

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
ФЕДЕРАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ЦЕНТР
«КОЛЬСКИЙ НАУЧНЫЙ ЦЕНТР РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК»
(ФИЦ КНЦ РАН)
ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ КНЦ РАН
(ГоИ КНЦ РАН)

На правах рукописи



ФОМИН АЛЕКСАНДР ВЛАДИМИРОВИЧ

**НАУЧНОЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ
ГРАВИТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ ГЕМАТИТСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ В
ПОТОКАХ МАЛОЙ ТОЛЩИНЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЧИСЛЕННОГО
МОДЕЛИРОВАНИЯ**

Специальность 2.8.9 – «Обогащение полезных ископаемых (технические науки)»

Диссертация на соискание учёной степени
кандидата технических наук

Научный руководитель –
кандидат технических наук
Хохуля М.С.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
Глава 1. Анализ современного состояния исследований по изучению сегрегации материала при гравитационной переработке различных руд	10
1.1. Обзор теории и практики использования гравитационных аппаратов для разделения тонких фракций руд	10
1.2. Теоретические и экспериментальные исследования явления сегрегации при гравитационном обогащении	15
1.3. Применение методов вычислительной гидродинамики при моделировании процессов разделения гетерогенных сред с твердой фазой при гравитационном обогащении	21
1.4. Современная практика получения гематитового концентрата из железорудного сырья на базе винтовой сепарации	24
1.5. Выводы, определение задач и направления исследований	34
Глава 2. Описание методики компьютерного моделирования процесса винтовой сепарации на базе методов вычислительной гидродинамики	36
2.1. Математические формулировки уравнений гидродинамики, используемых при моделировании работы винтовых аппаратов	37
2.2. Численное решение системы дифференциальных уравнений	42
2.3. Описание алгоритма разработки численной модели винтовой сепарации	49
2.4. Выводы	60
Глава 3. Численное моделирование процесса гравитационного обогащения минерального сырья в рабочем объеме обогатительного оборудования	61
3.1. Численное моделирование свободного и стесненного падения минеральных частиц пластинчатой формы в жидкой среде	61
3.1.1. Определение скорости свободного падения частиц неправильной формы методами численного моделирования	62
3.1.2. Определение скорости стесненного падения частиц методами численного моделирования	66
3.2. Численное моделирование гравитационного разделения гематитсодержащего промпродукта основной магнитной сепарации АО «Олкон» на винтовых аппаратах	69
3.3. Исследование процесса сегрегации минеральных частиц по плотности на винтовых аппаратах с использованием методов численного моделирования	80
3.4. Выводы	85
Глава 4. Совершенствование гравитационной технологии получения гематитового концентрата на обогатительной фабрике АО «Олкон»	87
4.1. Обзор существующей технологии получения гематитового концентрата на обогатительной фабрике АО «Олкон»	88
4.2. Опробование и анализ эффективности существующей технологии получения гематитового концентрата	90

4.3. Промышленные испытания винтовой сепарации в цикле получения гематитового концентрата на обогатительной фабрике АО «Олкон».....	96
4.3.1. Промышленные испытания винтового шлюза	99
4.3.2. Промышленные испытания винтового сепаратора	106
4.3.3. Сравнение показателей обогащения, полученных при промышленных испытаниях винтового шлюза и винтового сепаратора.....	115
4.4. Разработка технологии получения гематитового концентрата	117
4.4.1. Технологические исследования по дообогащению продуктов первой стадии винтовой сепарации	117
4.4.2. Оценка эффективности использования концентрации на столах и магнитной сепарации в цикле доводочных операций.....	123
4.4.3. Исследования по повышению эффективности обогащения промпродукта винтовой сепарации при использовании доизмельчения	127
4.5 Рекомендуемая схема получения гематитового концентрата	133
4.6. Предварительная экономическая оценка разработанной технологии	139
4.7. Выводы.....	146
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	147
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	149

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Современное развитие железорудной отрасли России в значительной мере характеризуется вовлечением в переработку сырья с низким содержанием массовой доли железа, тонкой вкрапленностью рудных минералов, близкими физико-механическими свойствами, что существенно осложняет получение качественных концентратов при одновременном увеличении их объемов и высоких технико-экономических показателей производства.

В настоящее время для большинства месторождений железосодержащих руд наблюдается тенденция постоянного понижения качества добываемого минерального сырья при одновременной необходимости увеличения объемов и качества получаемых концентратов. В связи с отработкой большей части наиболее легкообогатимых богатых руд, в переработку поступает бедный тонковкрапленный материал сложного вещественного состава. Данное обстоятельство обуславливает необходимость развития ресурсосберегающих технологий обогащения, обеспечивающих комплексное выделение ценных компонентов, эффективное разделение мелкозернистых материалов, обладающих низкой себестоимостью переработки, а также отвечающих современным требованиям экологической безопасности.

Для окисленных железистых кварцитов месторождений Заимандровского района характерно сокращение запасов минерально-сырьевой базы, а также снижение содержания различных форм железа в добываемых рудах. Эффективность работы обогатительного предприятия железорудной отрасли с целью увеличения продолжительности его деятельности в первую очередь связана с реализацией комплекса мероприятий, обеспечивающих полноту и комплексность извлечения полезных компонентов из руд действующих месторождений с одновременным улучшением качества выпускаемого железорудного концентрата. Одним из направлений решения данной проблемы является повышение эффективности гравитационного цикла получения гематитового концентрата, который характеризуется высокими потерями тонких фракций ценного минерала с отвальными хвостами и низким качеством выделяемого концентрата.

Необходимость совершенствования технологий гравитационного обогащения железорудного сырья, в частности, окисленных железистых кварцитов, состоящих из тонкозернистого материала, требует проведения исследований по изучению закономерностей разделения тонких фракций частиц при реализации гравитационных процессов в потоках малой толщины. Нераскрытым остается потенциал в использовании явления сегрегации при разделении таких минеральных частиц. Возникает необходимость

исследования этого процесса и практического оформления его результатов. Развитие теоретических основ обогащения мелких фракций возможно осуществить путем использования современных методов моделирования, например, с привлечением методов вычислительной гидродинамики.

Таким образом, актуальность работы обусловлена необходимостью повышения полноты и комплексности обогащения железорудного сырья оптимизацией гравитационного извлечения тонких фракций ценных минералов.

Объект исследований – процессы гравитационного обогащения гематитсодержащего минерального сырья в винтовых потоках малой толщины.

Предмет исследований – закономерности сегрегационного разделения минеральных частиц на винтовых аппаратах и факторы, влияющие на ее эффективность.

Цель работы – научное обоснование, разработка и апробация способов повышения эффективности выделения тонких фракций гематита из железорудного сырья с использованием винтовой сепарации, обеспечивающих снижение потерь полезного компонента с отвальными хвостами и повышение качества конечного гематитового концентрата.

Идея работы заключается в использовании закономерностей сегрегационного разделения минеральных частиц на винтовых аппаратах, установленных на основе численного моделирования, для повышения эффективности обогащения тонких фракций железорудного сырья.

Задачи исследований:

1. Изучить вещественный состав и минералого-технологические особенности гематитсодержащего сырья, получаемого при переработке окисленных железистых кварцитов, для выбора и обоснования способов их гравитационного обогащения.

2. На основе численного моделирования определить закономерности движения минеральных частиц различной крупности и плотности на рабочей поверхности винтовых аппаратов и гидродинамические особенности процесса винтовой сепарации.

3. Разработать методику количественной оценки явления сегрегации и выявить закономерности данного процесса на базе численного моделирования винтовой сепарации с определением факторов, оказывающих влияние на эффективность сегрегации минеральных частиц.

4. Разработать и обосновать новые технологические решения для гравитационного обогащения тонких минеральных частиц на основе выявленных закономерностей их гравитационного разделения

5. Провести опытные и промышленные испытания предлагаемых технологических решений по повышению эффективности гравитационного обогащения тонких фракций минерального сырья для внедрения их на действующем производстве.

Методы исследований: обобщение и анализ научно-технической информации; гранулометрический, минералогический, химический методы анализа, определение степени раскрытия минералов; методы вычислительной гидродинамики и дискретных элементов; лабораторные и промышленные исследования по обогащению с использованием винтовой сепарации, концентрации на столе, центробежной концентрации, высокоинтенсивной магнитной сепарации, методов рудоподготовки; статистические методы обработки результатов.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Численная модель винтовой сепарации, основанная на системе дифференциальных уравнений неразрывности и сохранения импульса, модифицированных для учета многофазности разделительной среды, генерации и диссипации турбулентной кинетической энергии, а также уравнений баланса сил, действующих на минеральные частицы, решаемых методом конечных объемов, позволяет с требуемой точностью определить качественно-количественные показатели обогащения минерального сырья и гидродинамические параметры разделения.

2. Установлены закономерности сегрегации минеральных частиц по плотности по высоте винтового потока малой толщины:

- увеличение содержания твердого в питании винтового аппарата обеспечивает повышение эффективности сегрегации;
- уменьшение кривизны профиля поперечного сечения винтового желоба, способствует интенсификации сегрегации мелких фракций минеральных частиц.

3. Обоснованы направления повышения эффективности гравитационного разделения гематитсодержащего сырья Заимандровской группы месторождений:

- в качестве основного способа обогащения немагнитной фракции с переменным содержанием ценного компонента целесообразно использование двухстадиальной винтовой сепарации с выделением на первой стадии объединенного концентрата и промпродукта для стабилизации качественно-количественных показателей при получении гематитового концентрата, а также применение винтовых аппаратов с поперечным профилем в виде слабонаклонной кривой для повышения эффективности обогащения тонких фракций исходного питания;

- с целью раскрытия сростков ценного минерала в промежуточном продукте винтовой сепарации и получения из него концентрата кондиционного качества необходимо его доизмельчение до крупности менее 0,2 мм в шаровой мельнице с последующим дообогащением на винтовом шлюзе;

- доводочные операции следует производить с использованием концентрационного стола, что обеспечивает стабильное получение гематитового концентрата с содержанием железа общего не менее 62% при сквозном извлечении гематитового железа около 75% и более высокие качественно-количественные показатели по сравнению с винтовой сепарацией и высокоинтенсивной магнитной сепарацией.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается большим объемом экспериментальных исследований, сопоставимостью результатов, вычислительных, лабораторных экспериментов и промышленных испытаний в условиях действующего производства, оценкой полученных данных методами математической статистики, применением современного программного обеспечения, оборудования и средств измерения.

Научная новизна результатов состоит в следующем.

1. Разработана методика моделирования винтовой сепарации, основанная на применении математического аппарата методов вычислительной гидродинамики, позволяющая прогнозировать качественно-количественные показатели обогащения при различных режимах разделения минерального сырья, а также определять гидродинамические параметры потока суспензии.

2. На основании разработанного метода количественной оценки эффекта сегрегации в винтовых потоках малой толщины выявлена зависимость эффективности процесса сегрегации минеральных частиц по плотности от массовой доли твердого в исходном питании и профиля поперечного сечения винтового аппарата.

3. Установлено, что повышение качественно-количественных показателей гравитационного обогащения тонких фракций минерального сырья на винтовых аппаратах возможно достичь за счет интенсификации эффекта сегрегации.

Практическая значимость работы

1. Предложена компьютерная модель процесса винтовой сепарации гематитсодержащего сырья, на основании расчета которой выполнена оценка ее эффективности и даны рекомендации к ее практической реализации.

2. В промышленных условиях испытана и рекомендована к внедрению технология винтовой сепарации гематитсодержащего промпродукта основной магнитной сепарации

АО «Олкон», обеспечивающая повышение качественно-количественных показателей его переработки.

3. Выбраны и обоснованы конструктивные параметры винтовых аппаратов, оптимальные режимы разделения винтовой сепарацией, концентрацией на столе, а также рудоподготовки промежуточных продуктов, которые обеспечивают эффективное выделение гематита из исходного питания в получаемый концентрат.

4. Разработана гравитационная технология обогащения промпродукта магнитной сепарации, в настоящее время поэтапно реализуемая на АО «Олкон», которая обеспечивает существенный прирост качества гематитового концентрата с 45% до 62% по железу общему и извлечения гематита на величину около 35%, что в результате обеспечит увеличение объемов получаемого концентрата на уровне 75 тысяч тонн в год.

Реализация результатов работы

Разработанная методика численного моделирования использована в научно-исследовательских работах, выполненных для промышленного предприятия, с целью обоснования целесообразности внедрения винтовой сепарации в цикле получения гематитового концентрата.

Разработанная гравитационная технология получения гематитового концентрата принята к внедрению на обогатительной фабрике АО «Олкон» и частично реализована на ряде секций фабрики.

Апробация работы

Основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались на 10 международной научной школе молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» (Москва, 2013); на научно-технической конференции с участием иностранных специалистов «Экологическая стратегия развития горнодобывающей отрасли – формирование нового мировоззрения в освоении природных ресурсов» (Апатиты, 2014); на VI школе молодых ученых «Геотехнология и обогащение полезных ископаемых» (Апатиты, 2015); на 12 международной школе молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» (Москва, 2015); на XIV конференции пользователей CAD/FEM/ANSYS (Санкт-Петербург, 2017); на X научно-практической конференции с международным участием «Цифровая трансформация экономики и промышленности» ИНПРОМ-2019 (Апатиты, 2019); на международной конференции «Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья» Плаксинские чтения – 2020 (Апатиты, 2020), Международной конференции «Проблемы комплексной и экологически безопасной

переработки природного и техногенного минерального сырья» Плаксинские чтения – 2021 (Владикавказ, 2021).

Публикации

Основные положения диссертации опубликованы в 16 работах, в том числе в 7 статьях в рецензируемых научных журналах, входящих в перечень ВАК.

Личный вклад автора заключается в постановке и обосновании цели и идеи исследования, формулировке задач; анализе научно-технической литературы по теме диссертации; разработке методики компьютерного моделирования для прогнозирования технологических показателей обогащения; проведении лабораторных экспериментов и промышленных испытаний; обработке и интерпретации результатов численного моделирования; разработке эффективной схемы переработки, направленной на повышение качественно-количественных показателей обогащения; написании текстовой части публикаций и докладов.

Объем и структура работы диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, списка использованных источников из 82 наименований, содержит 155 страниц машинописного текста, 66 рисунков, 27 таблиц.

Глава 1. Анализ современного состояния исследований по изучению сегрегации материала при гравитационной переработке различных руд

1.1. Обзор теории и практики использования гравитационных аппаратов для разделения тонких фракций руд

Усилия исследователей и конструкторов аппаратов гравитационного обогащения всегда были направлены на решение двух важнейших и связанных между собой проблем: повышение точности разделения руд на составляющие их компоненты и увеличение производительности обогатительного оборудования. В XX веке большая часть месторождений наиболее богатых и легкообогатимых руд была отработана, и перед обогатителями возникла проблема вовлечения в переработку тонковкрапленных руд сложного вещественного состава, что потребовало создания аппаратов и технологий, способных обеспечить эффективное разделение продуктов тонких классов. В этих условиях основным направлением развития гравитационного метода разделения стало теоретическое обоснование и разработка технологий и аппаратов для гравитационного обогащения мелкозернистых и тонкодисперсных материалов [10].

Разделение частиц при гравитационном обогащении обычно происходит в движущейся среде с различным содержанием твердого в ней. Можно выделить два вида разделения частиц – гидравлическое и сегрегационное. Гидравлическим называется разделение частиц, при котором силы взаимодействия между частицами малы по сравнению с гидродинамическими силами. Гидравлическое разделение происходит по законам свободного и стесненного падения частиц. Сегрегационным называется разделение частиц в условиях их соприкосновения, при которых силы взаимодействия между частицами преобладают над гидравлическими [28].

Сегрегация может происходить под влиянием возмущающих сил переменного направления, возникающих при колебаниях среды, в которой производится обогащение (отсадочные машины), или при колебаниях рабочей поверхности аппарата (концентрационные столы, вибрационные шлюзы). Наиболее благоприятным фактором для сегрегации являются колебания собственно разделяемых частиц, а не возмущения и колебание среды и(или) рабочей поверхности. Если мы создадим условия для колебаний разделяемых частиц, то тем самым достигнем самой высокой эффективной и быстрой их сегрегации по размеру и плотности. Скорость расслаивания при сегрегации увеличивается с повышением крупности и разности в плотностях разделяемых частиц, интенсивности вибраций и уменьшением толщины слоя. Она зависит также от формы частиц. Сегрегация

имеет значение также для тех процессов, при которых объемное содержание твердого в пульпе достаточно велико (30-50%). К ним относятся отсадка, концентрация на столах, суживающихся желобах и т.д. Однако зачастую в этих аппаратах сегрегация протекает в гидродинамическом режиме, в силу чего тонкие частицы взмучиваются и не улавливаются [2].

При *отсадке* минимальная крупность обогащаемого материала составляет 0,1 мм для марганцевых, железных, оловянных, вольфрамовых, золотосодержащих руд и руд редких металлов [47]. Для данного способа разделения характерен ряд недостатков. Уменьшение крупности обогащаемого материала снижает эффективность разделения, но повышает плотность разделения. Чем труднее обогатимость полезных ископаемых (по данным фракционного анализа), тем больше взаимозасоряемость фракциями продуктов обогащения. Низкая прочность зёрен обогащаемого материала приводит к ошламование и потерям компонента с лёгким продуктом. Повышенное содержание зёрен плоской формы отрицательно сказывается на свойствах слоёв, т.к. снижается их пропускная способность. Увеличение загрузки материала увеличивает скорость его продвижения через отсадочную машину, а, следовательно, уменьшает время пребывания в машине и снижает точность разделения [19]. Также в качестве недостатка можно выделить то, что отсадка не имеет единой общепризнанной интерпретации. До сего времени теоретические представления о расслоении частиц в постели отсадочной машины носят характер гипотез [54], что препятствует дальнейшей модернизации аппаратов. В частности, при реализации технологии обогащения железистых кварцитов Заимандровской группы месторождений на АО «Олкон», получение гематитового концентрата осуществляется с использованием отсадочных машин, которые отличаются невысокой степенью обогащения. При разделении мелкие зерна материала выносятся в верхние слои псевдооживленной суспензии с последующими безвозвратными потерями гематита с хвостами отсадки как основной, так и перечистой операции. По этой причине извлечение гематитового железа в суммарный концентрат отсадки не превышает 50% [53].

Простейшими аппаратами, применяемыми для обогащения руд являются *шлюзы*, которые имеют большую степень концентрации и весьма просты по устройству [18]. На шлюзах обогащают неклассифицированные или имеющие широкий диапазон крупности бедные продукты. Верхний предел крупности 100 мм. Шлюзы применяют в основном для извлечения золота, платины, касситерита [54], т.е. при разделении минералов существенно различающихся по плотности. При работе на неподвижных шлюзах велика доля ручного

труда. Существуют шлюзы с подвижной рабочей поверхностью, где нет необходимости производить ручной сполоск материала.

На эффективность работы шлюзов оказывают влияние такие параметры как удельная производительность, площадь поверхности шлюза, угол наклона, тип трафарета, скорости движения жидкости в желобе, гранулометрический и минералогический состав питания [47,54]. Также большое значение имеет частота сполоска концентрата.

Многолетняя практика эксплуатации шлюзов показывает, что основные потери ценного компонента происходят за счет:

- мелких классов (крупность менее 0,25 мм);
- частиц пластинчатой формы;
- сростков минералов [18].

Иногда для разделения тонких продуктов используются орбитальные шлюзы периодического действия [54]. Шлюзы «Бартлез-Мозли» работают на питании крупностью $-0,1+0,005$. Для доводки используются ленточные концентраторы «Кроссбелт». Однако эти аппараты характеризуются малой степенью концентрации.

Шлюзы являются простым и дешевым, но относительно неэффективным оборудованием. Они занимают определенное место в обогатительной промышленности и их продолжают применять для переработки бедных россыпей золота, олова или других свободных минералов, особенно в отдаленных регионах, где техническая база ограничена [3].

Для извлечения тонких фракций ценных минералов из различных видов природного и техногенного минерального сырья также используются *винтовые сепараторы и винтовые шлюзы*. Винтовые сепараторы применяют:

- при обогащении россыпей редких металлов для выделения ильменита, рутила, циркона, монацита и других минералов в черновой коллективный концентрат с максимальным извлечением (до 90-95%) в него ценных компонентов, который подлежит доводке методами электрической и магнитной сепарации, флотации и др. Винтовые сепараторы устанавливают на стационарных и переносных обогатительных установках, а также на драгах при обогащении титансодержащих россыпей;

- при обогащении руд олова и редких металлов в качестве основных обогатительных аппаратов (во всех стадиях обогащения);

- при обогащении слабомагнитных железных руд самостоятельно или в сочетании с флотацией, магнитной сепарацией, обогащением в тяжелых суспензиях и др. При этом на большинстве фабрик обогащению на винтовых сепараторах подвергают спекуляритовые

(гематитовые) и магнетито-гематитовые руды, у которых раскрытие основной массы рудных минералов происходит при крупности измельчения 0,6-1,17 мм [47].

Они просты по конструкции, не требуют затрат механической энергии, занимают мало места и удобны в обслуживании. К недостаткам работы винтовых сепараторов следует отнести сравнительно низкое извлечение мелких частиц и то, что сростки ценных минералов с пустой породой плохо извлекаются [3].

При изменении гранулометрического и минералогического состава исходного питания в значительной степени изменяются режимы работы аппарата и процессы, протекающие при обогащении на винтовых сепараторах, это, в свою очередь, вызывает нестабильность показателей обогащения.

Другим аппаратом, используемым для извлечения тонких классов ценных минералов, является *суживающийся желоб*. Данные устройства применяются на некоторых обогатительных фабриках, перерабатывающих пески редких металлов и в некоторых случаях, на фабриках, обогащающих коренные руды олова и редких металлов [47]. Желоба применимы для разделения любых двух минералов, которые действительно свободны друг от друга в примерном диапазоне крупности -1+0,05 мм. Ведение технологического процесса как правило не требует вмешательства в режим потока как внутри желоба, так и в области разгрузки продуктов обогащения. Однако максимальная крупность продукта, который можно эффективно концентрировать, ближе к 0,5 мм. Механизм разделения основан на принципах сегрегации, следовательно, лучше происходит сепарация материала, в котором тяжелый материал значительно мельче легкого [3].

