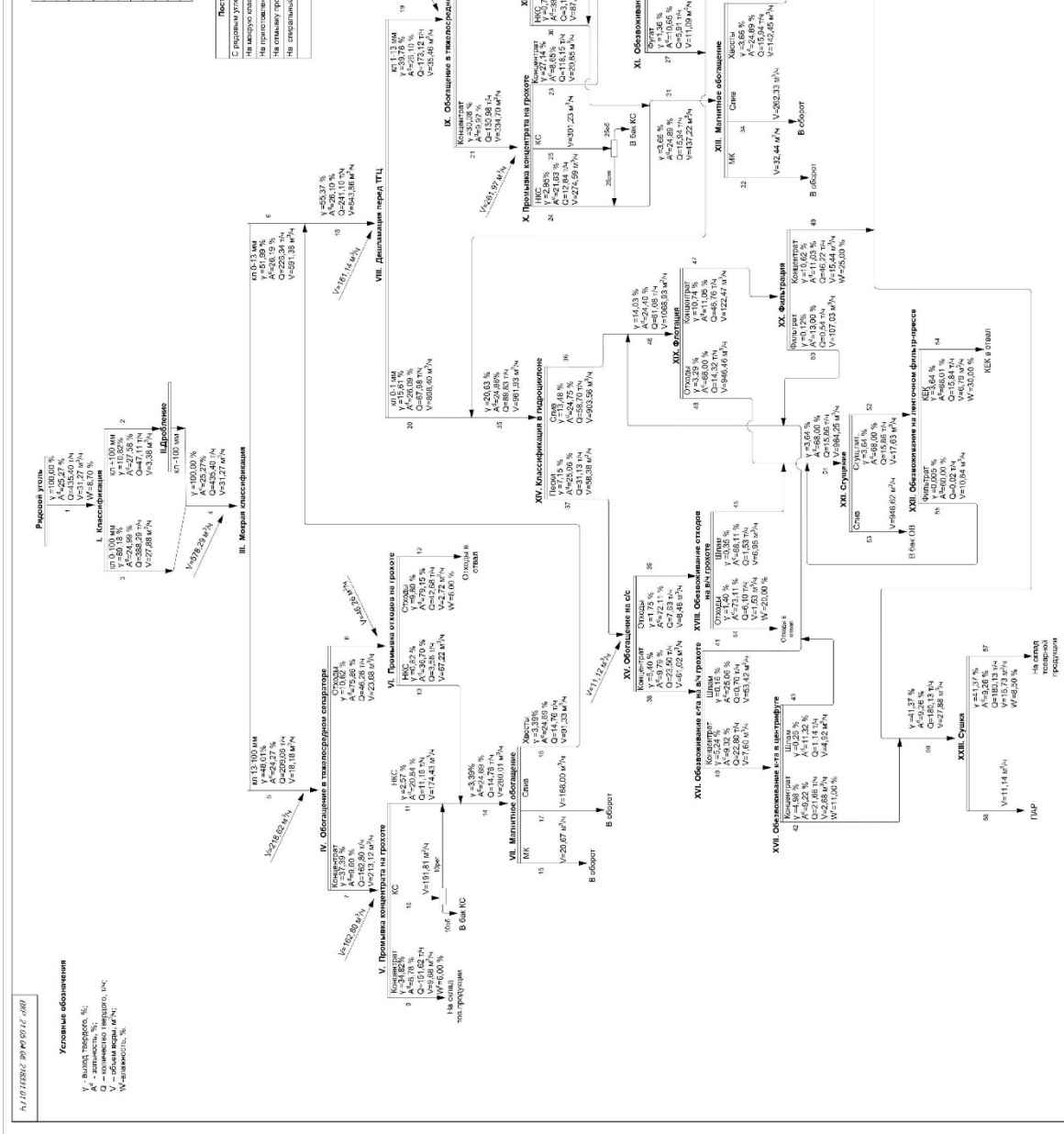
# 7.ГРАФИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

					ВКР21.05.04.06 218331 06 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		131

					ВКР21.05.04.06 218331 07 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		132

Баланс продуктов обложения			
Масса продукта	Масса	Масса	Масса
кг	т	т	т
Концентрат кл. 13,100 мм	34,82	8,78	151,02
Концентрат кл. 1,13 мм	25,78	8,55	112,24
Концентрат кл. 0,15 мм	4,38	9,22	21,66
Итого концентрат	76,19	9,04	331,75
Порошок после сушки	8,79	3,91	33,75
Порошок после промывки	8,79	3,91	33,75
Остаток кл. 13,100 мм	8,06	78,43	50,03
Остаток кл. 0,15 мм	1,40	73,11	6,10
Остаток кл. 0,5 мм	3,64	86,01	13,84
Итого отходы	23,81	77,20	103,65
Итого	100,00	25,27	435,40