К недостаткам этих устройств относятся малая степень концентрации, малая производительность, возможность работы только на плотной исходной пульпе, резкое ухудшение показателей работы при колебаниях объема и плотности питания. Эти обстоятельства вызывают необходимость введения перечисток продуктов, применения оборудования для сгущения пульпы и ее транспортирования и особенно четкой организации технологического процесса [47].

В настоящее время для обогащения мелких классов руд применяют в основном *концентрационные столы* [17, 24, 54]. При обогащении руд олова, вольфрама, редких, благородных, черных металлов и других полезных ископаемых крупностью от 40 мкм до 2 мм концентрационные столы дают наилучшие технологические показатели по сравнению со всеми другими аппаратами обогащения [18, 30].

Разработано множество конструкций концентрационных столов, различающихся формами и поверхностями дек, характером движения дек и другими параметрами. Столы выпускаются различными компаниями, такими как Goldfield Engineering, Holman Wilfley, Silver Springs, Roche за рубежом; ОАО «Завод Труд» и институте «Иргиредмет» в России [21, 35, 66-67, 74-75].

Основной недостаток концентрационных столов, который ограничивает их применение на обогатительных фабриках – это малая удельная производительность.

Одним из наиболее распространенных аппаратов в практике обогащения золота и некоторых других минералов, имеющих повышенное значение плотности, являются *центробежные концентраторы* [8, 54]. По способу разрыхления постели их можно разделить на два типа:

1) путем подачи воды сквозь осевшую постель через отверстия в стенках каналов улавливающей чаши;

2) путем механического разрыхления постели, либо непосредственным воздействием разрыхлителя, либо наложением высокочастотных колебаний или деформаций.

Наибольшее распространение получили концентраторы фирм «Итомак», «Knelson» и «Falcon» [31], они относятся к первому типу. Второй тип концентраторов представлен аппаратами производства компаний ОАО «МНПО Полиметалл», ОАО «Грант», «Орокон» [23, 26-27].

Недостатками концентраторов «Knelson» являются сравнительно небольшой верхний предел крупности обогащаемого материала, недостаточно эффективное обогащение тонких частиц и прерывность работы [37]. К недостаткам концентратора «Falcon» можно отнести необходимость частого сполоска, в противном случае происходит снижение извлечения тонких классов руды [55]. Существенным недостатком, характерным для всех центробежных концентраторов, является отсутствие возможности визуально контролировать процесс обогащения (в отличие от концентрационного стола, где разделение можно наблюдать на деке стола и вносить необходимые корректировки в работу аппарата). Также центробежные концентраторы не показывают высоких технологических показателей при разделении мелких фракций руды, значение плотностей которых находится в диапазоне 4,5-7 г/см³ [7-8].

На основании вышеизложенного можно констатировать, что в настоящее время стоит проблема разработки высокопроизводительного гравитационного обогатительного

оборудования, позволяющего эффективно осуществлять обогащение тонких классов руд и материалов.

1.2. Теоретические и экспериментальные исследования явления сегрегации при гравитационном обогащении

Сегрегация (от позднелат. *segregatio* – отделение) – распределение зерен минеральных смесей по крупности под действием гравитационных сил и вибрации, например на шлюзе или концентрационном столе (мелкие зерна располагаются в нижней части слоя), насыпанием зернистого материала (более крупные куски скатываются к основанию кучи) [40]. В гравитационном обогащении под явлением сегрегации понимается распределение минеральных зерен по крупности, плотности и форме в условиях их соприкосновения под влиянием возмущающих сил переменного направления.

Несмотря на то, что при гравитационном обогащении (обогащение на концентрационных столах, в суживающихся желобах, на винтовых сепараторах и т.д.) сегрегация играет большую роль и зачастую силы, обуславливающие сегрегационное разделение, преобладают над гидравлическими, до настоящего момента явление сегрегации является слабоизученным, что подтверждается немногочисленным количеством литературных источников по данному вопросу. В основном они носят общий характер и в большей степени относятся к процессам грохочения. До сих пор не разработано полной математической модели данного процесса.

Впервые явление сегрегации было качественно описано Ф. Дайером в 1929-м году [60] проведением экспериментальной работы на деревянных и железных шариках различных размеров, подвергнутых сотрясениям в стеклянном цилиндрическом сосуде (рисунок 1.1). В результате выполненных исследований оказалось, что мелкие железные шарики сконцентрировались в самом нижнем слое, над ними образовался слой крупных железных шариков, выше расположились мелкие деревянные и сверху — крупные деревянные шарики (рисунок 1.1).

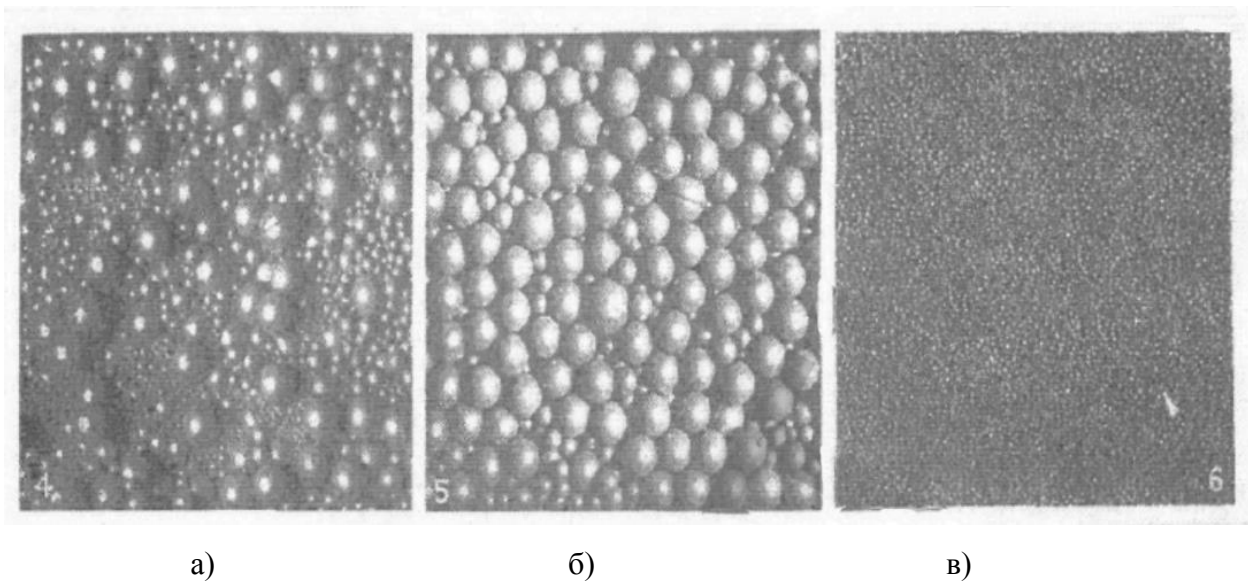


Рисунок 1.1 – Деревянные (а) и железные шары (б, в), использованные в опыте

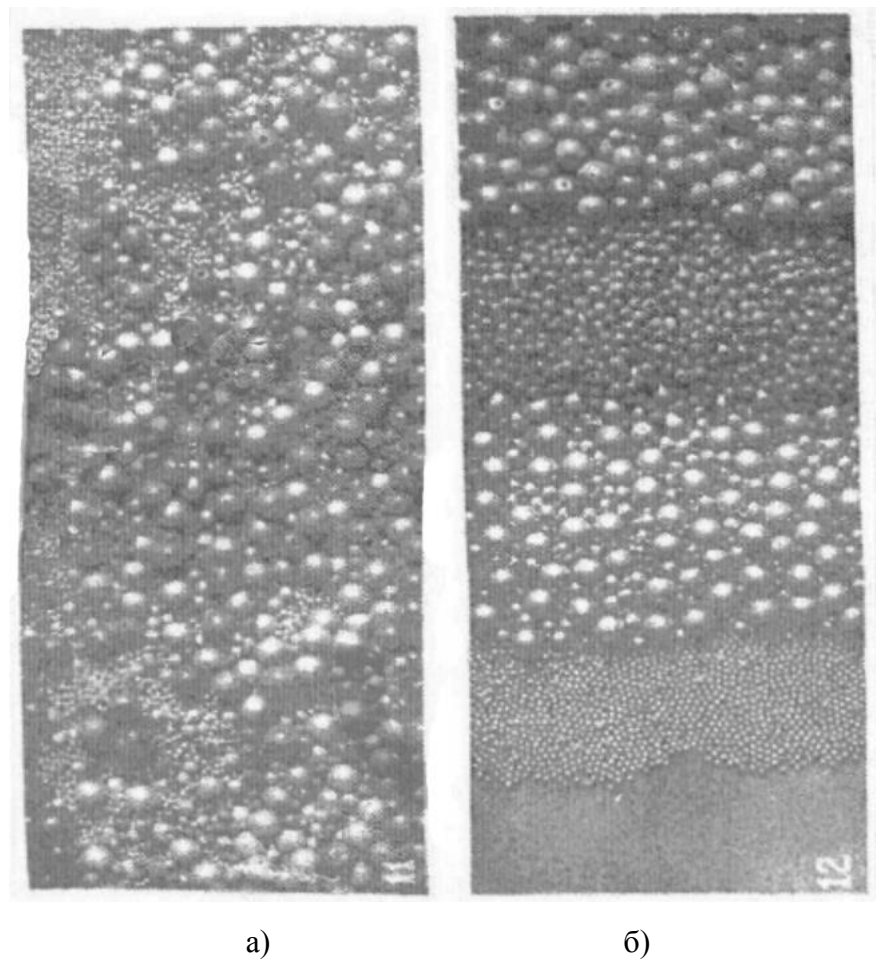


Рисунок 1.1 - Смешанные шары до опыта (а) и после опыта (б) по исследованию процесса сегрегации

Полученное явление Дайер назвал обратной классификацией, т.е. классификацией, как по размеру, так и по плотности. Он отмечает, что скорость сегрегации возрастает при увеличении разницы в размерах частиц, приходя к выводу, что присутствие воды уменьшает вес частиц и для их сегрегации требуются менее интенсивные колебания.

Данный эксперимент описывается также в монографии В.П. Лященко [30]. Показано, что обратная классификация вызывается сотрясательными движениями установки и состоит в том, что мелкие зерна просеиваются сквозь крупных и концентрируются в нижних слоях. Процесс просеивания идет постепенно и обуславливается инерцией зерен, подвергающихся сотрясениям. При сотрясательных движениях, каждая частица, обладающая большей массой, будет стремиться вниз, кроме того, в промежутки, остающиеся между крупными частицами, будут проникать вниз мелкие зерна, которые займут в итоге самый нижний слой.

В.М. Бочковский [12] рассматривает сегрегацию как наиболее важный аспект теории и практики гравитационного обогащения, изучая несколько способов расслаивания, в том числе и в потоке жидкости, текущей по наклонной поверхности. Экспериментально установлено увеличение интенсивности сегрегации при увеличении разности в плотности и крупности частиц, а также при увеличении частоты колебаний и уменьшении толщины слоя. Также отмечено преобладающее влияние расклинивающего действия мелких зерен на вышележащие частицы. Однако поставленные опыты описывают только некоторые общие закономерности процесса сегрегации.

Р. Л. Браун разделяет сегрегацию на два вида: первый – сегрегация в гравитационных аппаратах, второй – это сегрегация, которая имеет место в бункерах при транспортировке материала, когда она является нежелательным фактором. Автор показывает, что расслоение происходит наиболее интенсивно при колебаниях в слое, состоящем из частиц одной крупности, приходя к заключению, что на сегрегацию оказывают влияния такие параметры, как разрыхленность и крупность зерен. В качестве других причин, влияющих на расслоение частиц дробленого угля, он выделяет плотность, коэффициент трения, форму, эластичность частиц и другие [57].

Б. В. Кизевальтер связывает сегрегацию частиц, движущихся в потоке по наклонной поверхности, с действием на них турбулентных вихрей и взаимным воздействием частиц, которые обусловлены неравномерным распределением скорости по глубине взвешенного слоя. Он считает, что основным фактором, определяющим разрыхление и расслоение, является подъемная сила, вызванная взаимными столкновениями частиц [24]. Подобного мнения придерживается и Р.О. Берт [3].

Попытки теоретического описания основ сегрегации частиц получили развитие в исследованиях И.И. Блехмана, Г.Ю. Джанелидзе и В.Я. Хаймана [4-6], рассматривавших разделение сыпучих смесей под действием вибраций, при наличии сил взаимодействия между разделяемыми частицами типа сухого трения. В результате детерминистского подхода и анализа авторы приходят к выводу, что погружение или всплывание тел в данном случае может обуславливаться тремя взаимодействующими факторами: отличием плотности частицы от плотности среды; несимметрией сил сопротивления среды, при которой сила сопротивления при движении частиц вверх меньше, чем при движении вниз; несимметрией закона колебания среды. Однако приведенное авторами теоретическое объяснение процесса сегрегации требует дальнейших уточнений. В частности, с его помощью нельзя объяснить проникновение в постель мелких частиц, размер которых меньше размера частиц постели, но больше размера промежутков между ними [24].

А.Д. Учитель в статье [48] исследует сегрегацию, которая имеет место при грохочении. Он вводит термин интенсивность сегрегации, определяющий скорость расслоения материала. Для определения этого параметра он разбивает материал на подслои, каждый из которых характеризуется своей скоростью и концентрацией. Однако приведенный расчет скорости расслоения зерен является приблизительным, не учитывает ряд факторов, также отсутствует сравнительный анализ полученных результатов с опытными данными.

Е.А. Непомнящий рассматривает явление сегрегации в процессе отсадки [33]. С целью установления закономерностей процесса расслоения минеральных зерен по крупности и плотности, а также для управления процессами обогащения автор предлагает связать характеристики процесса сегрегации с технологическими параметрами работы обогатительных аппаратов. Им предложено уравнение кинетики расслоения смеси, где характер распределения частиц по толщине слоя зависит от эмпирических коэффициентов, определяемых опытным путем.

Е.С. Лапшин и В.П. Надутый отмечают роль сегрегации при вибрационном грохочении и предлагают численное моделирование как один из путей совершенствования этого процесса. Для описания расслоения создана вероятностная модель, где в качестве основного параметра используется вероятность нахождения частиц в контактном слое грохотимого сырья. Однако авторами не определены причины, обуславливающие процесс сегрегации [29].

И.Н. Исаев в книге [22], посвященной концентрационным столам, говорит о том, что расслоение по крупности и плотности – основной фактор, определяющий процесс

обогащения на данном аппарате. После проведения ряда исследований и анализа других работ автор делает некоторые выводы, касающиеся процесса расслоения:

1) при расслоении материала по крупности и удельному весу оно более эффективно наблюдается в водной среде;

2) расслоение материала по удельным весам происходит тем быстрее, чем больше различие в удельных весах разделяемых минералов, чем в большей степени разрыхлен материал, чем меньше по высоте слой материала, чем больше крупность обогащаемого материала и чем меньше вязкость среды, в которой происходит расслоение;

3) расслоение материала на деке стола происходит как по удельным весам, так и по крупности;

4) расслаивание материала на деке стола происходит в условиях стесненного падения так же, как на отсадочных машинах, но стесненность падения на деке стола больше, поскольку в отсадочных машинах обогащаемый материал получает большее разрыхление и большие скорости восходящего потока от действия поршня (или диафрагмы) и подрешетной воды.

С.И. Полькин [41] вводит определение сегрегации (естественное перераспределение по крупности с учетом удельных весов) при описании обогащения на отсадочных машинах с качественным описанием явления сегрегации. Расслоение вызывается более быстрым соприкосновением больших зерен при уплотнении, при этом мелкие зерна проходят через свободные пространства, препятствуя дальнейшему оседанию крупных зерен. Также восходящие потоки воды в промежутках между частицами оказывают сопротивление оседанию мелких частиц. Автор отмечает влияние размера, плотности, формы частиц и эффективной плотности среды на скорость осаждения зерен.

В.Д. Иванов и С.А. Прокопьев в монографии [20], посвященной винтовым аппаратам, рассматривают расслоение частиц по плотности и крупности. Для исследования данного процесса авторы вводят коэффициент расслоения с изучением скорости свободного и стесненного падения частиц и выявлением особенностей падения тяжелых частиц в межзерновых каналах. Предлагается и описывается модель расслоения, основанная на принципе доски Гальтона. После серии опытов с моделью делается вывод об аналогичности процесса сегрегации с процессом расслоения на отсадочной машине, при этом скорость расслоения рассматривается с позиции ускоренного падения частиц. За причину ускоренного падения или разделения по плотности принималась частая вибрация решета.

А.В. Богданович в своих многочисленных работах [7, 9, 11] исследует разделение в центробежных концентраторах Knelson, Falcon и др. Он разделяет эти аппараты на 2 типа: концентраторы, где взвешивание частиц происходит струями воды, и концентраторы, где разрыхление происходит механическим путем, посредством колебаний или деформаций. У концентраторов второго типа определяющим процессом при разделении является сегрегация – просеивание тонких частиц между крупными. Концентраторы сегрегационного типа обеспечивают более высокое извлечение тонких частиц с высокой плотностью. Для улавливания крупных частиц необходимо обеспечить большее разрыхление постели. Большое значение имеет также и структура постели: сегрегационное разделение проявляется сильнее, когда частицы постели грубее, чем улавливаемый компонент.

Особого внимания заслуживают оригинальные исследования А.М. Васильева [13-14, 16], особенностью которых является создание установки и метода исследования процесса сегрегации мелкозернистых материалов в воздушной и водной среде различной вязкости при наложении вертикальных колебаний. Установка представляет собой цилиндр, образованный металлическими кольцами, поставленными друг на друга, на который накладываются гармонические и частично-гармонические колебания. В результате выполненных исследований автор делает следующие выводы:

а) в воздушной среде:

- скорость сегрегации уменьшается с увеличением доли сегрегирующих мелких частиц в постели, состоящей из крупных зерен;
- скорость сегрегации максимальна в первые секунды проведения опыта;
- определены характеристики колебаний, при которых скорость сегрегации достигает максимальных значений;
- при увеличении плотности частиц скорость их сегрегации в кварцевой постели растет;
- на скорость сегрегации значительное влияние оказывает форма частиц, при низких значениях коэффициента формы частицы могут иметь пониженные скорости сегрегации;

б) в водной среде:

- скорость сегрегации в водной среде меньше по сравнению со скоростью сегрегации в воздушной среде, при этом общие закономерности влияния различных факторов на сегрегацию частиц, как в воде, так и в воздухе аналогичны;
- увеличение вязкости снижает скорость сегрегации частиц [15].

Пелевин А.Е. в статьях [38-39] рассматривает сегрегацию частиц на грохоте. Расслоение по крупности он объясняет двумя взаимосвязанными процессами:

1) замещением мелкими частицами постоянно высвобождающегося пространства над ситом грохота за счет выхода под решето других мелких частиц;

2) сегрегацией частиц на вибрирующей поверхности: мелкие частицы проникают в пространство между крупными и продвигаются к решетке грохота, подклинивая крупные частицы и вытесняя их в верхний слой материала.

Автором предложена математическая модель процесса сегрегации. Произведена проверка соответствия модели реальному процессу. Однако автором учитывается только сегрегация частиц по крупности, сегрегация по плотности не рассматривается.

К. Гальвин (K. Galvin) в своих работах [64-65] исследует разделение минеральных частиц в гидравлическом сепараторе новой конструкции. Он отмечает влияние сегрегации на процесс обогащения, однако не проводит каких-либо исследований явления сегрегации. Особое внимание автор уделяет определению скорости жидкости и частиц в аппарате.

Таким образом, можно сделать вывод о том, большинство исследователей гравитационного обогащения отмечают влияние явления сегрегации на процесс обогащения, однако данный феномен не имеет удовлетворительного теоретического описания, также до настоящего момента не было предложено адекватной модели данного процесса.

1.3. Применение методов вычислительной гидродинамики при моделировании процессов разделения гетерогенных сред с твердой фазой при гравитационном обогащении

Моделирование находит широкое применение при исследовании процессов обогащения полезных ископаемых. Сегодня целесообразность модельного обеспечения научных исследований и сложных технических разработок не вызывает сомнений.

Вычислительная гидродинамика (англ.: Computational Fluid Dynamics - CFD) является одним из наиболее перспективных направлений моделирования динамики жидкости. На данный момент практика моделирования методами вычислительной гидродинамики процессов гравитационного обогащения ограничена в России, однако за рубежом исследователи всё чаще применяют данный подход при проектировании оборудования и изучении обогатительных процессов.

К. Гальвин в статье [62] при исследовании влияния наклонных пластин на характер расширения суспензии в псевдооживленном слое в гидравлическом сепараторе использовал методы вычислительной гидродинамики. Эксперименты производились в ламинарном режиме. В статье приведены результаты расчета скорости суспензии, объемной концентрации твердого в расчетном объеме модели, получены зависимости объемного содержания твердого от расхода воды. Однако автор не приводит каких-либо данных подтверждающих адекватность полученных результатов, кроме того расчетная область являлась двухмерной, что также ограничивает применение модели.

Часть статей, связанная с моделированием обогатительных процессов методами вычислительной гидродинамики, посвящена циклонам и гидроциклонам. С. Разиех (S. Raziye) в работе [72] приводит результаты трехмерного моделирования процесса классификации в промышленном гидроциклоне с целью оптимизации данного аппарата. После проверки достоверности модели проведены исследования по влиянию содержания твердого в пульпе, расхода питания и диаметра верхней части гидроциклона на его рабочие характеристики. Было показано, что уменьшение содержания твердого, диаметра верхней части аппарата и повышение расхода пульпы увеличивают эффективность гидроциклона. Установка вертикального металлического стержня в центре гидроциклона по результатам моделирования позволяет снизить потери давления в аппарате. В качестве ограничения модели автор отмечает, что только при содержании твердого в пульпе менее 10% достигаются удовлетворительная точность расчетов.

М. Нарашима (M. Narashima) в статье [70] дает критическую оценку существующим численным моделям, используемым для расчета производительности гидроциклонов, и предлагает собственную модель этого аппарата. В качестве непрерывной фазы использовалась вода, в качестве дисперсных – воздух и известняк плотностью 2700 кг/м^3 . Было выделено 5 классов крупности исходного материала 4,25 мкм, 13,8 мкм, 27 мкм, 55,4 мкм, 110,34 мкм. Нарашима приводит результаты расчета объемной концентрации частиц различного диаметра в аппарате, а также кривой классификации, которая подтверждается экспериментальными данными.

Другая модель циклона предложена компанией ANSYS Inc. – разработчиком программной системы ANSYS Fluent. С помощью моделей турбулентности, представленных в ANSYS, можно точно смоделировать закрученный поток в циклоне, возможно описать взаимодействие частица-частица, частица-стенка, эффект блокировки частиц в объеме аппарата. Разработанная модель циклона позволит оптимизировать

перепад давления в рабочем объеме и повысить эффективность разделения исходного материала. Достоверность модели подтверждена экспериментами [76].

Ряд авторов описывают в своих работах модели винтовых аппаратов. М. Дохэйм (M. Doheim) в статье [61] описывает модель движения суспензии на винтовом сепараторе для обогащения угля при низких (0.3% и 3%) концентрациях твердого. Исходное питание, использованное при проведении вычислительных экспериментов, состояло из смеси частиц угля, кварца и стеклянных шариков. Для проверки адекватности модели автор сравнивает зависимости массового содержания частиц в пульпе от расстояния от центральной оси сепаратора полученной при моделировании с экспериментальными данными и приходит к следующему выводу: при содержании твердого 0.3% достигается хорошая сопоставимость экспериментальных и расчетных данных. Были получены характеристики и зависимости распределения частиц и скорости жидкости на винтовой поверхности. В качестве недостатка исследования можно выделить то, что автор использовал расчетную область, которая представляет собой только один виток сепаратора, ограниченный сверху границей раздела вода-воздух, и это не позволяет полноценно исследовать процесс разделения в моделируемом аппарате.

Б. Мэтьюс (B. Matthews) в статье [68] описывает модель винтового сепаратора, предназначенного для обогащения угля. При низком содержании твердого 0.3% были получены радиальные распределения объемной концентрации частиц по поверхности желоба в зависимости от их крупности. Расчетные данные согласуются с физическими экспериментами.

Б. Мишра (B. Mishra) [69] в своей работе рассматривает способ моделирования винтовых аппаратов, который учитывает столкновения частиц. В работе используется 2 вида частиц одинакового диаметра с плотностями 2400 кг/м^3 и 4800 кг/м^3 . Проверка адекватности модели производилась путем сравнения содержания тяжелых частиц в материале, который был отделен отсекателем, установленным после первого витка сепаратора. Разработанная модель позволила автору определить положения отсекателей, при которых достигается максимальная эффективность обогащения.

К. Солнордэл (C. Solnordal) [77] приводит результаты численного моделирования работы отсадочной машины IPJ-1500, производимой компанией «Gekko Systems». Были получены данные по распределению скоростей и траекторий движения суспензии, выявлена область, в которой происходит рециркуляция потока. В качестве ограничений модели можно выделить то, что расчетная область является двухмерной, кроме того суспензия рассматривается как однофазный континуум.

Ю. Ся (Y. Xia) в статье[82] описывает результаты моделирования сегрегации частиц в отсадочной машине. Расчетная сетка является двухмерной, ограниченной прямоугольной областью, расположенной над решеткой аппарата. В результате вычислений были получены распределения частиц в расчетной области, а также поля скоростей жидкости в различные моменты времени, которые согласуются с экспериментальными наблюдениями.

В другой своей работе[81] Ся использует методы вычислительной гидродинамики для моделирования разделения частиц угля в гидравлическом сепараторе. В статье представлены результаты физических экспериментов по разделению угля на лабораторной установке, а также приводятся данные по целой серии вычислительных экспериментов. Разработанная модель позволяет определить поля скоростей в сепараторе, положение частиц в его рабочем объеме, кривые разделения при различных скоростях жидкости, что в свою очередь дает возможность обосновать выбор геометрических параметров аппарата и оценить эффективность его работы. Автор приходит к выводу, что система наклонных пластин в аппарате улучшает эффективность разделения.

На основании выполненного анализа отечественной и зарубежной литературы каких-либо работ, описывающих модели других гравитационных аппаратов на базе методов вычислительной гидродинамики с учетом явления сегрегации выявлено не было. Таким образом, можно сделать вывод, что CFD-модели гравитационных аппаратов разработаны только для циклона, винтового сепаратора, отсадочной машины и гидравлического сепаратора. Представленные модели не позволяют в полной мере исследовать кинетику разделения минеральных частиц, а также спрогнозировать показатели обогащения руд и материалов. Проведенные исследования не в полной мере базируются на оценке роли явления сегрегации при использовании гравитационных процессов. Ряд авторов не приводит каких-либо данных, подтверждающих адекватное соответствие модели реальному процессу разделения.

1.4. Современная практика получения гематитового концентрата из железорудного сырья на базе винтовой сепарации

В настоящее время винтовые сепараторы находят применение при разделении россыпей для выделения золота, ильменита, рутила, циркона, монацита, а также при обогащении руд, содержащих железо, олово, редкие и благородные металлы [47]. Переработка железорудного сырья с использованием винтовой сепарации осуществляется

в основном для гематитовых и магнетит-гематитовых руд в сочетании с флотацией и магнитной сепарацией.

На российских обогатительных предприятиях практически отсутствуют технологии винтовой сепарации железных руд, содержащих в качестве полезного компонента гематит. В то же время за рубежом активно применяются различные технологические схемы переработки гематитовых и магнетит-гематитовых руд с использованием винтовой сепарации.

Широкое распространение винтовые сепараторы получили в Канаде, где они успешно применяются в сочетании с процессами магнитной сепарацией для обогащения спекуляритовых (гематитовых) и магнетит-гематитовых руд.

На обогатительной фабрике месторождения Блум Лэйк [71], расположенного в провинции Квебек, перерабатываются гематитовые руды, к основным минералам которых относятся: мусковит, биотит, кварц, амфиболы и пироксены. Отличительная особенность месторождения заключается в том, что доля гематитового железа составляет в среднем до 85-90% от общей доли железа, а магнитного – менее 5%. Отмечается наличие силикатного железа, что сказывается на общем извлечении железа в концентрат.

Ввиду того, что основным рудным минералом месторождения является гематит, в проекте была принята технологическая схема с использованием винтовой сепарации. Годовая производительность фабрики по руде составляет 20 млн. т, по железорудному концентрату - 7,4 млн. т. Основные проектные показатели приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Показатели работы фабрики Блум Лэйк

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Fe _{общ} , %	Извлечение Fe _{общ} , %
Исходная руда	100,0	29,0	100,0
Концентрат	36,8	66,2	84,0
Хвосты	63,2	7,3	16,0

Технологическая схема фабрики приведена на рисунке 1.2 и включает в себя следующие операции:

- рудоподготовка на основе технологии самоизмельчения с классификацией по классу крупности 1мм на вибрационных грохотах;
- основная винтовая сепарация, с получением черного концентрата (массовая доля Fe_{общ} 52-54%), промпродукта (20-25% Fe_{общ}) и отвальных хвостов (7-8 % Fe_{общ});
- промпродуктовая винтовая сепарация, с получением черного концентрата и отвальных хвостов;

- противоточная гидравлическая сепарация черного концентрата, которая обеспечивает удаление тонкозернистого шламового продукта и позволяет получить готовый концентрат с содержанием $Fe_{общ.}$ более 67%;

- перечистная сепарация для доизвлечения тонкого гематита из легкой фракции гидравлического сепаратора;

- магнитная сепарация в слабом и сильном поле для извлечения магнетита и снижения потерь гематита с отвальными хвостами фабрики. Качество получаемых магнитных продуктов составляет 44-48% по $Fe_{общ.}$. Но так как выход данного продукта незначителен (менее 1%), то на качественные характеристики товарного концентрата он не оказывает заметного влияния.

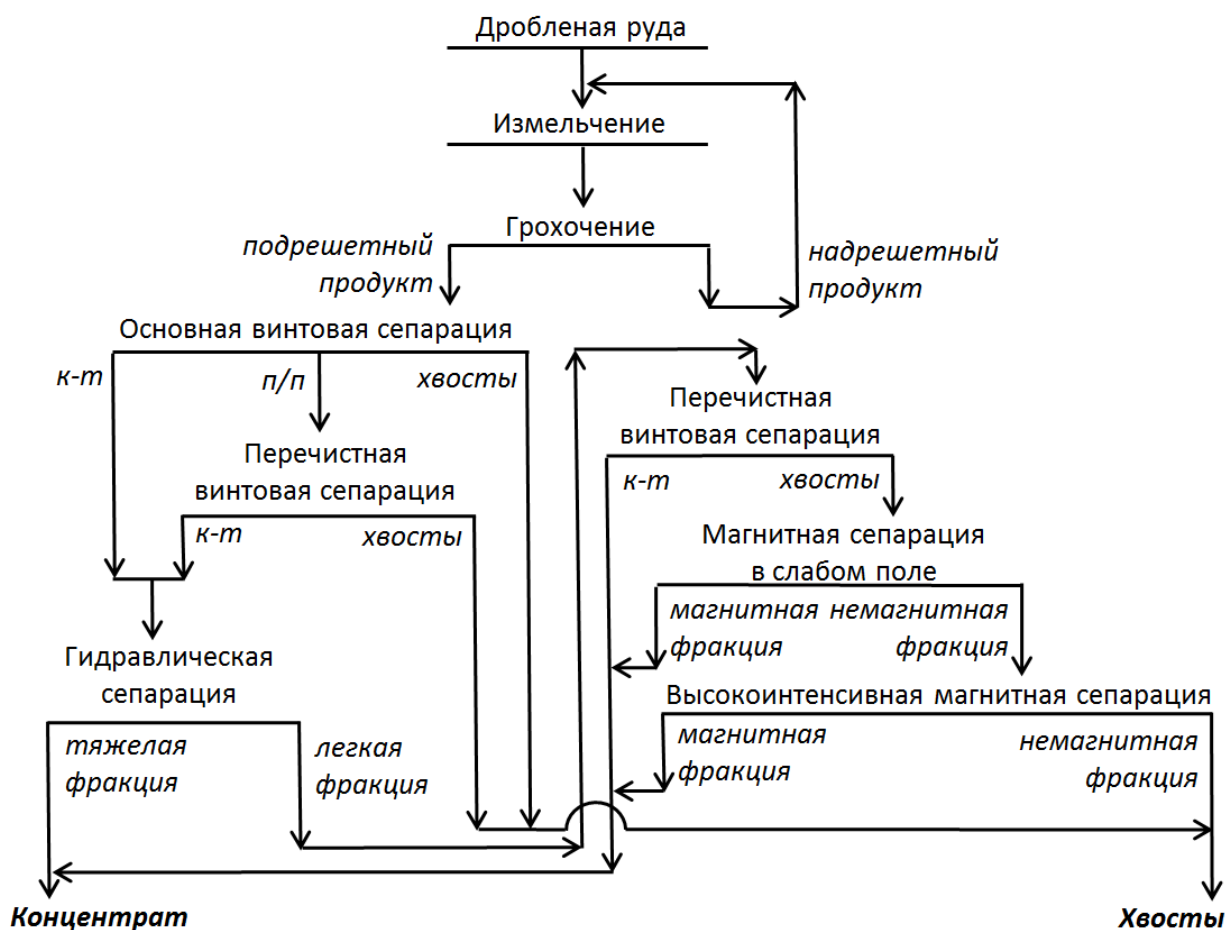


Рисунок 1.2 – Технологическая схема фабрики Блум Лэйк

Гравитационный концентрат объединяется с магнитными продуктами и поступает на фильтрацию. Разработанная на фабрике технологическая схема обеспечивает эффективную очистку концентрата от силикатных минералов. Содержание SiO_2 в среднем составляет 4,4%, Al_2O_3 – 0,25-0,3%.

Другим примером использования винтовой сепарации для выделения железорудного концентрата является обогатительная фабрика, перерабатывающая руды месторождения Ками (провинция Лабрадор, Канада) [79]. Ценные минералы в данных рудах представлены гематитом и магнетитом, при этом для отдельных участков месторождения характерно преобладание гематита над магнетитом, а для других – наоборот магнетита над гематитом. Массовая доля гематита варьируется в диапазоне 1-52%, а магнетита – 2-36%. В качестве основных породообразующих минералов выступают кварц с содержанием до 44%, амфиболы/пироксены – не более 13%. Содержание железа общего в рудах составляет около 30%.

Ввиду присутствия в рудах как гематита, так и магнетита на обогатительной фабрике предусмотрена переработка исходной руды по комбинированной гравитационно-магнитной схеме с использованием процессов винтовой сепарации и магнитной сепарации в поле слабой напряженности. Годовой объем переработки руды составляет около 23 млн тонн при производстве 7,8 млн тонн концентрата. Качественно-количественные показатели работы фабрики приведены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Показатели работы обогатительной фабрики Ками

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Fe _{общ} , %	Извлечение Fe _{общ} , %
Исходная руда	100,0	28,6	100,0
Коллективный концентрат	33,9	65,2	77,3
Общие хвосты	66,1	9,8	22,7

Технологическая схема обогащения дробленой руды производится по схеме, представленной на рисунке 1.3.

Цикл рудоподготовки предусматривает использование мельниц самоизмельчения и двух стадий классификации: первичную на скальпирующем грохоте и основную на вибрационном грохоте. Измельченная руда подают на основную винтовую сепарацию, где выделяется черновой концентрат и хвосты, которые направляются в цикл получения магнетитового концентрата. Доизвлечение магнетита из данного продукта производится по схеме стадийного вывода хвостов и доизмельчения магнитной фракции с применением трех стадий магнитной сепарации в поле слабой напряженности. Черновой концентрат основной винтовой сепарации в дальнейшем дообогащается до требуемого качества на второй и третьей стадии винтовой сепарации. Промпродукты данных операций направляются на рециркуляцию в голову процесса. Шламы винтовой сепарации после сгущения также поступают на первую стадию винтовой сепарации.

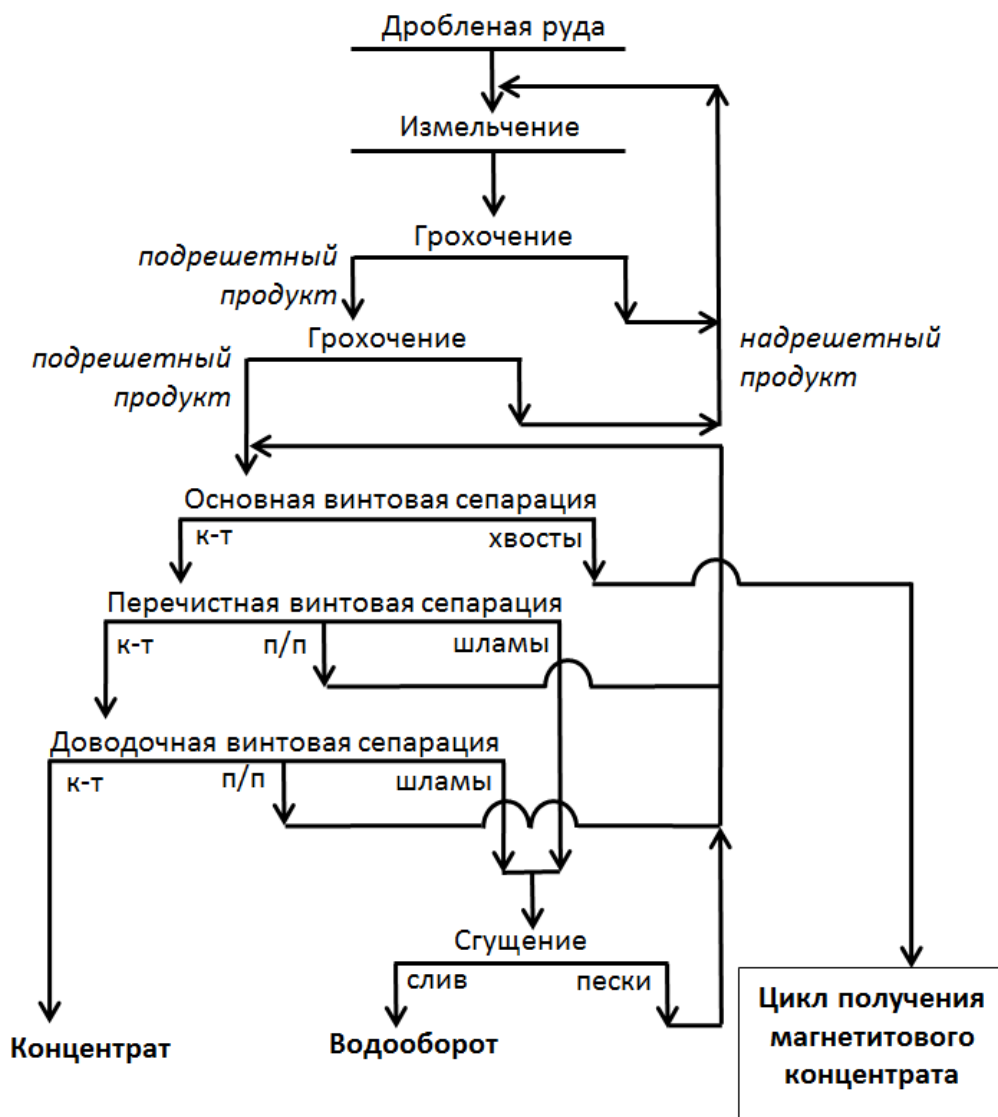


Рисунок 1.3 – Схема обогащения руды месторождения Ками

Полученные гравитационный и магнитный концентрат при объединении характеризуются содержанием железа общего на уровне 65%, содержание примесей в виде SiO_2 составляет 4,3%; Al_2O_3 – 0,1% и S – 0,01%.

При разработке технологии обогащения руд месторождения Джулиэн Лэйк (Канада) также предусмотрено использование гравитационной схемы на базе трехстадиальной винтовой сепарации [73]. Главным ценным минералом в данных рудах является гематит, его содержание колеблется в пределах 25-55% по различным участкам месторождения. Пустая порода представлена преимущественно кварцем и примесями других силикатов.

Проектные показатели обогащения исходного минерального сырья показаны в таблице 1.3.

Таблица 1.3 – Показатели работы обогатительной фабрики Джулиэн Лэйк

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Fe _{общ} , %	Извлечение Fe _{общ} , %
Исходная руда	100,0	33,2	100,0
Концентрат	37,7	66,0	74,9
Хвосты	62,3	13,4	25,1

Технологическая схема получения гематитового приведена на рисунке 1.4.

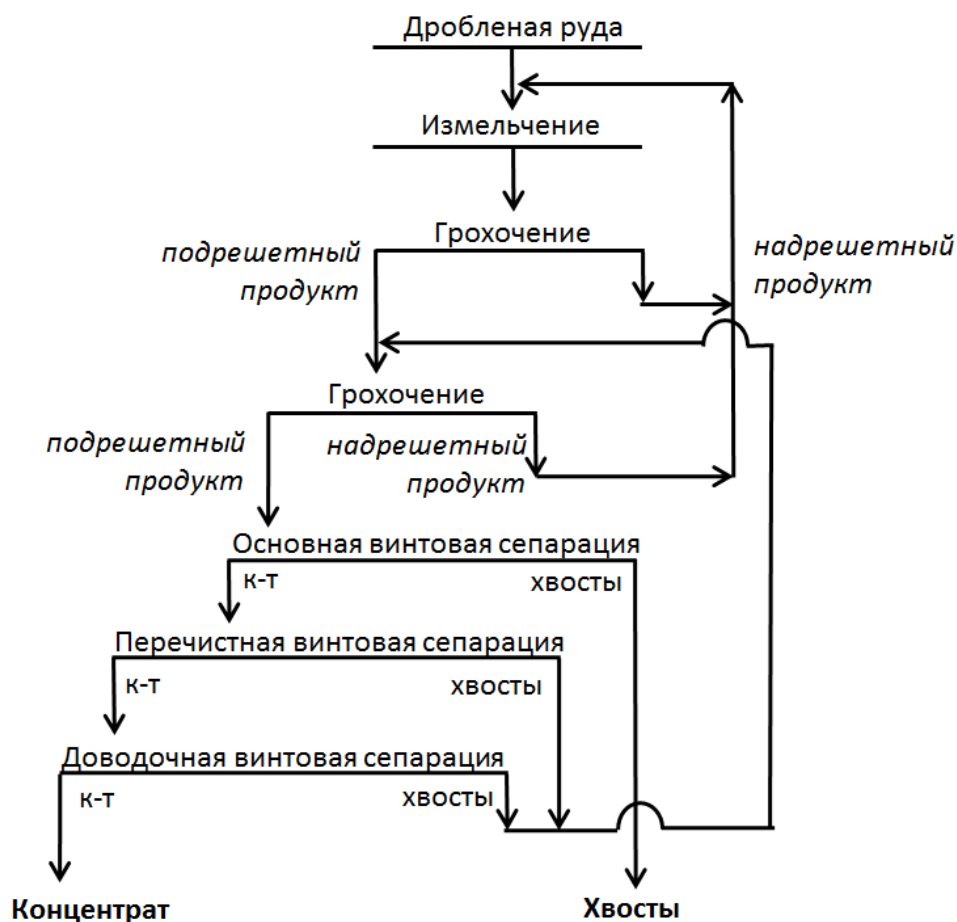


Рисунок 1.4 – Схема обогащения руды месторождения Джулиэн Лэйк

Процесс измельчения дробленой руды основан на применении технологии самоизмельчения, а контроль крупности слива мельницы осуществляется на скальпирующем грохоте для отсева крупных фракций материала и вибрационном грохоте (основная классификация).