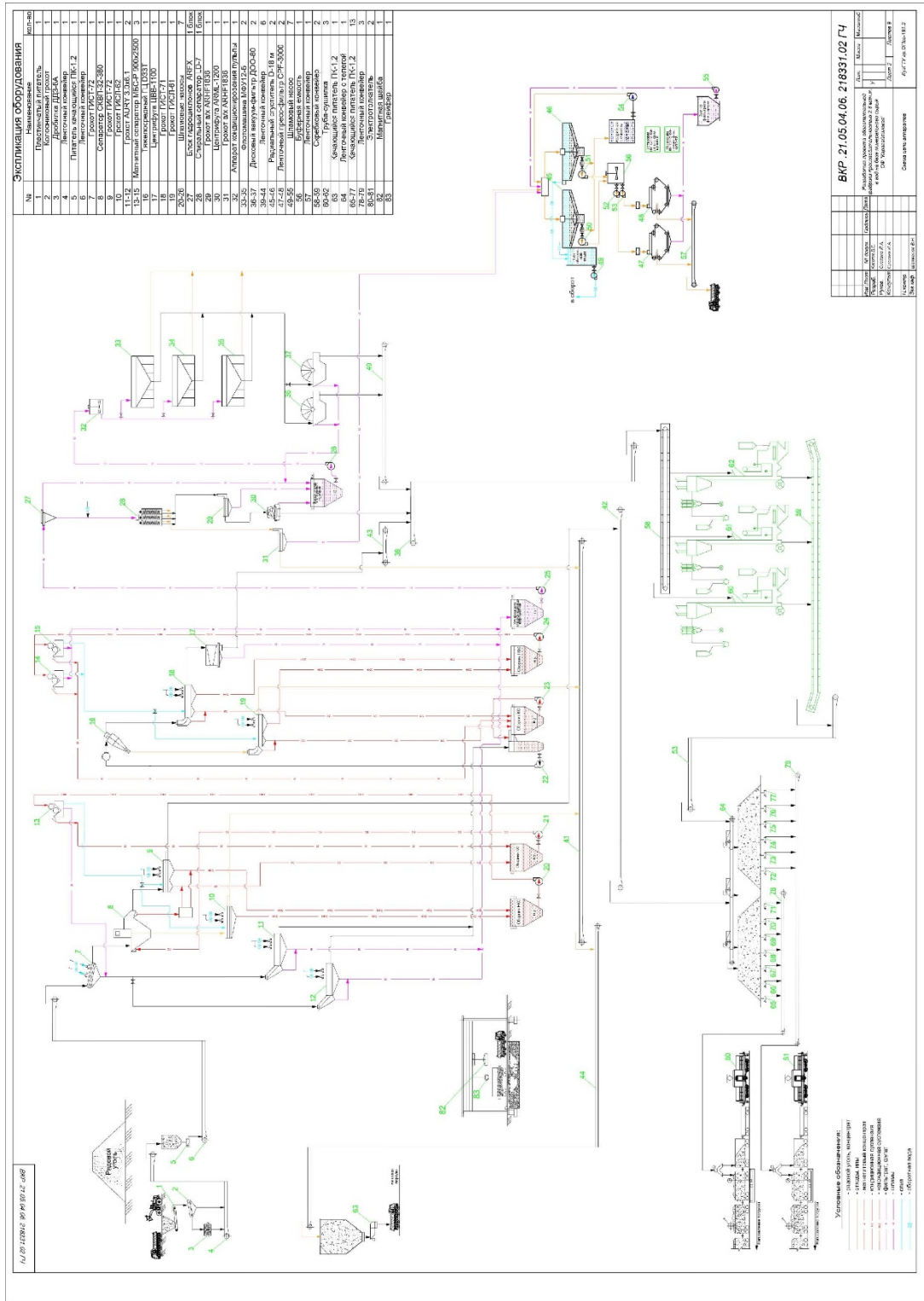
Баланс воды по фабрике	
М³/ч	Выход из процесса
С родовой водой	31,27
С водородом	42,77
На водородное электролизное оборудование	739,43
На стамбуку продукта обложения	93,75
На стамбуку продукта обложения	555,30
На стамбуку оператора	11,12
Итого	1430,87