Процесс обогащения производится с использованием трехстадиальной винтовой сепарации, при этом хвосты первой стадии выводятся в хвостохранилище, а второй и третьей – на рециркуляцию в первую стадию винтовой сепарации.

На обогатительной фабрике компании LKAB, расположенной в окрестностях города Мальмбергет, Швеция, перерабатываются гематит-магнетитовые руды [78]. Степень окисления руд варьируется в широком диапазоне, поэтому отношение массовых долей магнетита и гематита изменяется от 0,2 до 1, в отдельных случаях эта величина превышает единицу. Содержание минералов оксидов железа (в основном гематита) в руде, как правило, составляет 66,2%, однако в переработку могут поступать как богатые руды, так и бедные руды, поэтому данный показатель может варьироваться в диапазоне 53,6-78,4%.

Переменный вещественный состав потребовал использования технологии обогащения исходной руды, сочетающей процессы гравитационного обогащения и магнитной сепарации (рисунок 1.5).

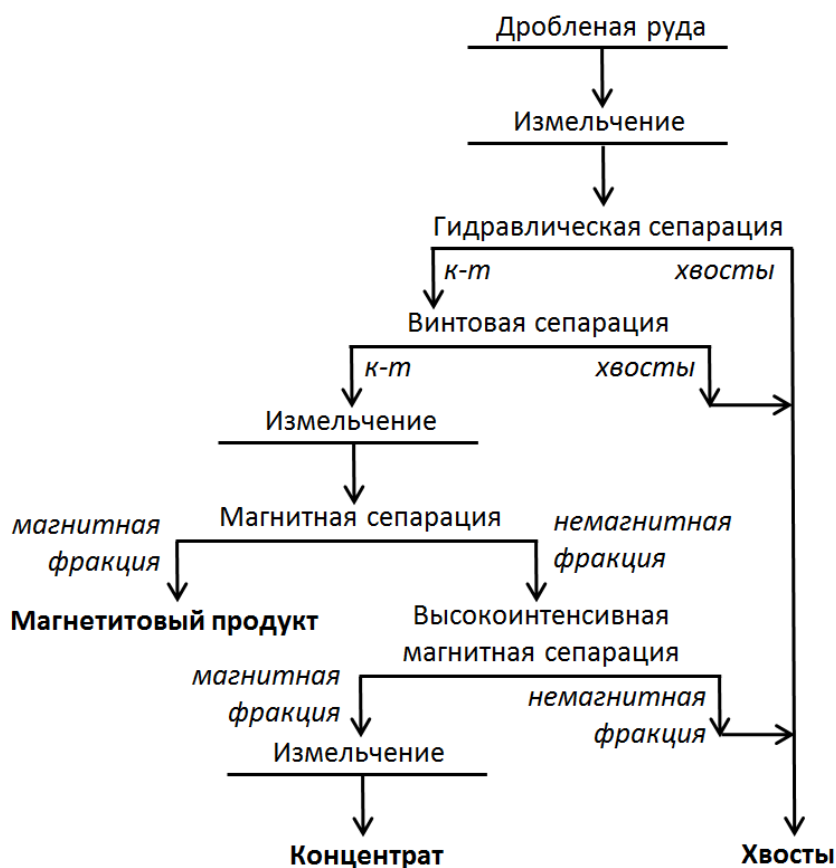


Рисунок 1.5 – Схема переработки руды обогатительной фабрики Мальмбергет

Процесс получения гематитового концентрата на обогатительной фабрике включает в себя следующие операции:

- Измельчение дробленой руды в открытом цикле с использованием стержневой мельницы, которая обеспечивает получение слива с выходом класса крупности 0,212 мм на уровне 38,8%.

- Гравитационный цикл, включающий гидравлическую и винтовую сепарацию, где выводится основная часть отвальных хвостов при извлечении железа в черновой концентрат около 83%.

- Доизмельчение чернового концентрата в шаровой мельнице с целью раскрытия сростков ценных минералов.

- Магнитная сепарация в поле слабой напряженности для выделения магнетита и высокой напряженности для получения кондиционного железорудного концентрата.

- Сокращение крупности концентрата до содержания класса -0,045 мм на уровне 66,5% с целью получения металлизированных окатышей

Рассматриваемая технология обеспечивает получение готового концентрата со следующими показателями (таблица 1.4):

Таблица 1.4 – Качественно количественные показатели получения концентрата на обогатительной фабрике Мальмбергет

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Fe _{общ} , %	Извлечение Fe _{общ} , %
Исходная руда	100,0	46,3	100,0
Концентрат	54,2	67,8	79,4
Хвосты и магнетитовый продукт	45,8	20,8	20,6

К отличительным особенностям работы обогатительной фабрики можно отнести высокую степень автоматизации производства. В технологической цепочке задействовано большое число расходомеров, плотномеров, гранулометров, анализаторов массовой доли железа в продуктах обогащения, что позволяет оперативно контролировать и регулировать производственные процессы.

Обогатительная фабрика Чи Дашан, расположенная на северо-востоке Китая, перерабатывает окисленные железистые кварциты и производит ежегодно около 2,7 млн тонн железорудного концентрата[59]. Основным ценным минералом данного месторождения является гематит и, в меньшей степени, магнетит, пустая порода представлена преимущественно кварцем. Зерна железосодержащих минералов характеризуется крупностью от 1 до 0,005 мм, в среднем их раскрытие достигается при

крупности 0,05 мм. Содержание гематита в рудах составляет 17,1%, магнетита – 4,9%, маггемита - 4,5%, железосодержащих силикатов – 2,2%. Массовая доля железа общего находится на уровне 29%, что позволяет отнести данный вид сырья к бедным рудам, однако из-за низкого содержания вредных примесей (содержание серы в руде около 0,08% и фосфора – 0,04%) получаемый концентрат является довольно ценным.

Процесс обогащения исходной руды производится по комбинированной технологии с применением гравитационного обогащения, магнитной сепарации в полях различной напряженности и обратной флотации (рисунок 1.6).

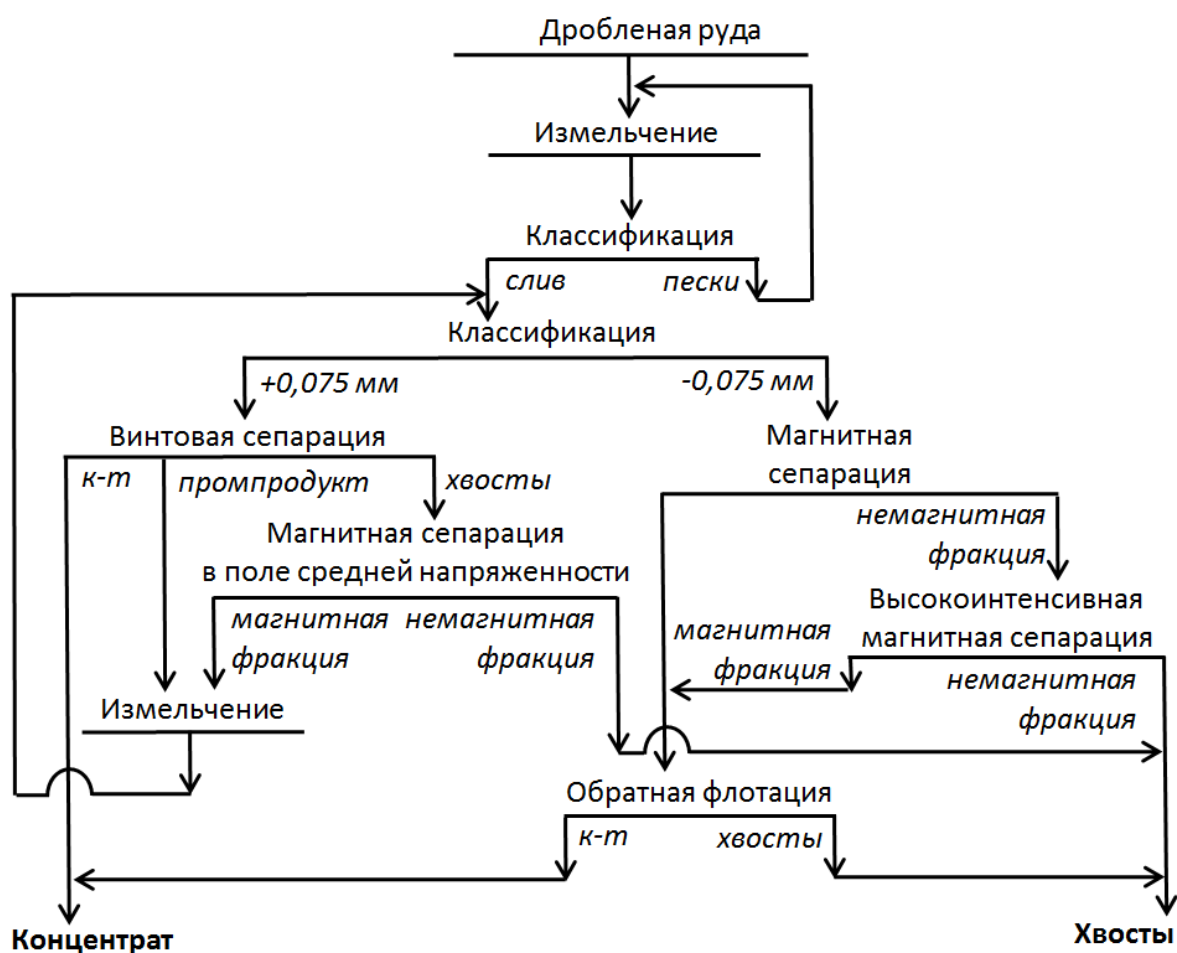


Рисунок 1.6 – Технологическая схема обогащения руды на фабрике Чи Дашан

Дробленая до крупности менее 20 мм руда поступает в шаровую мельницу, которая работает в замкнутом цикле со спиральным классификатором. Измельченный материал с использованием гидроциклонов разделяется на два потока: грубозернистый и тонкозернистый с крупностью частиц 90% менее 0,075 мм. Пески гидроциклона направляются на винтовую сепарацию, где выделяют готовый концентрат с содержанием

Fe_{общ.} около 67% и сквозным извлечением по данному компоненту на уровне 42%. Хвосты винтовых аппаратов обогащаются в магнитном поле средней напряженности, что позволяет снизить потери железа с данным продуктом с 31% до 7% от исходного питания схемы. Магнитная фракция данной операции объединяется с промпродуктом винтовой сепарации и поступает на вторую стадию измельчения, слив мельницы возвращается на классификацию в гидроциклонах. В шламовом контуре выделение ценных минералов производится на базе магнитной сепарации в полях малой и высокой напряженности, магнитные фракции дообогащаются до требуемого качества с использованием процессов обратной флотации. Флотационный концентрат характеризуется массовой долей железа общего более 67% и его извлечением около 33% от исходного питания.

Качественно-количественные показатели работы фабрики приведены в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Показатели работы обогатительной фабрики Чи Дашан

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Fe _{общ.} , %	Извлечение Fe _{общ.} , %
Исходная руда	100,0	29,8	100,0
Коллективный концентрат	33,2	67,1	74,8
Общие хвосты	66,8	11,3	25,2

Использование винтовой сепарации в головных операциях процесса обогащения исходной руды позволило выделить в концентрат раскрытые рудные зерна ценных минералов, а вывод хвостов, которые в дальнейшем перечищаются магнитной сепарацией, обеспечивает сокращение фронта доизмельчения.

Таким образом, на основании проведенного анализа современного состояния практики применения винтовой сепарации при обогащении гематитсодержащего минерального сырья можно сделать выводы:

- винтовые аппараты находят широкое применение для получения гематитовых и гематит-магнетитовых концентратов за рубежом;
- получение железорудного концентрата осуществляется как с использованием многостадийных гравитационных схем на базе винтовой сепарации, так и с применением комбинированных схем, где винтовая сепарация реализована в голове процесса обогащения, а на перечистных операциях установлены высокоинтенсивные магнитные сепараторы;
- различные технологические схемы с использованием винтовой сепарации обеспечивают получение железорудного концентрата с содержанием железа общего 65-

68% и сквозным извлечением по данному компоненту 75-84% из руд с массовой долей общего железа 29-46%.

1.5. Выводы, определение задач и направления исследований

Проведенный анализ состояния гравитационных технологий разделения тонкодисперсных и мелкозернистых материалов показывает, что на сегодняшний день существует проблема эффективного получения кондиционной продукции при переработке различных видов минерального сырья данной крупности. Необходимость совершенствования процессов гравитационного обогащения руд при их низкой крупности обусловлена вовлечением в переработку все более сложных по вещественному составу объектов. Возможности традиционных гравитационных методов при использовании тонких фракций материала ограничены. Необходимо сосредоточить усилия ученых и специалистов на инновационных научных направлениях исследования данных процессов.

Нераскрытый потенциал остается в использовании явления сегрегации при разделении мелких и тонких классов минеральных частиц. Возникает необходимость изучения этого процесса и практической реализации результатов данного исследования.

Развитие теоретических основ обогащения мелких фракций минерального сырья возможно осуществить путем использования современных методов моделирования, в частности методов вычислительной гидродинамики.

С целью решения вопроса о возможности внедрения в промышленных условиях технологии обогащения тонких фракций руд и материалов на базе новых технологических решений гравитационного обогащения необходимо решить следующие задачи:

1. Изучить вещественный состав и минералого-технологические особенности гематитсодержащего сырья, получаемого при переработке окисленных железистых кварцитов, для выбора и обоснования способов их гравитационного обогащения.

2. На основе численного моделирования определить закономерности движения минеральных частиц различной крупности и плотности на рабочей поверхности винтовых аппаратов и гидродинамические особенности процесса винтовой сепарации.

3. Разработать методику количественной оценки явления сегрегации и выявить закономерности данного процесса на базе численного моделирования винтовой сепарации с определением факторов, оказывающих влияние на эффективность сегрегации минеральных частиц.

4. Разработать и обосновать новые технологические решения для гравитационного обогащения тонких минеральных частиц на основе выявленных закономерностей их гравитационного разделения

5. Провести опытные и промышленные испытания предлагаемых технологических решений по повышению эффективности гравитационного обогащения тонких фракций минерального сырья для внедрения их на действующем производстве.

Глава 2. Описание методики компьютерного моделирования процесса винтовой сепарации на базе методов вычислительной гидродинамики

Вычислительная гидродинамика — это раздел механики сплошных сред, который включает в себя ряд физических, математических и численных методов, направленных на определение характеристик процессов течения жидкости, газа и других сред.

Методы вычислительной гидродинамики позволяют описать массо- и теплоперенос, прогнозировать химические реакции, горение, взрывы. Программное обеспечение на базе вычислительной гидродинамики, позволяющее описывать и прогнозировать поведение потоков, используется при проектировании новых и анализе существующих аппаратов в таких областях как: аэродинамика самолетной и космической промышленности, гидродинамика морских судов, изготовление двигателей внутреннего сгорания, химическая промышленность, строительство промышленных и гражданских объектов, медицина и другие. Однако в области обогащения полезных ископаемых возможности вычислительной гидродинамики практически не используются.

В настоящее время производители не могут обойтись без компьютерных прогнозов сил трения, воздушных и водных потоков снаружи и внутри аппарата, тем самым техника моделирования методами вычислительной гидродинамики становится неотъемлемой частью при разработке промышленного оборудования и процессов.

Однако, сложный механизм работы, заключающий в себе математические алгоритмы поведения потоков, которые должны быть достаточно полными и в то же время экономичными по отношению к мощности компьютерной техники, затрудняет решение поставленной задачи. Развитие более мощных вычислительных средств и создание упрощенного интерфейса усилили интерес к методам вычислительной гидродинамики и помогли его внедрению и распространению в промышленности с начала 90-х [80].

Разработка численной модели процесса или аппарата на базе методов вычислительной гидродинамики состоит из последовательных этапов:

- 1) Постановка задачи моделирования.
- 2) Создание геометрии исследуемого объекта.
- 3) Генерация расчетной сетки.
- 4) Задание необходимых физических, начальных и граничных условий моделирования.
- 5) Расчет модели.

б) Анализ результатов моделирования.

Типичное программное обеспечение, реализующее методы вычислительной гидродинамики, состоит из следующих составляющих:

- генератора расчетной области и расчетной сетки;
- предпроцессора, где задаются параметры и граничные условия модели;
- решателя, где производится расчет дифференциальных уравнений на основе выбранного математического алгоритма;
- постпроцессора, где полученные в ходе вычислений выходные параметры визуализируются и анализируются.

2.1. Математические формулировки уравнений гидродинамики, используемых при моделировании работы винтовых аппаратов

Механика газо- и гидротоков строится на основе законов сохранения массы и импульса (уравнения Навье-Стокса). Уравнение сохранения массы или уравнение неразрывности можно записать в общем виде как:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho \bar{v}) = S_m, \quad (2.1)$$

где ρ – плотность среды, t – время, ∇ - оператор набла (оператор Гамильтона), v – скорость среды, S_m – масса, добавленная в непрерывную среду из дисперсной вторичной фазы (например, в результате испарения капель жидкости).

Для трёхмерного евклидова пространства в прямоугольной декартовой системе координат оператор набла можно определить как:

$$\nabla = \frac{\partial}{\partial x} \bar{i} + \frac{\partial}{\partial y} \bar{j} + \frac{\partial}{\partial z} \bar{k}, \quad (2.2)$$

где i, j, k – единичные векторы по осям x, y, z соответственно.

Уравнение сохранения импульса в инерционной системе координат описывается как:

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho \bar{v}) + \nabla \cdot (\rho \bar{v} \bar{v}) = -\nabla p + \nabla \cdot (\bar{\tau}) + \rho \bar{g} + \bar{F}, \quad (2.3)$$

где p – статическое давление жидкости, g – ускорение свободного падения, F – внешние массовые силы (вызванные, например, взаимодействием с дисперсной фазой), τ – стресс тензор, описываемый как:

$$\bar{\tau} = \mu \left[(\nabla \bar{v} + \nabla \bar{v}^T) - \frac{2}{3} \nabla \cdot \bar{v} I \right], \quad (2.4)$$

где μ - динамическая вязкость, T – транспонирование, I – единичный тензор [56].

Данные уравнения применимы для моделирования однофазной среды разделения (например, в гидравлическом сепараторе, циклоне), однако в большинстве гравитационных процессов обогащения, когда в рабочем объеме аппарата присутствует более одной непрерывной фазы: вода и воздух; моделирование данных устройств без учета взаимодействия данных сред ведет к неточным результатам расчета. В данном случае необходимо использовать уравнения сохранения массы и импульса в формулировке многофазного многоскоростного континуума [34]. Одной из наиболее универсальных моделей в данном подходе является модель Эйлера, которая позволяет получать достоверные результаты при различных концентрациях первичной и вторичной непрерывной фазы.

Многофазная модель Эйлера позволяет описать поведение нескольких отдельных взаимодействующих фаз. Данные фазы могут представлять собой как жидкости, так и газы. Количество вторичных фаз ограничено только вычислительными возможностями.

Описание многофазного потока как взаимопроникающей среды использует понятие фазовой объемной фракции α_q . Объемная фракция представляет собой пространство, занятое каждой из фаз, а уравнения сохранения массы и импульса рассчитываются для каждой из фаз отдельно. Объем фазы q , V_q определяется как:

$$V_q = \int_V \alpha_q dV, \quad (2.5)$$

где

$$\sum_{q=1}^n \alpha_q = 1 \quad (2.6)$$

Уравнение сохранения массы для фазы q можно записать в следующем виде:

$$\frac{\partial}{\partial t} (\alpha_q \rho_q) + \nabla \cdot (\alpha_q \rho_q \bar{v}_q) = \sum_{p=1}^n (\dot{m}_{pq} - \dot{m}_{qp}), \quad (2.7)$$

где m_{pq} и m_{qp} – коэффициенты, характеризующие массоперенос из фазы p в фазу q и из фазы q в p соответственно.

Уравнение сохранения импульса для фазы q :

$$\begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial t} (\alpha_q \rho_q \bar{v}_q) + \nabla \cdot (\alpha_q \rho_q \bar{v}_q \bar{v}_q) = \\ & = -\alpha_q \nabla p + \nabla \cdot \bar{\tau}_q + \alpha_q \rho_q \bar{g} + \sum_{p=1}^n (\bar{R}_{pq} + \dot{m}_{pq} \bar{v}_{pq} - \dot{m}_{qp} \bar{v}_{qp}) + \bar{F}_q \end{aligned} \quad (2.8)$$

где τ_q – стресс тензор q -ой фазы:

$$\bar{\tau}_q = \alpha_q \mu_q (\nabla \bar{v}_q + \nabla \bar{v}_q^T) + \alpha_q (\lambda_q - \frac{2}{3} \mu_q) \nabla \cdot \bar{v}_q \bar{I}, \quad (2.9)$$

где μ_q и λ_q – динамическая и объемная вязкость для фазы q , F_q – внешняя массовая сила, R_{pq} – сила взаимодействия между фазами:

$$\sum_{p=1}^n \bar{R}_{pq} = \sum_{p=1}^n K_{pq} (\bar{v}_p - \bar{v}_q), \quad (2.10)$$

где K_{pq} – коэффициент межфазного обмена импульсом [34].

Представленные выше уравнения применимы только при ламинарном течении, в реальных процессах гравитационного обогащения зачастую присутствуют и течения в переходном и турбулентном режимах, для описания которых разработан ряд моделей турбулентности. Для моделирования течений в объеме обогатительного оборудования наиболее часто применяется к-ε модель, которая дает адекватные результаты в широком диапазоне чисел Рейнольдса и не требует значительного увеличения вычислительных мощностей. В основе данной модели лежат уравнения Рейнольдса – уравнения Навье-Стокса, усредненные по Рейнольдсу. В данном подходе скорость жидкости декомпозируются на усредненную и флуктуирующую компоненты:

$$u_i = \bar{u}_i + u_i', \quad (2.11)$$

где \bar{u}_i и u_i' – средняя и флуктуирующая компонента скорости ($i=1,2,3$).

Подстановка выражения (2.11) в уравнения сохранения массы и импульса дают осредненные по Рейнольдсу уравнения Навье-Стокса.

В стандартной к-ε модели турбулентности уравнения движения преобразуется к виду, в котором добавлено влияние флуктуации средней скорости (в виде турбулентной кинетической энергии) и процесса уменьшения этой флуктуации за счёт вязкости (диссипации). В данной модели решается 2 дополнительных уравнения для переноса кинетической энергии турбулентности k и переноса диссипации турбулентности ε .

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho k) + \frac{\partial}{\partial x_i} (\rho k u_i) = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\mu + \frac{\mu_t}{\sigma_k} \right) \frac{\partial k}{\partial x_j} \right] + G_k - \rho \varepsilon \quad (2.12)$$

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho \varepsilon) + \frac{\partial}{\partial x_i} (\rho \varepsilon u_i) = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\mu + \frac{\mu_t}{\sigma_\varepsilon} \right) \frac{\partial \varepsilon}{\partial x_j} \right] + C_{1\varepsilon} \frac{\varepsilon}{k} G_k - C_{2\varepsilon} \rho \frac{\varepsilon^2}{k} \quad (2.13)$$

где

$$G_k = -\rho \overline{u_i' u_j'} \frac{\partial u_j}{\partial x_i} \quad (2.14)$$

$$\mu_t = \rho C_\mu \frac{k^2}{\varepsilon} \quad (2.15)$$

$C_{1\varepsilon}$, $C_{2\varepsilon}$, C_μ , σ_k , σ_ε – константы, для большинства случаев рекомендуется использовать следующие значения [56]:

$$C_{1\varepsilon}=1.44, C_{2\varepsilon}=1.92, C_\mu=0.09, \sigma_k=1.0, \sigma_\varepsilon=1.3$$

Рассмотренные выше модели применяются для описания поведения непрерывных сред, таких как вода и воздух. Для моделирования движения частиц материала в гравитационных аппаратах используется модель дискретных элементов (модель

Лагранжа). Совместный расчет моделей Эйлера и Лагранжа позволяет описать поведение суспензии в рабочем объеме обогащительного аппарата. Жидкая фаза рассматривается как континуум и моделируется на основе решения уравнений Навье-Стокса, расчет траектории движения большого числа дискретных частиц позволяет описать поведение диспергированной фазы.

Расчет траектории движения дискретной частицы производится на основе уравнения баланса сил, действующих на частицу, и может быть записан в следующем виде:

$$\frac{d\bar{u}_p}{dt} = F_D(\bar{u} - \bar{u}_p) + \frac{\bar{g}(\rho_p - \rho)}{\rho_p} + \bar{F}, \quad (2.16)$$

где $F_D(\bar{u} - \bar{u}_p)$ – сила сопротивления:

$$F_D = \frac{18\mu}{\rho_p d_p^2} \frac{C_D Re}{24}, \quad (2.17)$$

где \bar{u} – скорость жидкой фазы, \bar{u}_p – скорость частицы, μ – динамическая вязкость жидкости, ρ – плотность жидкости, ρ_p – плотность частицы, d_p – диаметр частицы, F – дополнительные силы, например, вызванные столкновениями частиц, Re – относительная величина числа Рейнольдса, которая определяется как:

$$Re \equiv \frac{\rho d_p |\bar{u}_p - \bar{u}|}{\mu} \quad (2.18)$$

Коэффициент сопротивления C_D для частиц несферической формы определяется как:

$$C_D = \frac{24}{Re_{sph}} \left(1 + b_1 Re_{sph}^{b_2} \right) + \frac{b_3 Re_{sph}}{b_4 + Re_{sph}}, \quad (2.19)$$

где

$$\begin{aligned} b_1 &= \exp(2.3288 - 6.4581\Omega + 2.4486\Omega^2) \\ b_2 &= 0.0964 + 0.5565\Omega \end{aligned} \quad (2.20)$$

$$b_3 = \exp(4.905 - 13.8944\Omega + 18.4222\Omega^2 - 10.2599\Omega^3)$$

$$b_4 = \exp(1.4681 + 12.2584\Omega - 20.7322\Omega^2 + 15.8855\Omega^3)$$

Коэффициент сферичности, Ω , задается следующим выражением:

$$\Omega = \frac{s}{S}, \quad (2.21)$$

где s – площадь поверхности сферы, объем которой равен объему частицы, S – площадь поверхности частицы. Для расчета массы частицы, силы сопротивления и Re_{sph} диаметр частицы d_p принимается за диаметр сферы с равным ей объемом[56].

Для описания столкновений частиц материала между собой и со стенками расчетной области используется модель столкновений дискретных элементов (Discrete Element Method Collision Model). Метод дискретных элементов применим для описания поведения гранулированного материала с большим объемным содержанием частиц, где взаимодействие частица-частица играет важную роль. Модель основывается на работе [58] и учитывает силы, возникающие вследствие столкновения частиц. Данные силы вводятся через слагаемое F в уравнении (2.16). Силы от столкновений частиц определяются деформацией, которая измеряется как перекрытие между парами частиц или частицей и границей расчетной области. Для расчета линейного столкновения частицы 1 и частицы 2 рассчитывается единичный вектор:

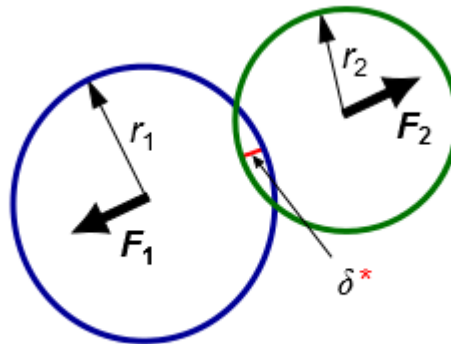
$$\bar{e}_{12} = (x_2 - x_1) / \|x_2 - x_1\| \quad (2.22)$$

где x_1 и x_2 – позиция частицы 1 и 2 соответственно.

Перекрытие частиц δ (которое меньше нуля во время столкновения) определяется следующим образом (рисунок 2.1):

$$\delta = \|x_2 - x_1\| - (r_1 + r_2) \quad (2.23)$$

где r_1 и r_2 – радиусы частицы 1 и частицы 2 соответственно.



* в значительной степени увеличено

Рисунок 2.1 - Определение параметра δ

Сила, действующая на частицу 1 (F_1) рассчитывается как:

$$\bar{F}_1 = k\delta\bar{e}_{12}, \quad (2.24)$$

где k – константа:

$$k = \frac{\pi v^2}{3\varepsilon_D^2} D\rho, \quad (2.25)$$

где D – размер расчетной ячейки, в которой находится частица, ρ – плотность частицы, v - относительная скорость двух сталкивающихся частиц, ε_D – допустимая доля перекрытия диаметра при столкновении.

По третьему закону Ньютона на частицу 2 действует сила:

$$\bar{F}_2 = -\bar{F}_1 \quad (2.26)$$

При гравитационном обогащении на частицу также оказывает влияние сила трения:

$$\bar{F}_{\text{трения}} = m_{\text{тр}} \bar{F}_{\text{норм}}, \quad (2.27)$$

где $m_{\text{тр}}$ - коэффициент трения, который определяется материалами, из которых изготовлены поверхности взаимодействующих тел, $F_{\text{норм}}$ - нормальная нагрузка (или сила нормальной реакции) [56].

2.2. Численное решение системы дифференциальных уравнений

Все перечисленные математические выражения являются системой нелинейных дифференциальных уравнений, имеющих аналитическое решение лишь в очень простых случаях, когда число Рейнольдса для задачи мало (ламинарный режим), а геометрия простая (например, течение Пуазейля). В науке и технике постоянно приходится сталкиваться с проблемой расчета систем, имеющих сложную геометрическую конфигурацию и нерегулярную физическую структуру. Вычислительная техника позволяет выполнять такие расчеты при помощи приближенных численных методов. Метод конечных объемов является одним из них, это один из наиболее эффективных численных методов решения математических задач, описывающих состояние физических систем сложной структуры [44].

В большинстве программных средств, реализующих численные методы решения уравнений вычислительной гидродинамики, существует два подхода к решению дифференциальных уравнений, описывающих поставленную задачу: решатель, основанный на давлении и плотности. Подход, основанный на давлении, был разработан для несжимаемых потоков с относительно небольшой скоростью движения, в то время как подход, основанный на плотности, - для сжимаемых потоков с высокими скоростями движения (аэрокосмическая отрасль).

В обоих методах поля скоростей определяются из уравнения сохранения импульса. В подходе, основанном на плотности, для расчета поля плотности используется уравнение неразрывности, поле давления определяется из уравнения состояния. При использовании подхода, основанного на давлении, поле давления рассчитывается из уравнения давления

или корректировки давления, которое в свою очередь, определяется уравнениями неразрывности и сохранения импульса.

В обоих случаях решаются определяющие интегральные уравнения для сохранения массы и импульса и, в случае необходимости, для энергии и других скалярных величин как турбулентность и т.д. Оба метода используют метод контрольных объемов, который состоит из:

- разбиения расчетной области на дискретные контрольные объемы на основе расчетной сетки;

- интегрирования определяющих уравнений на отдельных контрольных объемах с целью составить алгебраическое уравнение для дискретных переменных как скорости, давление, температура и др.;

- линеаризации дискретизированных уравнений и решение системы линейных уравнений, получившихся в итоге, с целью получения обновленных значений переменных.

Оба подхода используют одинаковый процесс дискретизации (конечные объемы), но подход к линеаризации и решению дискретизированных уравнений разный.

В дальнейшем будет рассматриваться подход, основанный на давлении, т.к. он подходит под условия моделирования потоков, которые имеют место в объеме гравитационного обогатительного оборудования.

Решатель, основанный на давлении, использует алгоритм решения, где определяющие уравнения решаются последовательно, т.е. отдельно друг от друга, поэтому его называют раздельным решателем. Поскольку данные уравнения нелинейны и связаны, цикл решения должен выполняться итеративно, чтобы достигнуть сходимости численного решения.

В алгоритме индивидуальные определяющие уравнения для переменных, например скорости, температуры, давления и т.д., решаются одно после другого. Каждая итерация состоит из шагов, представленных на рисунке 2.2.

В соответствии с данным алгоритмом необходимо:

- 1) Обновить свойства среды (например, плотность, вязкость и др.) на основе текущего решения.

- 2) Решить уравнения сохранения массы и импульса, используя обновленные значения давления и массовых потоков на границах конечного объема.

- 3) Решить уравнение коррекции давления, используя полученные ранее значения поля скоростей и массового потока.

4) Скорректировать давление, поле скоростей, массовые потоки с использованием коррекции давления полученной на шаге 3.

5) Решить, если требуется, уравнения для дополнительных скаляров, такие как параметры турбулентности, энергии и т.д. с использованием текущих значений переменных решения.

6) Обновить значения сил, возникающих вследствие взаимодействия между фазами.

7) Проверить решение на сходимость.

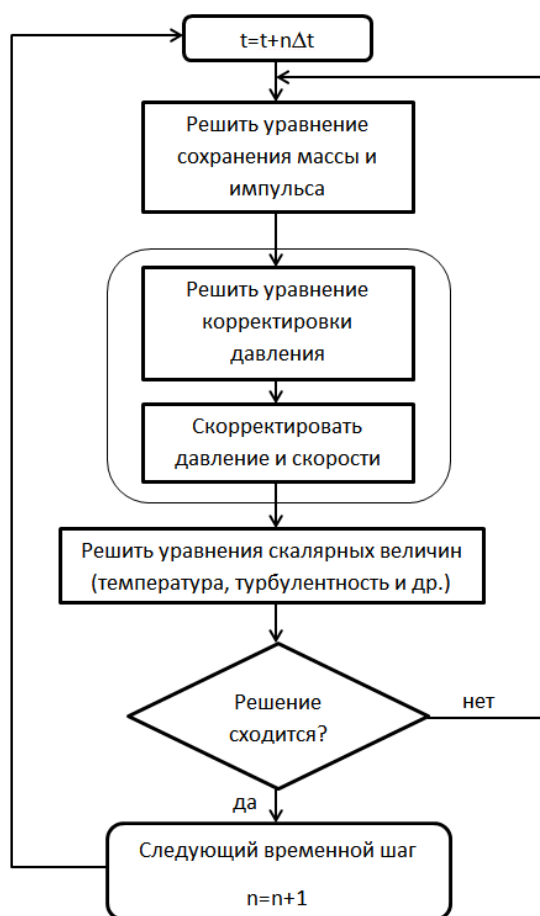


Рисунок 2.2 - Блок-схема работы решателя.

Данные этапы продолжают до тех пор, пока не будут достигнуты критерии сходимости.

Для приведения общего скалярного транспортного уравнения к алгебраическому уравнению, которое можно решить численно используется метод контрольных объемов. Данный метод представляет собой интегрирование транспортных уравнений в каждом

контрольном объеме, в итоге получается дискретное уравнение, которое выражает закон сохранения на основе контрольного объема.

Дискретизация определяющих уравнений может быть представлена как неустойчивое уравнение сохранения при переносе некоторой скалярной физической величины ϕ . Это можно проиллюстрировать следующим уравнением, записанным в интегральной форме для произвольного контрольного объема V :

$$\int_V \frac{\partial \rho \phi}{\partial t} dV + \oint \rho \phi \vec{v} \cdot d\vec{A} = \oint \Gamma_\phi \nabla \phi \cdot d\vec{A} + \int_V S_\phi dV, \quad (2.28)$$

где

A – вектор площади поверхности,

Γ_ϕ – коэффициент диффузии для ϕ ,

S_ϕ – источниковый член для ϕ в единице объема.

Уравнение (2.28) применяется к каждому контрольному объему или ячейке в расчетном объеме. На рисунке 2.3 показана двухмерная треугольная ячейка как пример такого контрольного объема.

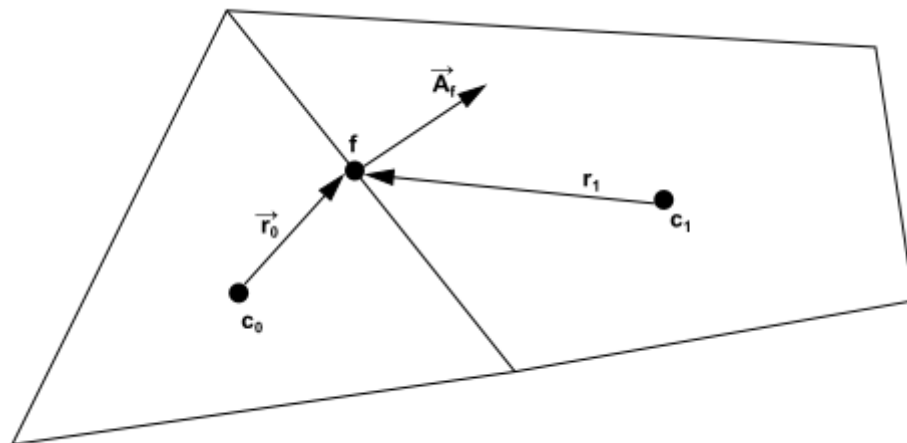


Рисунок 2.3 - Иллюстрация контрольного объема при дискретизации скалярного транспортного уравнения.

Дискретизация уравнения (2.28) в расчетной ячейке дает:

$$\frac{\partial \rho \phi}{\partial t} V + \sum_f^{N_{faces}} \rho_f \vec{v}_f \phi_f \cdot \vec{A}_f = \sum_f^{N_{faces}} \Gamma_\phi \nabla \phi_f \cdot \vec{A}_f + S_\phi V, \quad (2.29)$$

где

N_{faces} – число поверхностей, окружающий ячейку,

ϕ_f – значение ϕ , передаваемое через поверхность f ,

$\rho_f v_f A_f$ – массовый поток через поверхность f ,

A_f – площадь поверхности f ,

V – объем ячейки.

Первое слагаемое в уравнении (2.29) определяет изменение физической величины ϕ во времени, второе слагаемое называют конвективным слагаемым в абстрактном законе сохранения физической величины ϕ , в правой части уравнения расположены диффузионные и источниковые слагаемые.

Дискретизированное транспортное уравнение (2.29) содержит неизвестную скалярную величину ϕ в центре ячейки, наряду с неизвестными значениями в соседних ячейках. Это уравнение будет нелинейным относительно этих переменных. Линейная форма уравнения может быть записана как:

$$a_p \phi = \sum_{nb} a_{nb} \phi_{nb} + b, \quad (2.30)$$

где индекс nb относится к соседним ячейкам, a_p и a_{nb} линейаризованные коэффициенты для ϕ и ϕ_{nb} , b общий массовый поток в ячейку.

Число соседних ячеек зависит от топологии сетки, но обычно равно числу поверхностей окружающих ячейку, за исключением ячеек на границе расчетной геометрии.

Подобные уравнения можно записать для каждой ячейки в сетке. Это дает в результате набор линейных алгебраических уравнений с разреженной матрицей коэффициентов.

Значение скаляра ϕ хранятся в центре ячейки (c_0 и c_1 на рисунке 2.3). Тем не менее, значение ϕ_f на границе необходимо в уравнении 2.29, оно получается путем интерполяции из значения в центре ячейки.

Существует несколько схем интерполяции, самый простой из них – первого порядка. В этом случае считают, что значение в центре ячейки представляет собой среднее значение по всей ячейке и значение ϕ_f на границе ячейки равно значению ϕ в ее центре. При использовании интерполяции второго порядка значения на поверхности ячейки получается разложением в ряд Тейлора решения из центра ячейки. В этом случае значение на поверхности ячейки можно записать как:

$$\phi_{f,SOU} = \phi + \nabla \phi \cdot \vec{r}, \quad (2.31)$$

где r – вектор смещения из центра ячейки к границе (рисунок 2.3).

Существуют и более сложные схемы интерполяции, применимые к вычислительной гидродинамике, такие как QUICK, MUSCL, HRIC[56]. Однако данные

схемы увеличивают вычислительную сложность, и их следует использовать только, когда схемы первого и второго порядка дают некорректные результаты.

При использовании решателя, основанного на давлении, дискретизацию уравнений неразрывности и сохранения импульса можно описать с помощью данных уравнений в интегральной форме:

$$\oint \rho \vec{v} \cdot d\vec{A} = 0 \quad (2.32)$$

$$\oint \rho \vec{v} \vec{v} \cdot d\vec{A} = - \oint p \mathbf{I} \cdot d\vec{A} + \oint \vec{\tau} \cdot d\vec{A} + \int_V \vec{F} dV, \quad (2.33)$$

где \mathbf{I} – единичная матрица, τ – стресс тензор, F – вектор силы.

Схема дискретизации скалярного транспортного уравнения, описанная выше, используется также и для дискретизации уравнения сохранения импульса. Например, для x - составляющей скорости уравнение может быть получено подстановкой $\phi = u$:

$$a_p u = \sum_{nb} a_{nb} u_{nb} + \sum p_f A \cdot \hat{i} + S \quad (2.34)$$

где \hat{i} – единичный вектор.

Значение p_f получается путем интерполяции давления в центре вычислительной ячейки с использованием схем первого порядка, второго порядка и др.

Уравнение (2.32) может быть проинтегрировано в контрольном объеме (см. рисунок 2.3) с получением следующего уравнения:

$$\sum_f^{N_{faces}} J_f A_f = 0, \quad (2.35)$$

где J_f - массовый поток через поверхность f .

$$\begin{aligned} Jf &= \rho_f \frac{a_{p,c_0} v_{n,c_0} + a_{p,c_1} v_{n,c_1}}{a_{p,c_0} + a_{p,c_1}} + d_f \left((p_{c_0} + (\nabla p)_{c_0} \cdot \vec{r}_0) - (p_{c_1} + (\nabla p)_{c_1} \cdot \vec{r}_1) \right) = \\ &= \hat{J}_f + d_f (p_{c_0} - p_{c_1}), \end{aligned} \quad (2.36)$$

где p_{c_0} , p_{c_1} и v_{n,c_0} , v_{n,c_1} - давления и скорости в двух ячейках с общей границей f . \hat{J}_f - переменная, учитывающая влияние скоростей в этих ячейках. d_f – функция от a_p , среднее значение коэффициентов a_p из уравнения сохранения импульса для ячеек с общей границей f .

В соответствии с блок-схемой на рисунке 2.2 необходимо решить уравнение коррекции давления и скорректировать давление, поле скоростей, массовые потоки с использованием уравнения (2.35-2.36). Формулировка данного уравнения приводится ниже. Существует несколько алгоритмов такой корректировки: SIMPLE, SIMPLER, PISO и др. Рассмотрим алгоритм SIMPLE как наименее сложный с вычислительной точки зрения и подходящий под условия моделирования многофазных потоков в объеме

гравитационного обогатительного оборудования. Данный алгоритм использует связь между коррекцией скорости и давления с целью обеспечения закона сохранения массы и получения поле давления. Если уравнение сохранения импульса решается с предполагаемым давлением p^* , то массовый поток на поверхности будет определяться из уравнения (2.36)

$$J_f^* = \hat{J}_f^* + d_f(p_{c_0}^* - p_{c_1}^*) \quad (2.37)$$

и не будет удовлетворять уравнению неразрывности. Поэтому добавляется коррекция J'_f в массовый поток J_f^* так что скорректированный массовый поток J_f будет равен

$$J_f = J_f^* + J'_f \quad (2.38)$$

и будет удовлетворять уравнению неразрывности. При этом J'_f определяется:

$$J'_f = d_f(p'_{c_0} - p'_{c_1}) \quad (2.39)$$

где p' – корректировка давления в ячейке.