ВКР 21.05.04.06 218331.01 ГЧ			
Имя	Место	Дата	Подпись
Исполнитель	Место	Дата	Подпись
Проверенный	Место	Дата	Подпись
Утвержденный	Место	Дата	Подпись
Согласованный	Место	Дата	Подпись

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата





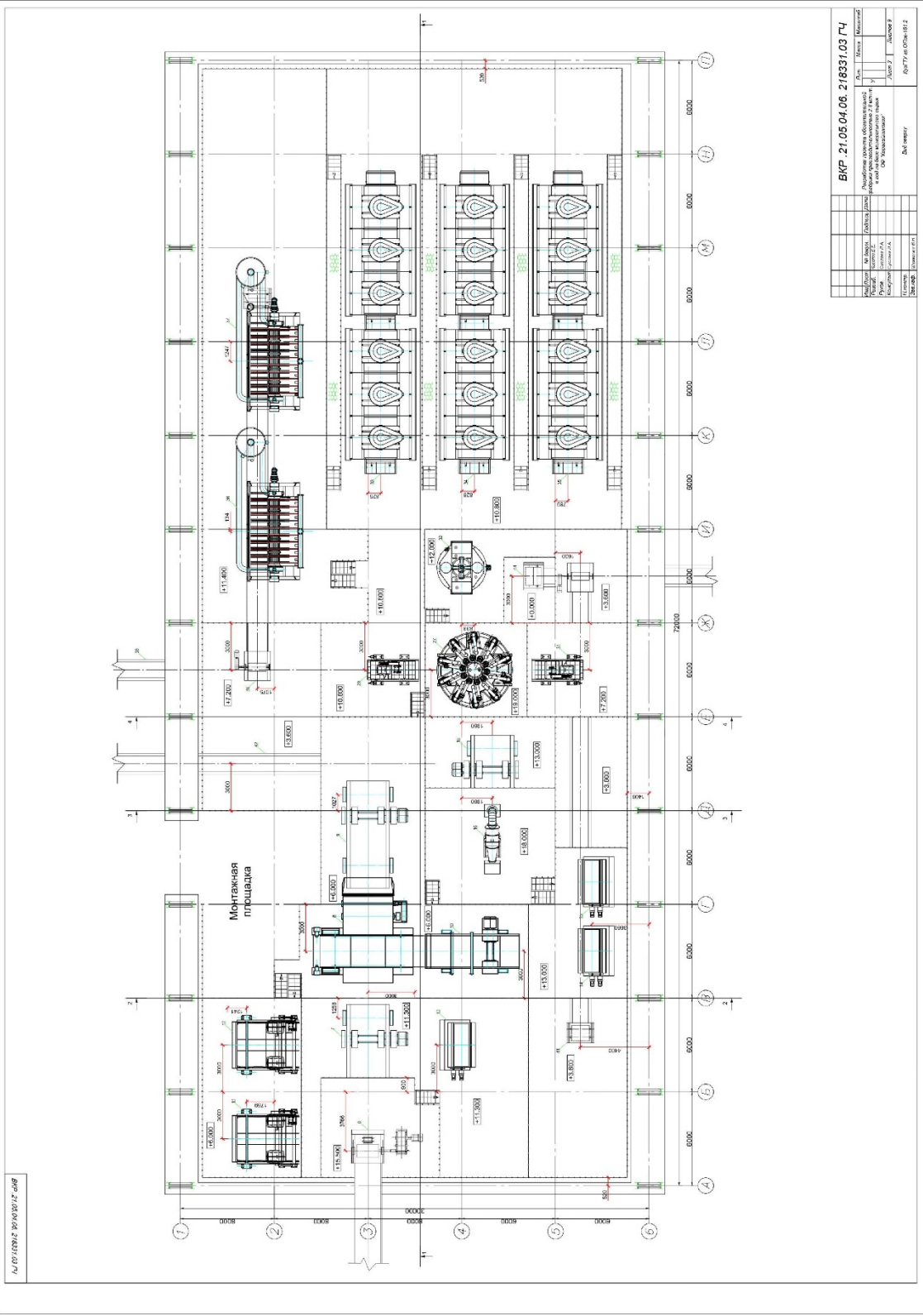
**БКР. 21.05.04.06. 218331.02 ГЧ**

№	Исполнитель	Дата	Масштаб
1	Исполнитель	Дата	Масштаб
2	Исполнитель	Дата	Масштаб
3	Исполнитель	Дата </td <td>Масштаб</td>	Масштаб

Согласовано: \_\_\_\_\_  
 Дата: \_\_\_\_\_

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

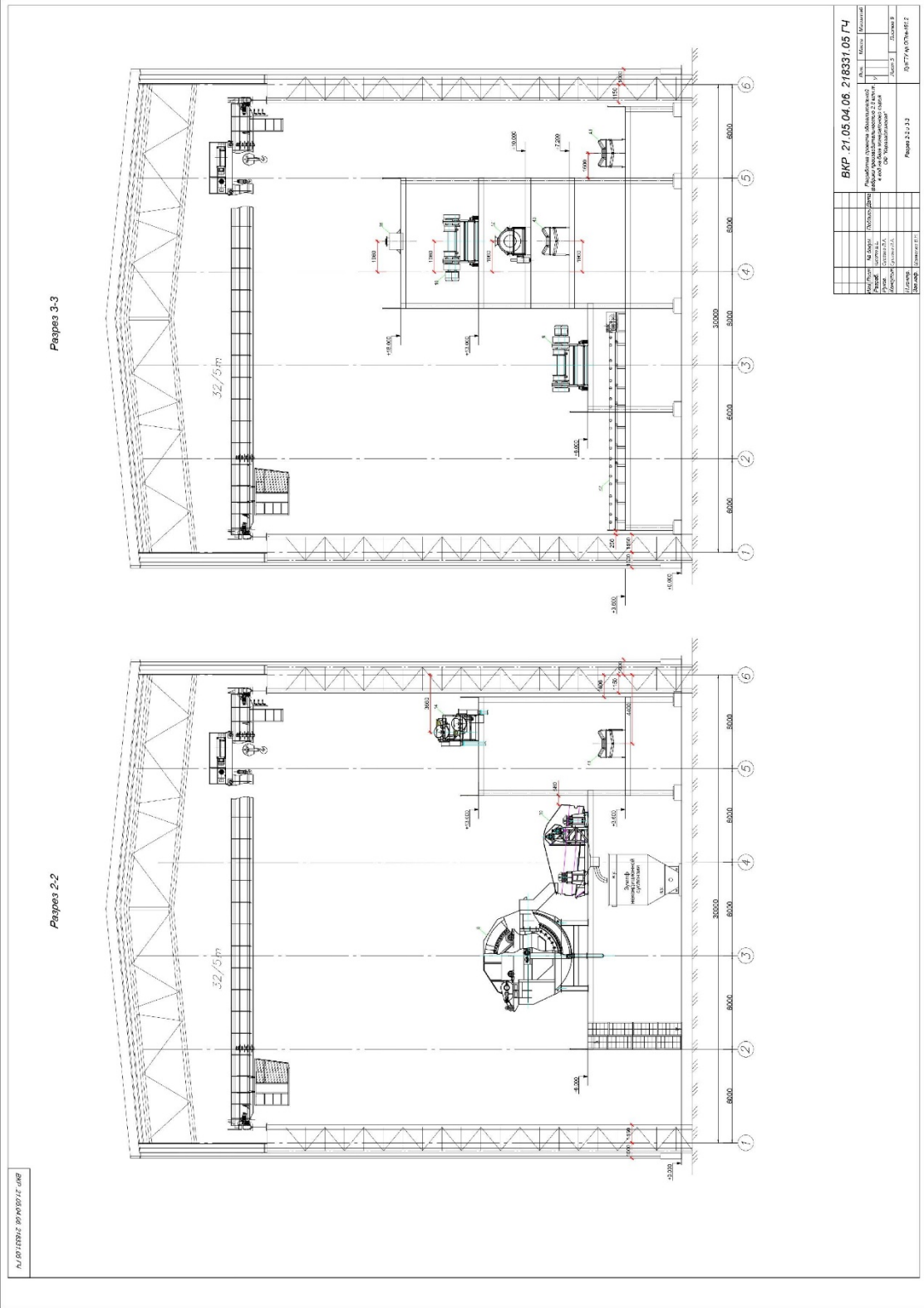
БКР21.05.04.06 218331 07 ПЗ



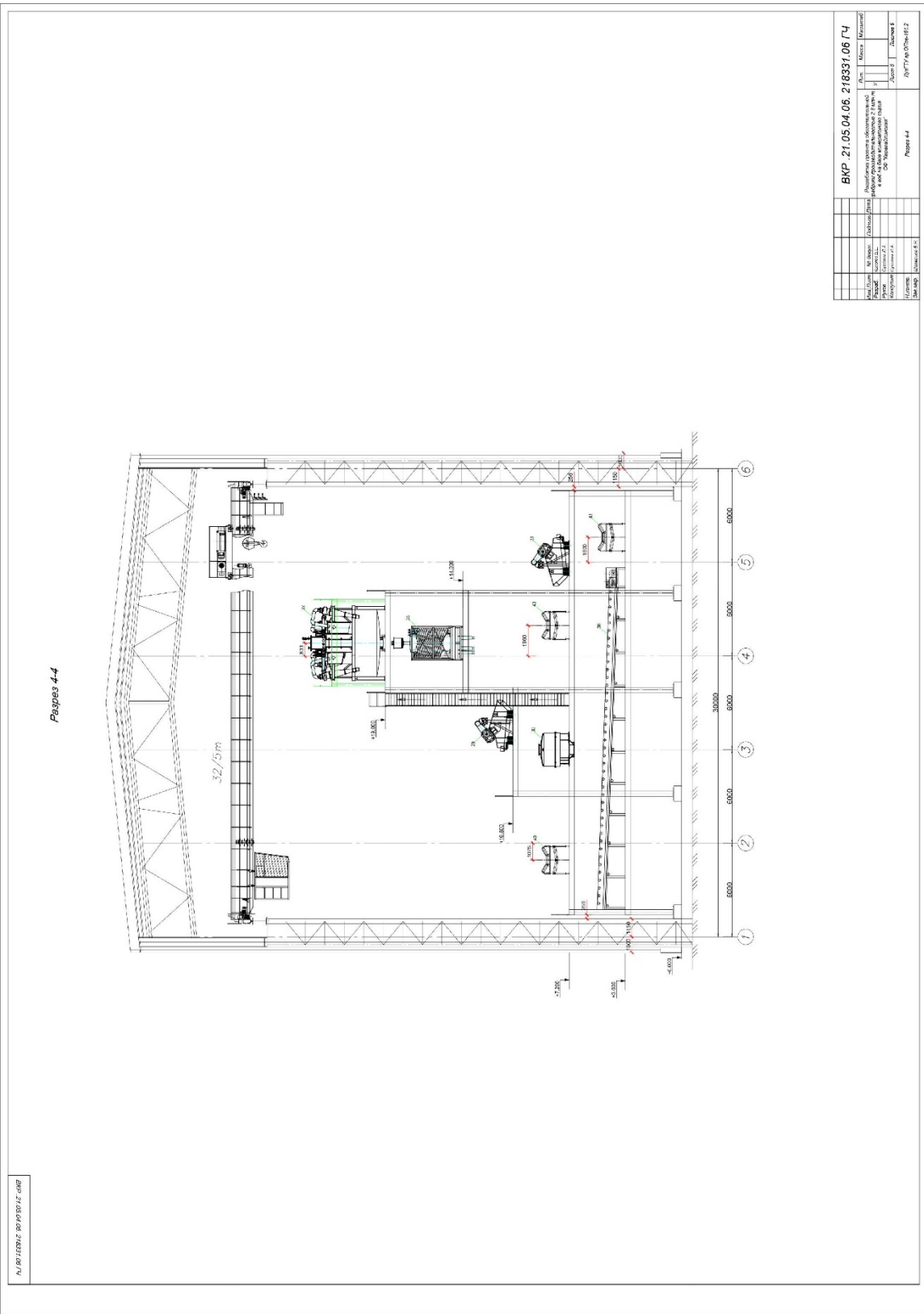
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

БВР21.05.04.06 218331 07 ПЗ





Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата



Лист № 4

ВКР 21.05.04.06. 218331.06 ПУ

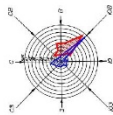
Исполнитель: [Имя], Руководитель: [Имя], [Имя]