В соответствии с алгоритмом уравнения корректировки потока (2.38 и 2.39) подставляются в дискретное уравнение неразрывности (2.35), чтобы получить дискретное уравнение коррекции давления p' в ячейке:

$$a_p p' = \sum_{nb} a_{nb} p'_{nb} + b \quad (2.40)$$

где b общий массовый поток в ячейку:

$$b = \sum_f^{N_{faces}} J_f^* A_f \quad (2.41)$$

После решения уравнения корректировки давления (2.40), давление в ячейке и массовый поток корректируются:

$$p = p^* + \alpha_p p' \quad (2.42)$$

$$J_f = J_f^* + d_f(p'_{c_0} - p'_{c_1}) \quad (2.43)$$

где α_p – множитель релаксации для давления. Корректировка J_f происходит на каждой итерации.

При моделировании переходных процессов определяющие уравнения должны быть дискретизированы не только в пространстве, но и во времени. Временное пространство разделяется на набор дискретных временных шагов одинакового размера Δt . Алгоритм решения продвигается вперед, находя решение на каждом временном шаге. Временная дискретизация включает интегрирование переменных дифференциальных уравнений на временном шаге Δt . Общее выражение для изменения во времени переменной ϕ :

$$\frac{\partial \phi}{\partial t} = F(\phi), \quad (2.44)$$

где функция F содержит любую пространственную дискретизацию. Если производная по времени дискретизируется с использованием обратных разностей, используют временную дискретизацию первого порядка точности:

$$\frac{\phi^{n+1} - \phi^n}{\Delta t} = F(\phi) \quad (2.45)$$

и второго порядка:

$$\frac{3\phi^{n+1} - 4\phi^n + \phi^{n-1}}{2\Delta t} = F(\phi) \quad (2.46)$$

где

$n+1$ – значение на следующем временном шаге $t+\Delta t$,

n – значение на текущем временном шаге t ,

$n-1$ – значение на предыдущем шаге $t-\Delta t$.

Для определения $F(\phi)$ на следующем временном шаге используется выражение:

$$\frac{\phi^{n+1} - \phi^n}{\Delta t} = F(\phi^{n+1}), \quad (2.47)$$

которое называется неявным интегрированием, т.к. ϕ^{n+1} в данной ячейке связано с ϕ^{n+1} в соседних ячейках через $F(\phi^{n+1})$:

$$\phi^{n+1} = \phi^n + \Delta t F(\phi^{n+1}) \quad (2.48)$$

Данное неявное уравнение может быть решено итеративно на каждом временном шаге до перехода на следующий временной шаг [56].

2.3. Описание алгоритма разработки численной модели винтовой сепарации

Принцип и алгоритм численного моделирования винтовой сепарации на базе методов вычислительной гидродинамики можно описать в виде последовательности действий, которая схематично изображена на рисунке 2.4. Целью моделирования в данном случае может являться прогнозирование качественно-количественных показателей обогащения различного минерального сырья, исследование закономерностей процесса разделения в винтовых потоках малой толщины, обоснование внесения изменений в конструкцию существующего обогатительного оборудования. Упрощенно процесс моделирования можно разбить на три этапа: формализация модели (проектирование и настройка модели и ее подсистем); непосредственно моделирование (проведение расчетов для различных задач); интерпретация и анализ полученных результатов.

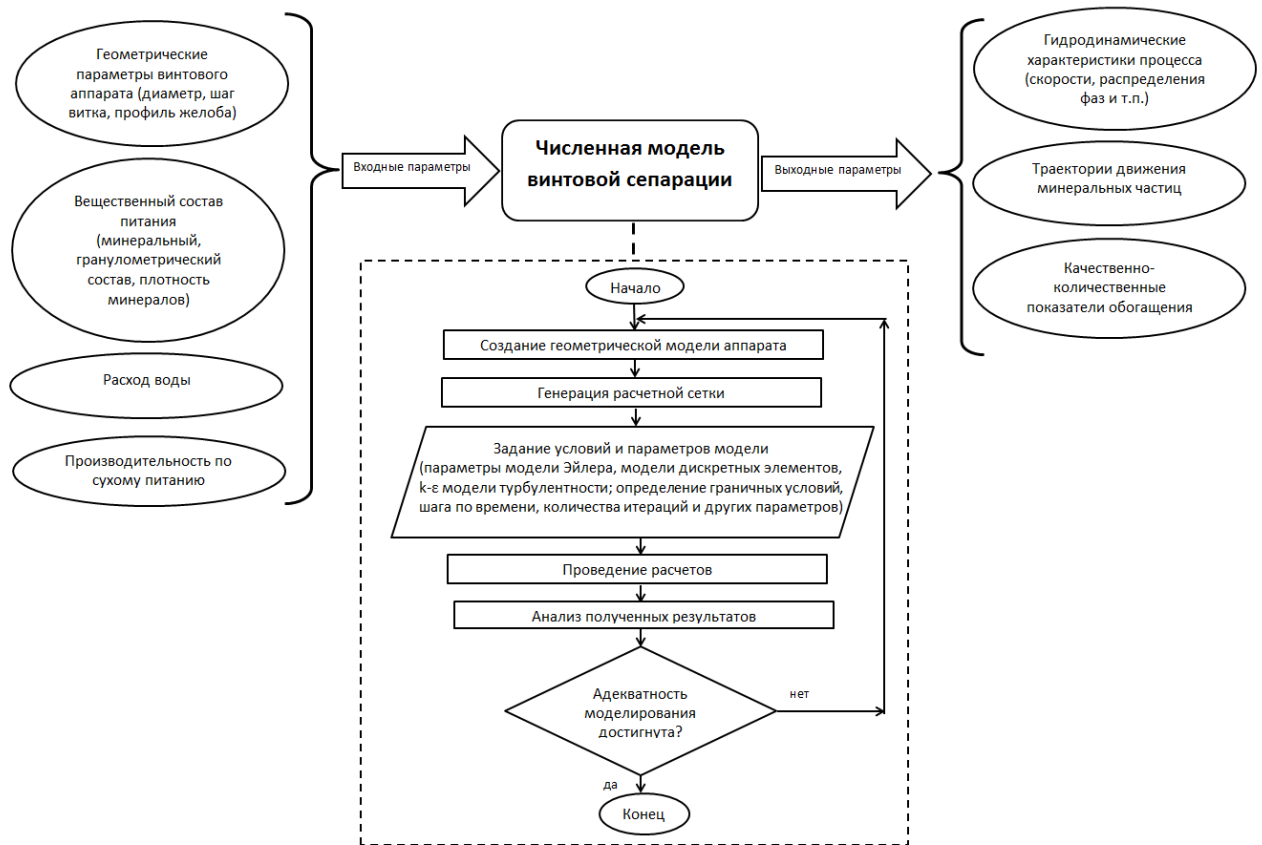


Рисунок 2.4 – Алгоритм численного моделирования винтовой сепарации

В качестве основных входных параметров моделирования выступают:

- геометрические параметры винтового аппарата, а именно диаметр сепаратора, шаг витка (расстояние между витками), профиль поперечного сечения желоба;
- характеристики вещественного состава исходного питания: его минеральный состав и плотность минералов, гранулометрический состав, коэффициент сферичности минеральных частиц;
- расход воды;
- производительность по сухому питанию.

Процесс разработки численной модели на базе методов вычислительной гидродинамики можно описать следующим алгоритмом:

1. Создание трехмерной геометрической модели винтового аппарата на основании его геометрических характеристик и с использованием современного CAD (computer-aided-design) программного обеспечения.

Данный этап моделирования осуществляется с использованием программы ANSYS SpaceClaim. Процесс разработки трехмерной модели рабочего объема винтового аппарата

начинается с отрисовки профиля поперечного сечения желоба в двухмерном пространстве. Основная часть кривой, которая описывает желоб, представляет собой часть эллипса с фокальной осью равной диаметру винтового аппарата, малая ось эллипса описывает кривизну профиля поперечного сечения желоба. Остальные части поперечного сечения желоба задаются либо прямыми линиями, либо кривыми различной формы в зависимости от конструкции винтового аппарата. Создание профиля поперечного сечения желоба основывается на результатах измерений, которые получают в ходе замеров конструктивных параметров реально существующего аппарата или по его чертежам.

Преобразование двухмерного сечения в трехмерную модель винтового аппарата осуществляется с использованием инструмента «вращение по спирали», реализованного в SpaceClaim. Необходимо задать шаг витка аппарата и его высоту, которая определяется как произведение шага витка на их количество. Так, например, для винтового сепаратора ВСП-500 шаг витка составляет 210 мм, их количество – 5; а для винтового шлюза ШВ-500 шаг витка равен 350 мм, а их количество - 3. На рисунке 2.5 показан процесс создания трехмерной геометрии винтового сепаратора ВСП-500.

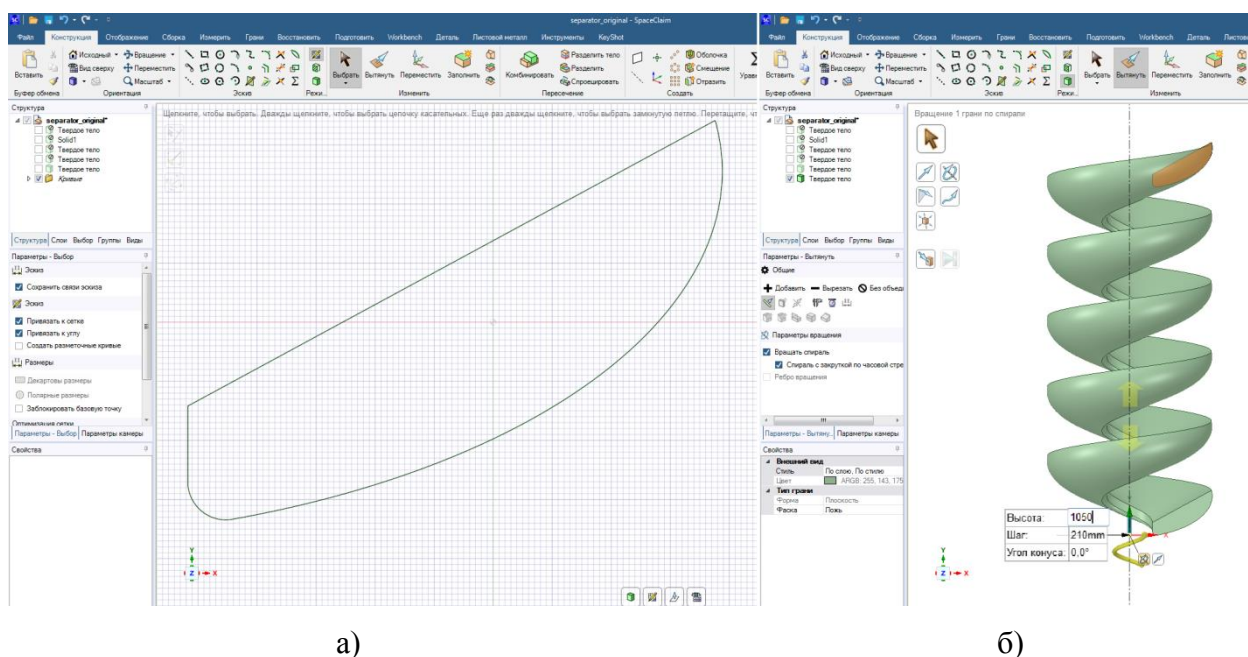


Рисунок 2.5 – Процесс создания трехмерной геометрии винтового сепаратора в программе ANSYS SpaceClaim (а – создание двухмерного профиля поперечного сечения желоба; б – создание трехмерного объекта из поперечного сечения вращением по спирали)

Таким образом, основными входными параметрами на данном этапе моделирования являются профиль поперечного сечения винтового желоба, который описывается различными кривыми и прямыми линиями в зависимости от характеристик аппарата, его диаметр, шаг витка и их количество.

2. Генерация расчетной сетки для разработанной геометрии, необходимой для численного решения дифференциальных уравнений методом конечных объемов.

На данном этапе созданная трехмерная модель рабочего объема винтового аппарата загружается в сеточный генератор ANSYS Workbench Meshing, где задаются параметры расчетной сетки, на основании которых генерируется сетка.

Расчетная сетка необходима для решения системы дифференциальных уравнений методом конечных объемов и ее качество в значительной степени определяет точность и корректность полученного решения уравнений.

Базовым параметром расчетной сетки является размер ее ячеек и их тип. В случае генерации расчетной сетки для модели винтового аппарата используется тетраэдрические расчетные элементы, которые обеспечили наиболее высокое ортогональное качество сетки. Размер ячеек определяется необходимой точностью расчета и вычислительными мощностями, используемыми при моделировании. Чем больше размер ячеек сетки, тем меньше их количество и тем быстрее происходит расчет модели, но полученные результаты будут менее точными, вплоть до расхождения численного решения, и наоборот. Однако чрезмерное уменьшение размеров элементов сетки приводит к существенному росту времени расчетов при недостаточном приросте их точности. Таким образом, основной сложностью на данном этапе моделирования является построение сетки, которая обеспечит одновременно необходимую точность полученных в ходе численного решения результатов и приемлемое время расчета модели.

Основная часть расчетного объема модели винтового аппарата занята воздухом, где не требуется высокой точности вычислений, поскольку процесс разделения происходит в потоке суспензиидвигающейся по винтовому желобу, поэтому данная область заполнена расчетными ячейками с гранями размером 5-8 мм. В области движения суспензии размер элементов сетки необходимо существенно снизить, т.к. толщина потока, как правило, составляет от 2 до 20 мм, а для корректного расчета профиля скорости, распределения фаз и других параметров в потоке малой толщины требуется генерировать ячейки размером в доли миллиметра. Такой малый размер элементов приведет к созданию сетки с сотнями миллионов расчетных ячеек. Для расчета модели с такой сеткой потребуются крайне

мощное аппаратное обеспечение, а расчеты займут от нескольких дней до нескольких месяцев.

Поэтому для сокращения количества расчетных элементов был использован инструмент “Inflation”, реализованный в используемом программном продукте. Данный инструмент предназначен для создания тонких слоев из расчетных ячеек для точного решения в области граничного слоя при сравнительно небольшом увеличении количества расчетных элементов и соответственно вычислительной сложности модели.

Непосредственно на рабочей поверхности желоба генерируются ячейки с гранями размером 4 мм, после чего с использованием инструмента “Inflation” создаются слои толщиной от 0,4 мм до 2 мм. Наименьшая высота ячейки достигается непосредственно у желоба аппарата и постепенно увеличивается пропорционально множителю 1,2. Всего создается 10 слоев, суммарная толщина которых составляет около 10 мм. Такая сетка позволяет с требуемой точностью рассчитать профили скоростей движения суспензии, распределения фаз в ней, а также границу раздела суспензия-воздух при сравнительно невысоком увеличении количества расчетных элементов.

Представленные выше параметры расчетной сетки были определены для полупромышленных винтовых аппаратов с диаметром 0,5 м – ВСП-500 и ШВ-500, а расчет модели производился на вычислительном кластере с тремя процессорами Intel Xeon (96 потоков), однако следует учесть, что при генерации расчетной сетки следует исходить из имеющихся вычислительных мощностей и полученные сетки с количеством элементов около трех и двух миллионов соответственно могут быть скорректированы как в сторону увеличения количества ячеек, так и в сторону их уменьшения в зависимости от поставленных задач моделирования и имеющихся вычислительных ресурсов.

На рисунке 2.6 показана расчетная сетка, сгенерированная для винтового сепаратора ВСП-500, а также ее основные параметры.

Таким образом, на рассматриваемом этапе разработки модели основными входными параметрами являются: тип ячейки расчетной сетки (тетраэдрический) и размер ее граней, который является непостоянной величиной и изменяется от 8 мм в области, где находится только воздух, до 0,4 мм в зоне движения суспензии.

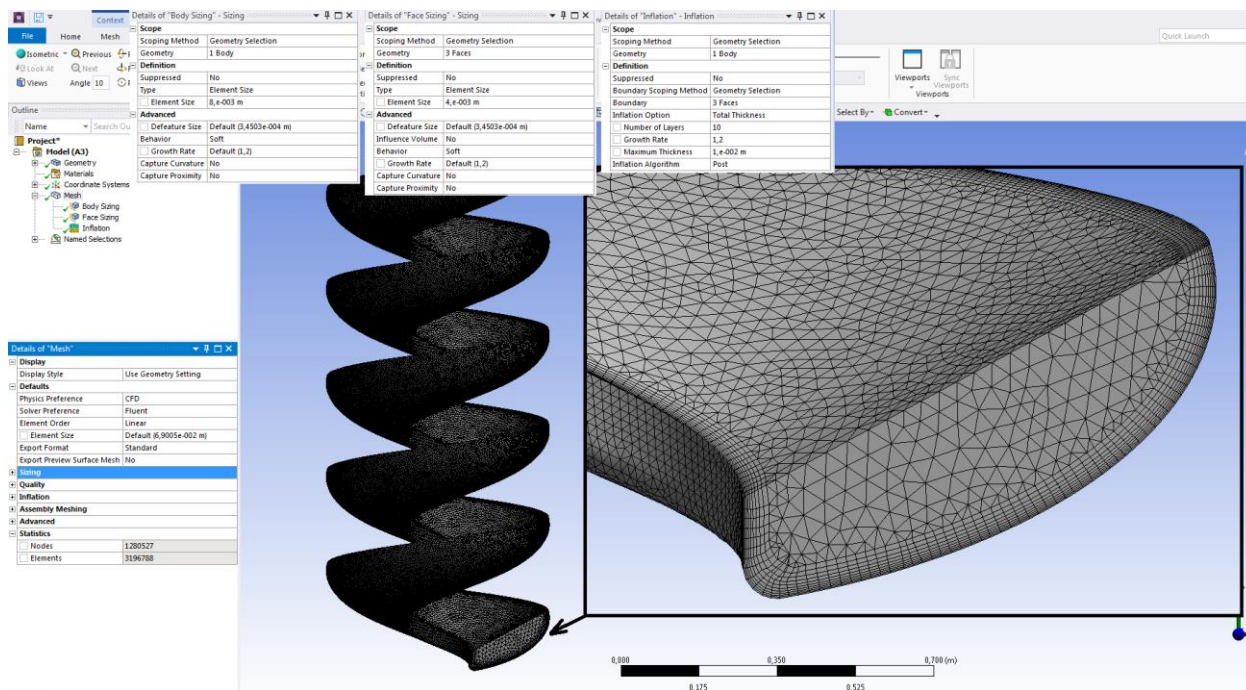


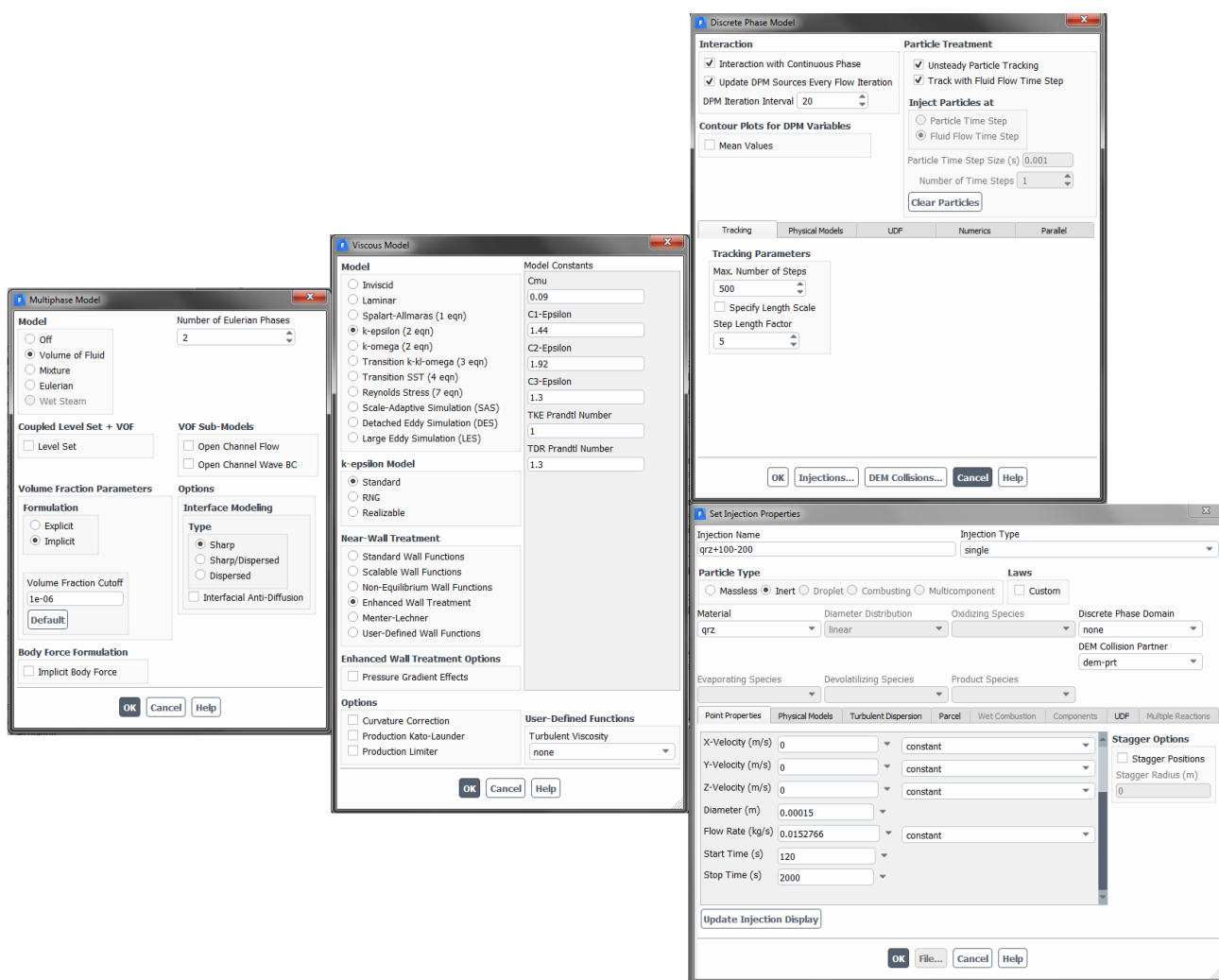
Рисунок 2.6 – Сгенерированная расчетная сетки модели и ее параметры

3. Задание параметров численной модели.