№ п/п	Имя	Фамилия	Подпись	Дата
1				
2				
3				
4				
5				
6				

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ВКР21.05.04.06 218331 07 ПЗ

Л.В. ПЕТРОВ, В.В. КОЗЛОВ, И.А. СЕРОВ

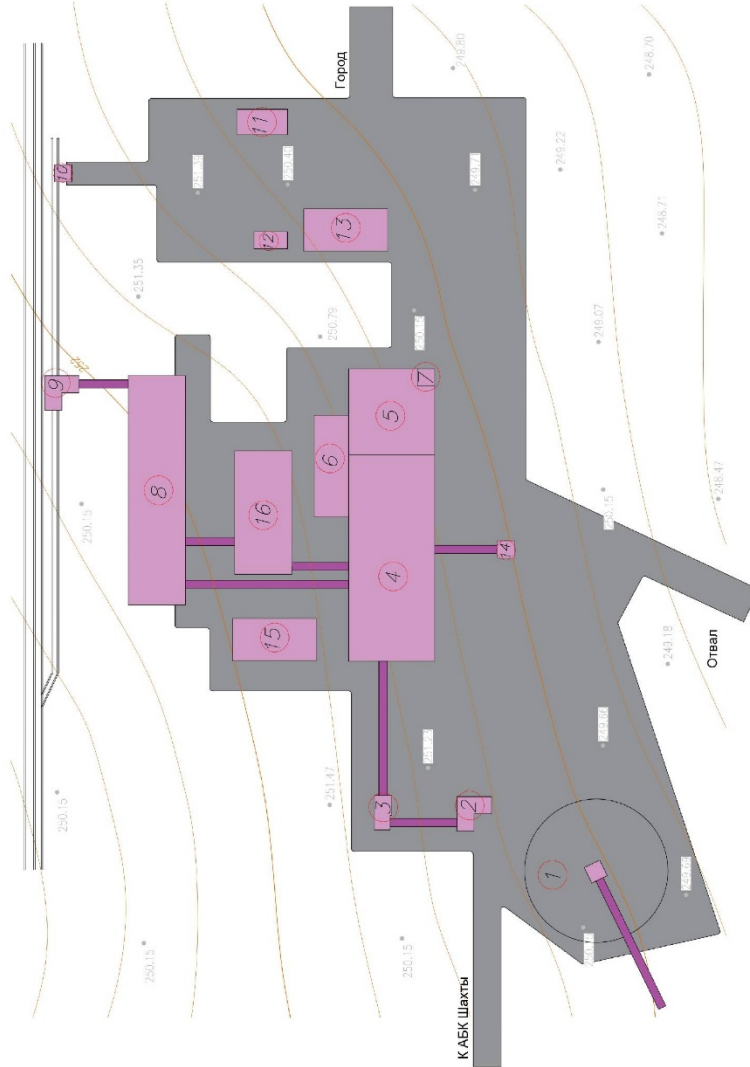


**Экспликация зданий и сооружений**

№	Наименование
1	Открытый склад разовых угля
2	Углерем
3	Наполнительный бункер
4	Цех обогащения
5	Цех сушки
6	Распределительный пункт
7	Помещение для вылова пены
8	Угерьный завод готовой продукции
9	Цех погрузки
10	Склад ЖРК
11	Котельная
12	Склад ТМЦ и мин. материалов
13	АБК с ОТК и УХП
14	Булеварный персонал
15	Промышленная насосная станция
16	Цех сушки

Условные обозначения:

- здания Оо
- Галереи
- Ж.Д. путь



№ докум.	№ листа	Рисунки	Листы	Всего листов	Дата	Масштаб
<p>ВКР. 21.05.04.06. 218331.07 ПЗ</p>						
<p>Информация об объекте: Проектная организация: ООО "Иркутский филиал Сибирского федерального университета"</p>						
<p>Информация об объекте: Объект: Шахта №2</p>						
<p>Информация об объекте: Составитель: Серов И.А.</p>						

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Л/К/01/2014 Ж/И/07/П.018

Основные технико-экономические показатели ОФ		
№	Показатель	Наименование
1	Объем перерабатываемого рядового угля, тыс.тонн	2 800,00
2	Объем получаемой товарной продукции, тыс.тонн	2 133,40
3	Выход товарной продукции, %	76,2
4	Себестоимость, руб.тонн	7 256,9
5	Удельные затраты на обогащение, руб.тонн	649,6
6	Численность, чел.	230
7	Чистая прибыль, млн.руб.	2 975,0

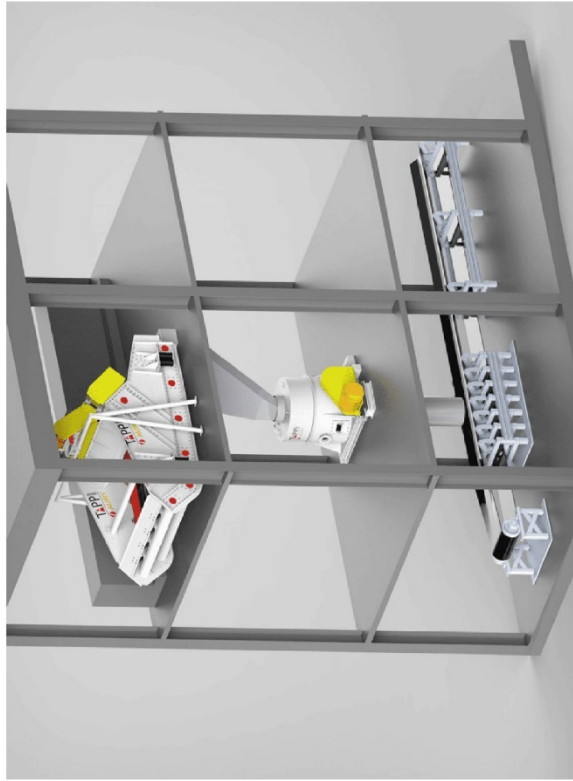
Критерии эффективности проекта	
№	Показатель
1	Освоено инвестиций, млн.руб.
2	Чистый приведенный эффект, млн.руб.
3	Индекс рентабельности инвестиций
4	Внутренняя норма прибыли, %
5	Срок окупаемости инвестиций, год

ВКР 21.05.04.06.218331.08 ГЧ	
Исполнитель	Исполнительная часть
Заказчик	Заказчик
Сторона 1	Сторона 2
Сторона 3	Сторона 4
Сторона 5	Сторона 6
Сторона 7	Сторона 8
Сторона 9	Сторона 10
Сторона 11	Сторона 12
Сторона 13	Сторона 14
Сторона 15	Сторона 16
Сторона 17	Сторона 18
Сторона 19	Сторона 20
Сторона 21	Сторона 22
Сторона 23	Сторона 24
Сторона 25	Сторона 26
Сторона 27	Сторона 28
Сторона 29	Сторона 30
Сторона 31	Сторона 32
Сторона 33	Сторона 34
Сторона 35	Сторона 36
Сторона 37	Сторона 38
Сторона 39	Сторона 40
Сторона 41	Сторона 42
Сторона 43	Сторона 44
Сторона 45	Сторона 46
Сторона 47	Сторона 48
Сторона 49	Сторона 50
Сторона 51	Сторона 52
Сторона 53	Сторона 54
Сторона 55	Сторона 56
Сторона 57	Сторона 58
Сторона 59	Сторона 60
Сторона 61	Сторона 62
Сторона 63	Сторона 64
Сторона 65	Сторона 66
Сторона 67	Сторона 68
Сторона 69	Сторона 70
Сторона 71	Сторона 72
Сторона 73	Сторона 74
Сторона 75	Сторона 76
Сторона 77	Сторона 78
Сторона 79	Сторона 80
Сторона 81	Сторона 82
Сторона 83	Сторона 84
Сторона 85	Сторона 86
Сторона 87	Сторона 88
Сторона 89	Сторона 90
Сторона 91	Сторона 92
Сторона 93	Сторона 94
Сторона 95	Сторона 96
Сторона 97	Сторона 98
Сторона 99	Сторона 100

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

№ 01/153312/07/07/07 ПЗ

## Дегидратационный комплекс



## Грохот AURY ARHF 1836



Наименование	Значения
Площадь просеивающей поверхности нижнего сита, м²	6,48
Пропускная способность (по паспорту) т/ч	30,0
Количество ярусов	1
Размер отверстий сит, мм	0,1
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	18,15
Габариты (L×B×H), мм	4112×3080×2462
Вес, кг	5819

## Центрифуга ARML-1200



Наименование	Значения
Пропускная способность (паспортная), т/ч	50-70
Диаметр корзины, мм	1200,0
Мощность электродвигателя, кВт	55,0
Влажность воздуха на входе, %	10-10
Размер отверстия сит, мм	0,2-0,5
Габариты (L×B×H), мм	2919×2757×1805
Вес, кг	6750,0

№	Показатель	Сравнительные показатели		
		Влажность до внедрения дегидратационного комплекса	Влажность после внедрения дегидратационного комплекса	4-
1	Концентрат после с/с	72,2	72,2	0,0
2	Концентрат после дугового сита	37,2	-	-
3	Концентрат после в/ч грохота	-	25,0	-
4	Концентрат после центрифуги	15,0	11,0	-4,0

№ докум.	№ докум.	№ докум.	№ докум.	№ докум.	№ докум.
Исполн.	Исполн.	Исполн.	Исполн.	Исполн.	Исполн.
Провер.	Провер.	Провер.	Провер.	Провер.	Провер.
Утверд.	Утверд.	Утверд.	Утверд.	Утверд.	Утверд.
Дата	Дата	Дата	Дата	Дата	Дата