Процесс задания параметров численного моделирования можно разбить на несколько последовательных этапов, которые осуществляются в программе ANSYS Fluent:

- загрузка расчетной сетки винтового аппарата, которая была построена на предыдущем шаге алгоритма;
- задание общих параметров моделирования: тип решателя – основанный на давлении, алгоритм которого представлен на рисунке 2.2, где используется абсолютная формулировка скорости и решение является нестационарным;
- определение параметров модели Эйлера: используется подтип модели Эйлера Volume of Fluid с двумя фазами – воздух и вода, где объемное содержание фаз определяется явно и минимальный порог его значения составляет 10^{-6} , граница раздела между фазами определяется алгоритмом “Sharp”, поскольку в расчетном объеме вода в дисперсном виде, т.е. в виде капель, практически отсутствует. Уравнения (2.5-2.10), описывающие рассматриваемую модель представлены в предыдущем разделе работы;
- задание параметров k-ε модели турбулентности: применяется стандартная модель турбулентности с коэффициентами по умолчанию, для более точного определения профиля скорости в пристеночных областях выбран алгоритм расчета “Enhanced”. Дифференциальные уравнения (2.11-2.15) описывают данную модель турбулентности;

- настройка модели дискретных элементов: при расчете траектории движения дискретных элементов учитывается взаимодействие с непрерывной фазой, обновление решения происходит на каждой итерации, количество которых составляет 20 для каждого временного шага. Решение уравнений 2.16-2.21, описывающих движение элементов, происходит нестационарно. Остальные параметры решения установлены по умолчанию. При решении учитывается коэффициент сферичности частиц. Для каждой узкой минеральной фракции задаются координаты подачи питания, крупность, массовый расход, минерал из которого состоит частица, время начала и окончания подачи питания. В параметрах модели столкновений дискретных элементов задаются коэффициенты, описывающие данную модель (см. уравнения 2.22-2.27);



а)

б)

в)

Рисунок 2.7 – Параметры модели Эйлера (а), k-ε модели турбулентности (б), модели дискретных элементов (в)

- определение характеристик материалов, используемых в модели: в расчетном объеме модели присутствуют две непрерывных фазы воздух с плотностью $1,225 \text{ кг/м}^3$ и вязкостью $1,78 \cdot 10^{-5} \text{ кг/м} \cdot \text{с}$ и вода с плотностью $998,2 \text{ кг/м}^3$ и вязкостью $0,001003 \text{ кг/м} \cdot \text{с}$. Дискретная фаза представлена минеральными зёрнами различной плотности, например частицами кварца с плотностью 2600 кг/м^3 .

- задание граничных и объемных условий моделирования: в качестве начальных объемных условий, применяемых для всего расчетного пространства за исключением его границ, выступают значение давления в нем (атмосферное 101325 Па), ускорение свободного падения ($9,81 \text{ м/с}^2$) и объемная концентрация фаз (рабочий объем полностью заполнен воздухом на начальный момент расчета). Среди граничных условий моделирования можно выделить несколько их типов: стенка “wall” (рабочая поверхность винтового желоба), для которой задаются коэффициенты, описывающие столкновения с ней дискретных элементов (уравнение 2.25), входная граница “massflow inlet”, для которой определяется массовый расход воды в соответствии с режимом винтовой сепарации, и выходная граница “pressure outlet”, где задается давление на выходе из рабочего объема сепаратора, которое соответствует атмосферному. Массовый расход питания задается в параметрах модели дискретных элементов, как было отмечено выше, хотя его условно также можно отнести к граничному условию.

- настройка схемы решателя и методов пространственной дискретизации: на данном этапе используются настройки по умолчанию – алгоритм корректировки давления SIMPLE, дискретизация первого порядка для k-ε модели турбулентности, второго порядка для уравнения сохранения импульса, схема PRESTO для давления, Compressive для объемной концентрации фаз и метод наименьших квадратов для разрешения градиентов физических величин. Временная дискретизация решения осуществляется методом первого порядка. Теоретическое описание алгоритмов решателя представлено в разделе 2.2 настоящей работы.

- задание временного шага ($0,001$ секунды), количества итераций на шаге (20), общего количества временных шагов и соответственно общего времени моделирования, необходимого для стабилизации процесса винтовой сепарации (образование стабильного веера из минеральных частиц на винтовой поверхности). Общее время, за которое вода заполняет винтовой желоб, составляет около $1-2$ минут в зависимости от геометрических параметров аппарата, после чего начинается подача питания, состоящего из дискретных минеральных частиц различной крупности и плотности. После стабилизации веера на всей винтовой поверхности, можно утверждать об установившемся режиме течения в рабочем

объеме аппарата и расчет останавливается для оценки различных параметров процесса разделения. Время, за которое процесс винтовой сепарации стабилизируется, варьируется в зависимости от характеристик питания и типа моделируемого аппарата и как правило составляет несколько минут.

4. Проведение расчетов на основании существующего алгоритма (рисунок 2.2) численного решения дифференциальных уравнений, описывающих модель. В процессе проведения расчетов производится контроль невязок решения для достижения сходимости численного решения.

5. Анализ полученных в ходе расчета результатов (распределения гетерогенных фаз в расчетном объеме, скорости их движения, траекторий движения минеральных частиц и других параметров). Данный этап осуществляется при помощи программного обеспечения ANSYS Fluent или ANSYS CFD-post, которые позволяют исследовать различные гидродинамические характеристики процесса как в графическом виде (двух- и трехмерные распределения (рисунок 2.8), графики, гистограммы), так и в табличном представлении.

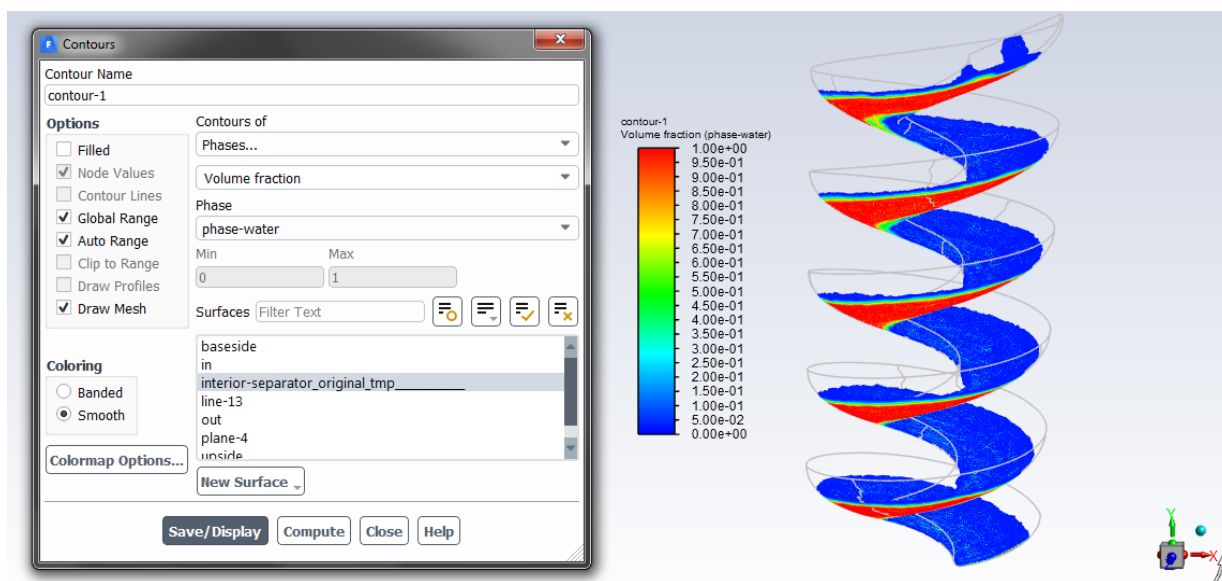


Рисунок 2.8 – Визуализация результатов расчета модели на примере распределения воды в рабочем объеме винтового сепаратора

Однако встроенные программные средства не позволяют оценить качественно-количественные показатели обогащения, что представляет основную ценность при исследовании процесса винтовой сепарации. С целью количественной оценки показателей разделения минеральных частиц в программном комплексе ANSYS был разработан

модуль в виде макроса, написанного на языке программирования C++ и расширяющий существующий функционал используемого программного обеспечения. Ниже представлен его исходный код.

```
#include "udf.h"
#include "mem.h"
#include "dpm.h"
#include <stdio.h>

/* write in file function */
int writeinfile(real id, real diam, real dens, real flowrate, real time, real x, real y, real z)
{
    FILE *file;
    if((file = fopen("fluentout.txt", "a")) == NULL)
    {
        Message ("Can't open file fluentout.txt for writing\n");
        return -1;
    }
    else
    {
        fprintf(file, "%f\t%f\t%f\t%f%.20f\t%f\t%f\t%f\t%f\n", id, diam, dens, flowrate, time, x,
y, z);
    }
    fclose(file);
    return 0;
}

/* write in file boundary condition for escaped particles */
DEFINE_DPM_BC(bc_escape, p, t, f, f_normal, dim)
{
    writeinfile(p->part_id,      P_DIAM(p),      P_RHO(p),      P_FLOW_RATE(p),
CURRENT_TIME, P_POS(p)[0], P_POS(p)[1], P_POS(p)[2]);
    return PATH_END;
}
```

При пересечении дискретным элементом выходной границы расчетного объема модели вызывается функция записи в файл, где в табличном виде записываются идентификатор, крупность, плотность, масса, время и координаты дискретного элемента, который покинул рабочий объем винтового аппарата. На основании этих данных в дальнейшем производится расчет качественно-количественных показателей обогащения в табличном редакторе, например Microsoft Excel.

6. Оценка адекватности моделирования на основании сравнения качественно-количественных показателей разделения исходного сырья, полученных в результате вычислительного и реального технологического эксперимента. В случае если наблюдается существенное расхождение между полученными показателями, модель не считается адекватной и производится возврат на предыдущие этапы алгоритма с целью устранения недостатков модели. В случае получения показателей соответствующих реальному процессу винтовой сепарации для данного типа сырья модель считается адекватной.

В качестве основных выходных параметров моделирования, используемых при анализе, полученных в ходе моделирования результатов выступают:

- гидродинамические параметры разделения;
- траектории движения минеральных частиц;
- качественно-количественные показатели обогащения и другие.

Оценка точности разработанной модели осуществляется сравнением качественно-количественных показателей обогащения, полученных в результате вычислительного и технологического эксперимента, и расчета погрешности моделирования. Также существует возможность количественной оценки гранулометрических характеристик выделенных продуктов обогащения, скорости движения суспензии в аппарате, качественной картины распределения веера из минеральных частиц на винтовой поверхности и других параметров, которые возможно дополнительно использовать для оценки точности моделирования при их сравнении с соответствующими показателями, полученными в результате реального технологического опыта по винтовой сепарации.

Условия применения результатов численного моделирования определяются входными параметрами моделирования, т.е. полученные показатели обогащения характеризуют процесс винтовой сепарации, выполненный для определенного типа минерального сырья, на аппарате с определенной геометрией при заданном режиме разделения. Тем не менее, подход к созданию модели винтовой сепарации является универсальным и позволяет разработать численную модель разделения различного минерального сырья на винтовом аппарате любой конструкции, единственным

ограничением в данном случае является вычислительная мощность конкретного аппаратного обеспечения, которая определяет время, затраченное на проведение расчетов.

2.4 Выводы

Таким образом, в результате рассмотрения математических формулировок основных уравнений гидродинамики, описывающих процесс гравитационного обогащения минеральных частиц, метода их численного решения и алгоритма разработки модели винтовой сепарации на базе методов вычислительной гидродинамики можно сформулировать следующие выводы:

1. Математический аппарат методов вычислительной гидродинамики позволяет смоделировать движение непрерывных сред, присутствующих в рабочих объемах гравитационного обогатительного оборудования, на основе многофазных уравнений сохранения массы, импульса и $k-\varepsilon$ модели турбулентности и описать поведение минеральных частиц на основе модели дискретных элементов.

2. Численный способ решения дифференциальных уравнений гидродинамики методом конечных объемов и использование современного аппаратного и программного обеспечения позволяет получить результаты с требуемой точностью.

3. Алгоритм создания численной модели винтового аппарата позволяет разработать адекватную модель данного процесса с использованием современного программного и аппаратного обеспечения для оценки гидродинамических параметров и качественно-количественных показателей винтовой сепарации различного минерального сырья.

Глава 3. Численное моделирование процесса гравитационного обогащения минерального сырья в рабочем объеме обогатительного оборудования

3.1. Численное моделирование свободного и стесненного падения минеральных частиц пластинчатой формы в жидкой среде

Апробация предложенного подхода к численному моделированию процессов гравитационного обогащения на базе программного комплекса ANSYS проводилась на примере свободного и стесненного осаждения частиц неправильной формы на примере минеральных зерен слюды и искусственно изготовленных алюминиевых пластин. Проверка адекватности методики численного моделирования на более простом процессе падения частиц по сравнению с процессами, протекающими в рабочем объеме обогатительного оборудования, позволяет сделать вывод о правильности выбранного подхода и в дальнейшем перейти к моделированию более сложных гравитационных процессов разделения минерального сырья.

Изучение конечных скоростей падения минеральных частиц в жидкости является основой теоретических и экспериментальных исследований гравитационного обогащения. Данная характеристика имеет существенное значение для выбора и обоснования оптимальных параметров гравитационного обогащения. Однако выбор оптимальной формулы для расчета скорости частиц неправильной пластинчатой формы затруднителен, экспериментальные же методы определения скорости трудоемки, и их использование не всегда оправдано. Используя численное моделирование методами вычислительной гидродинамики, возможно определить скорости падения частиц различной крупности, плотности и формы с достаточной точностью, не прибегая к другим методикам, что делает данный способ наиболее перспективным.

В качестве исходного материала для минеральных частиц при расчете скорости падения был выбран вермикулит, т.к. он позволяет рассмотреть падение частиц неправильной формы в широком диапазоне коэффициента сферичности (до 0,3), что представляет определённые сложности при расчете скорости свободного падения аналитическим путем.

3.1.1. Определение скорости свободного падения частиц неправильной формы методами численного моделирования

Для оценки различия в форме частиц был выбран коэффициент сферичности, рассчитанный по отношению площади эквивалентного по объему шара к площади поверхности частицы. Коэффициент сферичности рассчитывался по формуле [25]

$$\Omega = \frac{2,62 \cdot \sqrt[3]{\frac{\pi h^3}{4V}}}{1 + \frac{Ph^2}{2V}}, \quad (3.1)$$

где h и V – соответственно толщина и объемы частицы слюды; P – периметр основания пластинки слюды.

Для расчета параметров гравитационных процессов были использованы круглые слюдяные диски и диски из алюминия с $\Omega = 0,30 - 0,77$, что давало возможность проследить их падение в водной среде при различных гидродинамических режимах.

Расчет скорости свободного падения частиц неправильной формы производится по эмпирической формуле, как произведение скорости падения эквивалентного по объему шара на некоторую функцию от коэффициента сферичности [25].

$$v = v_3 f(\Omega) \quad (3.2)$$

где v_3 – скорость эквивалентного по объему шара;

Ω - коэффициент сферичности

Для $1 \leq Re_s \leq 140$

$$f(\Omega) = f_1(\Omega) = \Omega \quad (3.3)$$

для $Re_s \geq 160$

$$f(\Omega) = f_2(\Omega) = 1.245 \sqrt{\frac{\Omega}{8.95 - 7.4\Omega}} \quad (3.4)$$

для $140 \leq Re_s \leq 160$

$$f(\Omega) = 0.05[(160 - Re_s)f_1(\Omega) + (Re_s - 140)f_2(\Omega)] \quad (3.5)$$

где Re_s – число Рейнольдса для шара с площадью поверхности равной площади поверхности частицы.

Скорость эквивалентного по объему шара рассчитывается по следующей формуле:

$$v_3 = \left(\sqrt{20.4 + 2.95\sqrt{Re^2\psi}} - 4.52 \right)^2 \mu / \rho d_3 \quad (3.6)$$

где d_3 – диаметр шара, μ - динамический коэффициент вязкости жидкости, $Re^2\psi$ – параметр Лященко, который определяется по формуле:

$$Re^2\Psi = \frac{\pi d^3(\rho_T - \rho)g}{6\rho\nu} \quad (3.7)$$

где ρ_T и ρ – плотность тела и жидкости соответственно, ν – кинематический коэффициент вязкости жидкости.

Разработка модели свободного падения минеральной частицы производилось при помощи программного комплекса ANSYS и состояла из последовательности этапов:

1) Постановка задачи. Рассматривается цилиндрическая труба, заполненная водой, в ней падает вермикулитовая частица неправильной формы; необходимо определить скорость падения этой частицы.

2) Создание трехмерной геометрии моделируемого объекта, выполнялся при помощи программы ANSYS SCDM. Расчетная область представляла собой цилиндр, диаметр которого значительно превышал размеры частицы, длина цилиндра подбиралась таким образом, чтобы скорость частицы во время прохождения расчетной области достигала конечной скорости осаждения. Вид расчетной области представлен на рисунке 3.1.

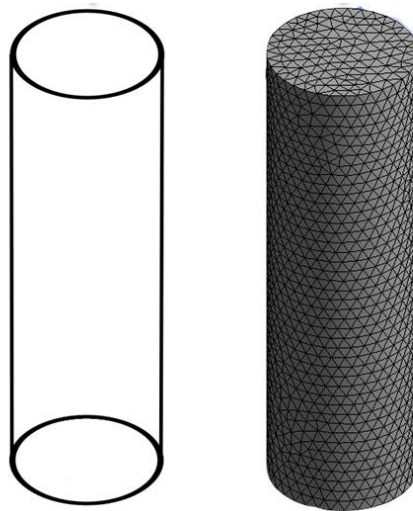


Рисунок 3.1 - Геометрическая модель и расчетная сетка области, в которой происходит свободное падение частицы.

3) Генерация расчетной сетки. Этот этап выполнялся при помощи ANSYS Meshing. Расчетная сетка однородная, состоит из ≈ 10000 элементов тетраэдрической формы (рисунок 3.1).

4) Задание параметров модели. Этот этап выполнялся в программе ANSYS Fluent и состоял в выборе типа модели (в данном случае используется однофазная турбулентная модель, совместно с моделью дискретных элементов); выборе материалов (в качестве

исходного материала для дисперсных частиц были выбраны частицы вермикулита различных геометрических размеров и формы, дисперсионная среда представлена водой); задании краевых условий (расчетный объем ограничен стенками и во всем объеме равномерно распределена вода).

5) Расчет модели. Выполнялся в ANSYS Fluent в соответствии с алгоритмом численного решения дифференциальных уравнений, изложенным в главе 2.2.

6) Обработка результатов моделирования. Работа постпроцессора ANSYS Fluent заключалась в графическом изображении результатов моделирования в виде графиков, анимации, графических распределений и таблиц. На рисунке 3.2 показано распределение скорости воды вокруг движущейся частицы в различные моменты времени.

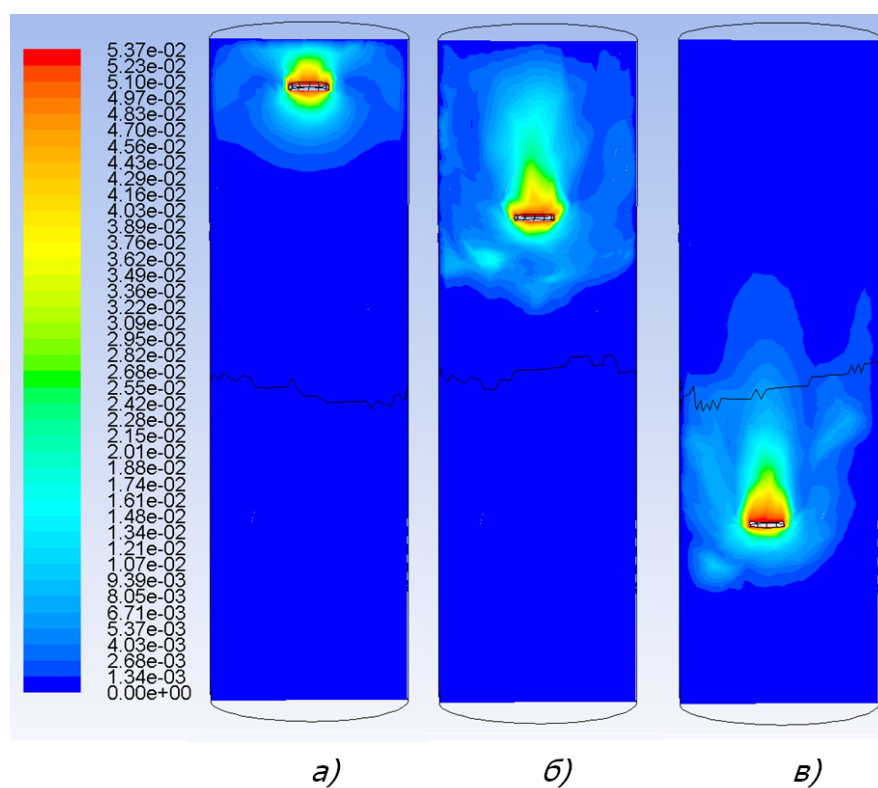


Рисунок 3.2 - Распределение скорости (м/с) жидкости в вертикальном сечении расчетного объема на моменты времени а) - 0.1с, б) - 0.3с, в) – 0.7с

С целью проверки адекватности модели данные, полученные в ходе вычислений, сравнивались с экспериментальными результатами по скоростям свободного падения частиц вермикулита [25]. В таблице 3.1 представлены результаты моделирования и физического эксперимента.