ВКР 21.05.04.06.218331.09 ПЗ

Составитель: ИИ.2

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

ВКР21.05.04.06 218331 07 ПЗ



## Список используемой литературы

1. Временные нормы технологического проектирования обогатительных фабрик: ВНТП 3-92. -М., 1992.-181 с.
2. ГОСТ 32349-2013. Угли каменные и антрациты Кузнецкого и Горловского бассейнов для технологических целей [Электронный ресурс]- режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200107860> .
3. Гравитационные методы обогащения: методические указания по выполнению курсового проекта для студентов специальности 130405 «Обогащение полезных ископаемых» очной и заочной форм обучения / сост.: В. И. Удовицкий, А. Н. Сывороткин; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2008.
4. ГОСТ 4790-2017. Определение и представление показателей фракционного анализа [Электронный ресурс]- режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200158896>.
5. ГОСТ 10100-84. Угли каменные и антрациты. Метод определения обогатимости [Электронный ресурс]- режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200024133>.
6. Артюшин, С. П. Проектирование углеобогатительных фабрик/ С. П. Артюшин. – М.: Недра, 1974.
7. Артюшин, С. П. Сборник задач по обогащению углей. – М.: Недра, 1979. – 223 с.
8. Минтопэнерго РФ от 15.07.1993 N 164 об утверждении инструкции по расчету производственных мощностей действующих предприятий по добыче и переработке угля (сланца)
9. Методика определения производительности инерционных грохотов при грохочении каменных и бурых углей, антрацитов и горючих сланцев. М.- 1930.
9. Методика определения производительности инерционных грохотов при грохочении каменных и бурых углей, антрацитов и горючих сланцев. М.- 1930.

					ВКР21.05.04.06 218331 07 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		141

10.Центрифуги серии для обезвоживания рядового угля, концентрата и угольного шлама [Электронный ресурс]- режим доступа к журн.: [http://www.siebtechnik-tema.com/wp-content/uploads/2020/06/wb217russ\\_Zentr-Kohle\\_2017.pdf](http://www.siebtechnik-tema.com/wp-content/uploads/2020/06/wb217russ_Zentr-Kohle_2017.pdf).

11.Антипенко Л.А., Силютин С.А. Обогащение углей: проектирование, опробование и контроль. М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерский центр», 2019.-520 с.

12.Определение параметров трассы и тяговый расчёт ленточных конвейеров обогатительных фабрик [Электронный ресурс]: методические указания по практическому занятию по дисциплине «Конвейерный транспорт» для всех обучающихся всех форм обучения / В. Н. Бобриков, А. Ю. Захаров; КузГТУ.Электрон.дан. –Кемерово, 2018.

13.Расчёт и выбор основных узлов ленточных конвейеров внутрифабричного транспорта [Электронный ресурс]: методические указания к разделу курсовой работы по дисциплине «Транспортные устройства и хвостовое хозяйство» для студентов специальности 130405 «Обогащение полезных ископаемых» всех форм обучения / С. В. Пешков; КузГТУ. Электрон. дан.– Кемерово, 2011.

14.Золотко А.А. Самылин Н.А. Обогащение угля –М.:Недра, 1972-208 с.

15.Ремезов А.В. –Обогащение полезных ископаемых. Учебное пособие- Кемерово, 2006.-327 с.

16. Артюшин С.П. Обогащение углей. – М.: Недра, 1975 – 371 с.

17. <https://tapp-group.ru/contacts>

					ВКР21.05.04.06 218331 07 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		142

18.Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 1 декабря 2011 г. N 677 «Об утверждении Положения о пылегазовом режиме на углеобогачительных фабриках (установках)» [Электронный ресурс]- режим доступа: <http://base.garant.ru/70117800>.

19.Федеральный закон от 21.07.1997 N 116-ФЗ (ред. От 08.12.2020) О промышленной безопасности опасных производственных объектов [Электронный ресурс]- режим доступа: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_15234/6e24082b0e98e57a0d005f9c20016b1393e16380](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_15234/6e24082b0e98e57a0d005f9c20016b1393e16380).

20.Осипова Л.М. Экономика и менеджмент горного производства учеб. Пособие/Л.М. Осипова, Т.А. Казимирская; ГУ КузГТУ.-Кемерово,200-.-136 с.

						Лист
						142
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		