Таблица 3.1 - Расчетные, экспериментальные и полученные численным моделированием скорости свободного падения пластинок вермикулита

H, см	d _э , см	Ω	Re ² ψ ·10 ⁴	Re _s	ψ _s	V _{расч.} , см/сек	V _{экс.} , см/сек	V _{мод.} , см/сек
0.027	0.14	0.29	1.61	134	0.9	5.0	5.3	5.13
0.037	0.1	0.3	3.92	190	0.9	5.7	5.9	6.03
0.047	0.23	0.3	7.72	290	0.92	6.7	6.9	6.85
0.036	0.17	0.31	3.21	167	1.15	5.4	5.4	5.15
0.05	0.23	0.32	7.95	306	0.5	6.9	7.4	7.26
0.039	0.16	0.36	2.61	171	0.89	5.6	6.4	6.78
0.038	0.15	0.39	1.9	146	0.9	6.7	6.3	6.62
0.084	0.28	0.44	14.0	410	0.83	9.7	9.7	10.31
0.046	0.15	0.47	1.9	150	0.84	7.3	7.1	7.40
0.035	0.11	0.47	0.831	98	0.87	6.7	6.1	6.34
0.1	0.28	0.53	13.9	436	0.73	11.0	11.3	11.01
0.094	0.25	0.55	20.0	350	0.82	10.4	10.3	10.74
0.071	0.19	0.57	4.04	235	0.73	8.6	9.5	9.77
0.065	0.17	0.57	3.09	183	0.92	8.0	8.1	8.10
0.061	0.17	0.58	2.85	177	0.92	7.6	7.9	8.29
0.2	0.37	0.6	3.22	750	0.57	14.7	15.6	15.11
0.083	0.2	0.6	5.22	270	0.72	9.7	10.4	10.12
0.079	0.18	0.65	3.68	226	0.72	9.4	10.1	10.05
0.096	0.22	0.64	7.0	291	0.83	10.9	10.4	10.56
0.135	0.3	0.66	17.5	511	0.67	13.9	13.7	13.72
0.089	0.18	0.75	3.44	230	0.65	10.8	11.3	11.84
0.127	0.24	0.77	9.02	286	0.6	14.3	14.0	13.93

В представленной таблице приведены следующие обозначения: H – толщина пластинок; ψ_s - коэффициент сопротивления для шара, площадь поверхности которого равна площади поверхности частицы $V_{расч.}, V_{экс.}, V_{мод.}$ – скорость, полученная в результате расчета, эксперимента и моделирования соответственно.

На рисунке 3.3 представлена гистограмма, которая позволяет оценить относительную погрешность полученных значений скоростей от экспериментальных. CFD – моделирование дает близкие к экспериментальным результаты, что позволяет судить о соответствии реальному процессу. Погрешность при расчете по формулам достигает 12.5% и в среднем составляет 4.6%, в то время как при использовании моделирования наибольшее отклонение составляет 6.3% и в среднем составляет 3.0%. Также в большинстве случаев были получены более точные данные по сравнению с аналитическим определением скоростей.

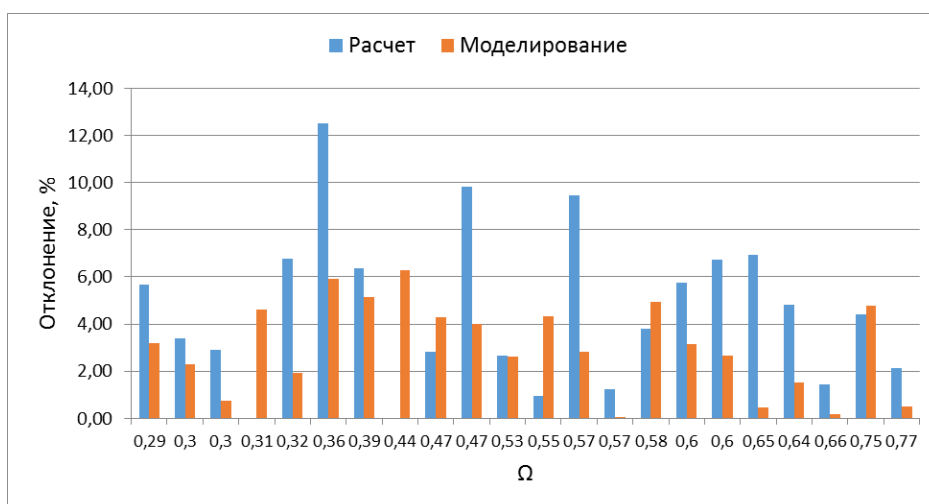


Рисунок 3.3 – Относительная погрешность значений скоростей свободного падения частиц вермикулита в жидкой среде

Таким образом, моделирование на основе CFD позволяет определить скорость свободного падения частиц пластинчатой формы в ньютоновской жидкости с более высокой точностью по сравнению с аналитическим расчетом, что может быть использовано для управления и регулировки процессов гравитационного обогащения [51].

3.1.2. Определение скорости стесненного падения частиц методами численного моделирования

Определение скорости стесненного движения частиц неправильной формы также играет важную роль при выборе и обосновании оптимальных параметров гравитационного обогащения руд.

В настоящее время для вычисления скорости стесненного движения предложено множество формул. Многие исследователи[30] считают, что скорость стесненного перемещения частиц v_{cm} может быть определена по формуле:

$$v_{cm} = v_o m^n \quad (3.8)$$

где v_o – скорость свободного движения частицы; m – коэффициент разрыхления; n – показатель степени, зависящий от многих переменных, в том числе и формы частиц.

Выбор значения показателя n в каждом конкретном случае затруднителен. По различным данным показатель n рекомендуется в пределах от 0.75 до 3. Строгость обоснования значения показателя n отсутствует, что не позволяет оценить технологические параметры гравитационного процесса обогащения руд с требуемой точностью[32].

Для расчета объема гравитационного аппарата, работающего со взвешенным слоем, важно знать зависимость между высотой взвешенного слоя и всеми гидродинамическими, физическими и геометрическими характеристиками процесса. Моделирование на базе методов вычислительной гидродинамики позволяет решить данную задачу.

В качестве исходного материала для опытов использовались диски различного диаметра и толщины из листового алюминия и слюды (мусковита), экспериментальный расчет скорости стесненного движения которых в водной среде производился как частное объемного расхода воды и площади поперечного сечения трубки; по высоте столба, взвешенного в стеклянной трубке материала, оценивался коэффициент разрыхления. Скорость восходящего потока воды, а, следовательно, и скорость стесненного движения определялась при разном коэффициенте разрыхления, т.е. при разной высоте взвешенного слоя.

Разработка модели стесненного падения частиц производилась с использованием программного комплекса ANSYS, с привлечением методов вычислительной гидродинамики.

1) Постановка задачи. Рассматривается цилиндрическая труба, заполненная водой, на дне трубки находятся частицы неправильной формы; в нижнее отверстие трубки подается вода; необходимо по скорости восходящего потока определить скорость стесненного падения этих частиц.

2) Создание трехмерной геометрии моделируемого объекта, выполнялось в программе ANSYS SCDM. Геометрическая модель аналогична конструкции установки для определения скорости свободного движения частиц и представляет собой цилиндрическую трубку.

3) Генерация расчетной сетки. Для разбиения расчетного объема на конечное множество элементов использовалась программа ANSYS Meshing. Сетка однородная и состоит из ≈ 10000 элементов тетраэдрической формы.

4) Задание параметров модели. Этот этап выполнялся в программе ANSYS Fluent. Использовалась однофазная модель, k- ϵ модель турбулентности, модель дискретных элементов, модель столкновений дискретных элементов. В нижнее отверстие трубки подавалась вода, соответствующее ей граничное условие являлось входным с предварительно заданным массовым потоком. Верхнее отверстие имело выходной тип граничного условия. Остальные границы представляли собой стенки. На начало эксперимента расчетная область была заполнена водой.

5) Расчет модели. Осуществлялся также в ANSYS Fluent в соответствии с реализованным алгоритмом решения дифференциальных уравнений.

б) Обработка результатов моделирования. Постпроцессинг выполнялся в ANSYS Fluent и заключался в графическом изображении результатов моделирования в виде графических распределений (рисунок 3.4), замера высоты взвешенного слоя и отображении других параметров.

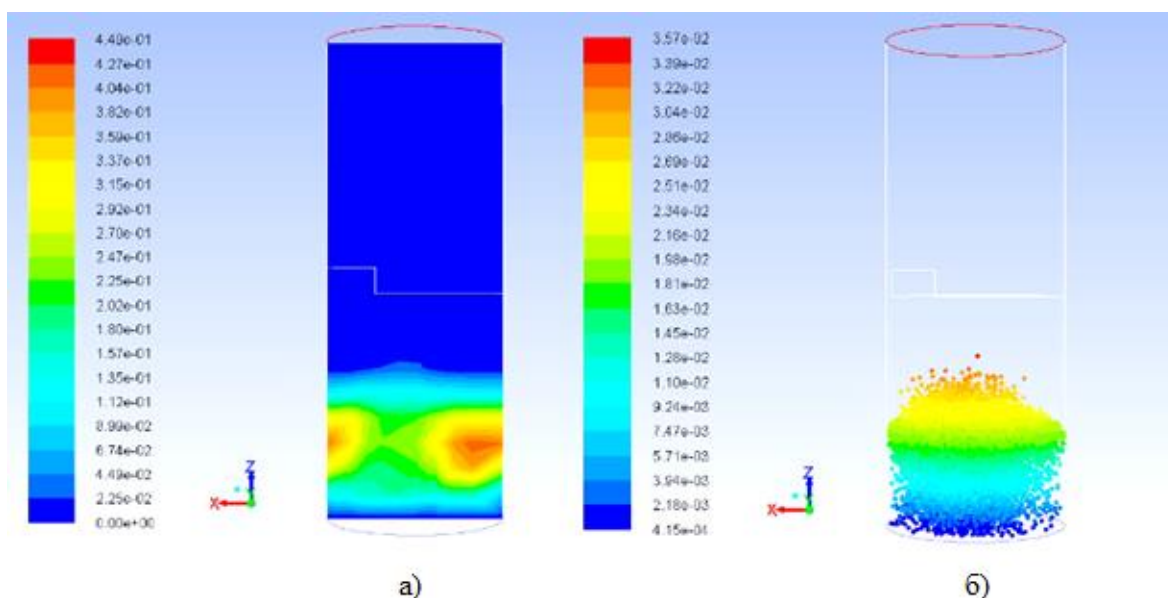


Рисунок 3.4 - а) Распределение концентрации твердой фазы в вертикальном сечении расчетного объема, %; б) распределение положения отслеживаемых частиц в расчетном объеме в зависимости от их высоты, м.

Адекватность модели оценивалась по экспериментальным данным, полученным ранее [52]. В таблице 3.2 представлены результаты численного моделирования и физического эксперимента по определению скоростей стесненного падения частиц пластинчатой формы, изготовленных в виде круглых слюдяных дисков.

Таблица 3.2 - Результаты измерения скорости стесненного падения дисков при различном коэффициенте разрыхления

d	h	Q	S	$v_{ст.}$	$V_{тв.}$	$H_{экс.}$	$H_{мод.}$	$m_{экс.}$	$m_{мод.}$	$ (H_{мод.}-H_{экс.})/H_{экс.} *100$
0.6	0.08	90.9	10.75	8.46	5.5	3.5	3.41	0.85	0.85	2.6
0.4	0.05	87.7	10.75	8.16	7.4	5.5	5.46	0.87	0.87	0.7
0.2	0.05	20.4	3.80	5.37	3.7	3.5	3.37	0.72	0.71	3.7
0.3	0.08	37.0	3.80	9.74	2.8	3.5	3.56	0.79	0.79	1.7
0.3	0.05	82.6	10.75	7.68	11.1	5.0	5.51	0.79	0.81	10.2
0.2	0.02	19.8	3.80	5.21	3.7	7.5	7.47	0.87	0.87	0.4

Использованы следующие обозначения: d - диаметр частиц, см; h - толщина частиц, см; Q - расход жидкости в единицу времени, см³/сек; S - площадь поперечного сечения трубы, см²; $v_{ст.}$ - скорость стесненного падения, см/сек; $V_{тв.}$ - объем твердого во взвеси, см³; $H_{экс.}$ - экспериментальная высота взвеси, см; $H_{мод.}$ - высота взвеси при моделировании, см; $|(H_{мод.}-H_{экс.})/H_{экс.}|*100$ – относительная погрешность высоты слоя при моделировании от ее экспериментального значения, %.

В ходе моделирования были получены результаты, согласующиеся с экспериментальными данными и соответствующие допустимым погрешностям при расчетах скоростей стесненного падения. Таким образом, методы вычислительной гидродинамики позволили точно определить скорость стесненного движения частиц неправильной формы в водной среде [50].

3.2. Численное моделирование гравитационного разделения гематитсодержащего промпродукта основной магнитной сепарации АО «Олкон» на винтовых аппаратах

Как было установлено численное моделирование на базе методов вычислительной гидродинамики обеспечивает возможность точно определить скорости свободного и стесненного падения частиц неправильной формы. Доказанная на более простом примере осаждения частиц адекватность предложенной методики численного моделирования позволяет перейти к более сложным процессам гравитационного обогащения и оценить ее соответствие на примере процесса винтовой сепарации.

В результате обзора практики использования гравитационных обогатительных аппаратов для обогащения различного минерального сырья (в том числе и железорудного) было показано, что одним из наиболее перспективных способов разделения тонкозернистых материалов является винтовая сепарация, которая характеризуется высокой удельной производительностью на единицу занимаемой площади, низкими капитальными и эксплуатационными затратами на ее реализацию и не потребляет дополнительных объемов воды и энергии.

В то же время в связи с существующей проблемой эффективного выделения гематитового концентрата из руд Оленегорского месторождения вопрос оценки перспектив применения винтовой сепарации для обогащения данного материала с использованием современных методов численного моделирования является перспективным.

На дробильно-обогащительной фабрике АО «Олкон» выпускается коллективный железорудный концентрат, в котором содержится по выходу не более 5-7% гематитового концентрата. Его получение осуществляется из немагнитной фракции основной стадии магнитной сепарации при использовании отсадочных машин. Технология обогащения данного продукта характеризуется низкой эффективностью, что связано в первую очередь с потерями мелких фракций гематита с хвостами отсадки. По данным генерального опробования, проведенного в 2017 году, около 60% гематита от операции теряется с хвостами отсадки, переходя в отвальные хвосты фабрики. Основные потери ценного минерала связаны с частицами крупностью менее 0,2 мм, которые взмучиваются и выносятся в хвосты восходящими потоками жидкости, создаваемыми в камере отсадочной машины [36].

Для оценки перспектив внедрения винтовой сепарации в цикле выделения гематитового концентрата на обогащительной фабрикой АО «Олкон» были разработаны модели процесса обогащения промпродукта основной магнитной сепарации на винтовом сепараторе ВСП-500 и винтовом шлюзе ШВ-500 [46,63].

Моделирование осуществлялось в программной среде ANSYS с применением методов вычислительной гидродинамики и состояло из последовательности действий:

- 1) Постановка задачи. Рассматриваются винтовые аппараты различной геометрии, необходимо смоделировать обогащение промпродукта основной магнитной сепарации на данных аппаратах, спрогнозировать показатели обогащения и определить наиболее эффективный из них.

- 2) Разработка геометрии. Осуществлялась в программе ANSYS SCDM, трехмерные геометрические модели представлены на рисунке 3.5.

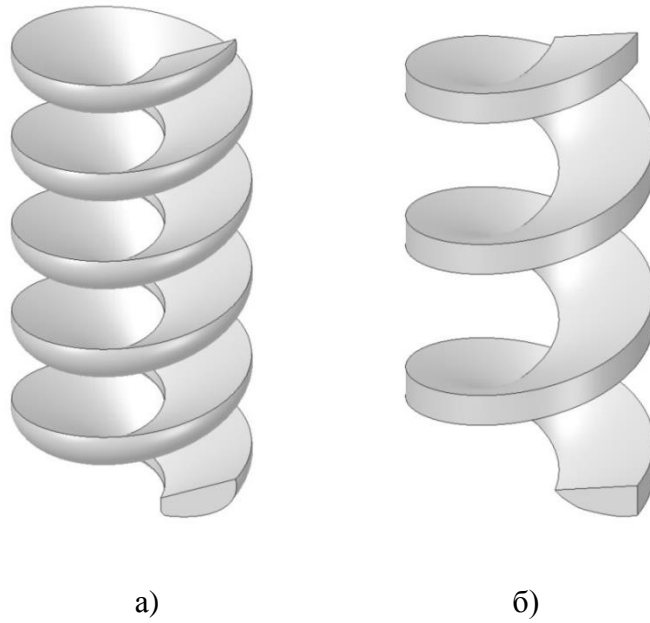


Рисунок 3.5 - Геометрия исследуемых винтовых аппаратов: а) ВСП-500, б) ШВ-500

2) Генерация расчетной сетки. Сетка состоит из ≈ 2000000 тетраэдрических элементов и имеет неоднородный характер: размер расчетных ячеек меньше непосредственно у винтовой поверхности, где требуется большая точность вычислений (рисунок 3.6)

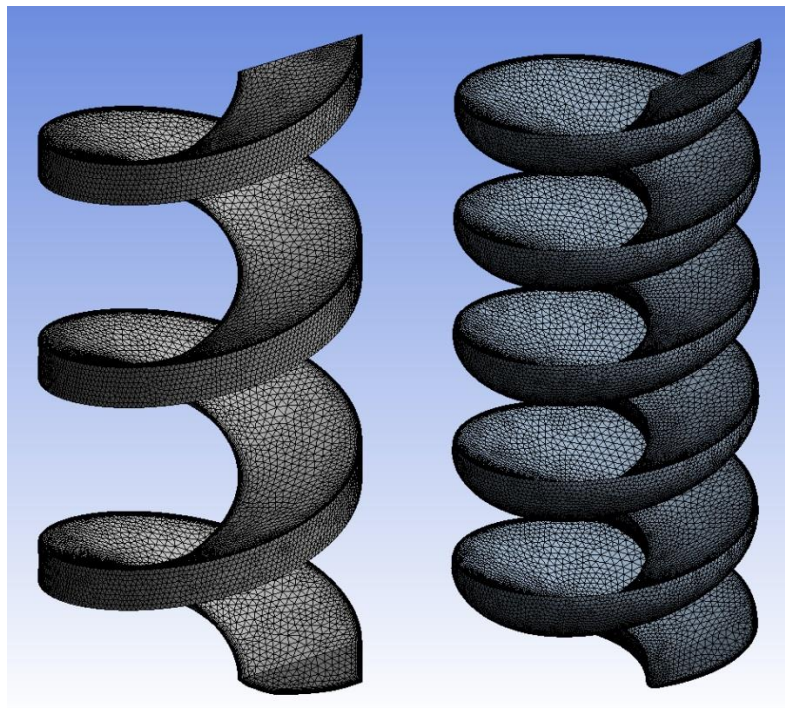


Рисунок 3.6 - Расчетные сетки моделей винтовых аппаратов.

3) Задание параметров модели. Моделирование производилось на основе двухфазной (вода-воздух) модели Эйлера, k-ε модели турбулентности, модели дискретных элементов, модели столкновений дискретных элементов.

Входное граничное условие расположено в верхней части геометрии, где производилась подача питания, выходное – в нижней, остальные границы геометрии имели тип стенки.

Для корректного задания вещественного состава исходного материала, являющегося питанием модели аппаратов, было проведено минералого-технологическое исследование пробы немагнитной фракции основной магнитной сепарации текущего производства. Основными минералами пробы являются: гематит – около 10%; суммарное содержание кварца и полевого шпата – около 74%; на долю амфиболов приходится около 11%; прочие (гранат, эпидот, кальцит, единичные зерна сульфидов) – 4%; магнетит – 1%. Гранулометрическая характеристика полученной пробы материала представлена в таблице 3.3. Выход материала крупностью -0,4+0,1 мм составляет 70% с распределением в нем до 73% гематита.

Таблица 3.3 - Распределение исходного материала по крупности и содержание в нем гематита.

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание гематита, %	Распределение гематита, %
+0,6	3,8	5,2	1,8
-0,6+0,4	10,0	9,2	8,7
-0,4+0,3	16,1	10,3	15,8
-0,3+0,2	23,7	10,0	22,5
-0,2+0,1	30,2	12,0	34,4
-0,1+0,071	8,1	11,3	8,7
-0,071	8,1	10,6	8,1
Итого:	100,0	10,5	100,0

Производительность по исходному питанию составила 230 кг/ч для винтового сепаратора и шлюза соответственно при массовом содержании твердого в питании около 20%. Данные параметры были установлены в соответствии с рекомендованными производителями аппаратов параметрами работы сепараторов, а доля твердого – в соответствии со значением данного параметра, которое достигается на обогатительном производстве для рассматриваемого продукта.

4) Расчет модели. Производился в программном обеспечении ANSYS Fluent в соответствии с алгоритмом численного решения дифференциальных уравнений, изложенным в главе 2.2.

5) Анализ результатов моделирования. Численное моделирование позволяет описать движение жидкости в рабочем объеме аппаратов и оценить различные гидродинамические параметры процесса разделения.

Одним из наиболее важных параметров при изучении процессов гравитационного обогащения является определение скорости водного потока малой толщины на рабочей поверхности оборудования. На рисунке 3.7 показаны вектора скоростей водного потока на желобах рассматриваемых аппаратов при расходе воды $0,9 \text{ м}^3/\text{ч}$ для винтового сепаратора и шлюза соответственно.

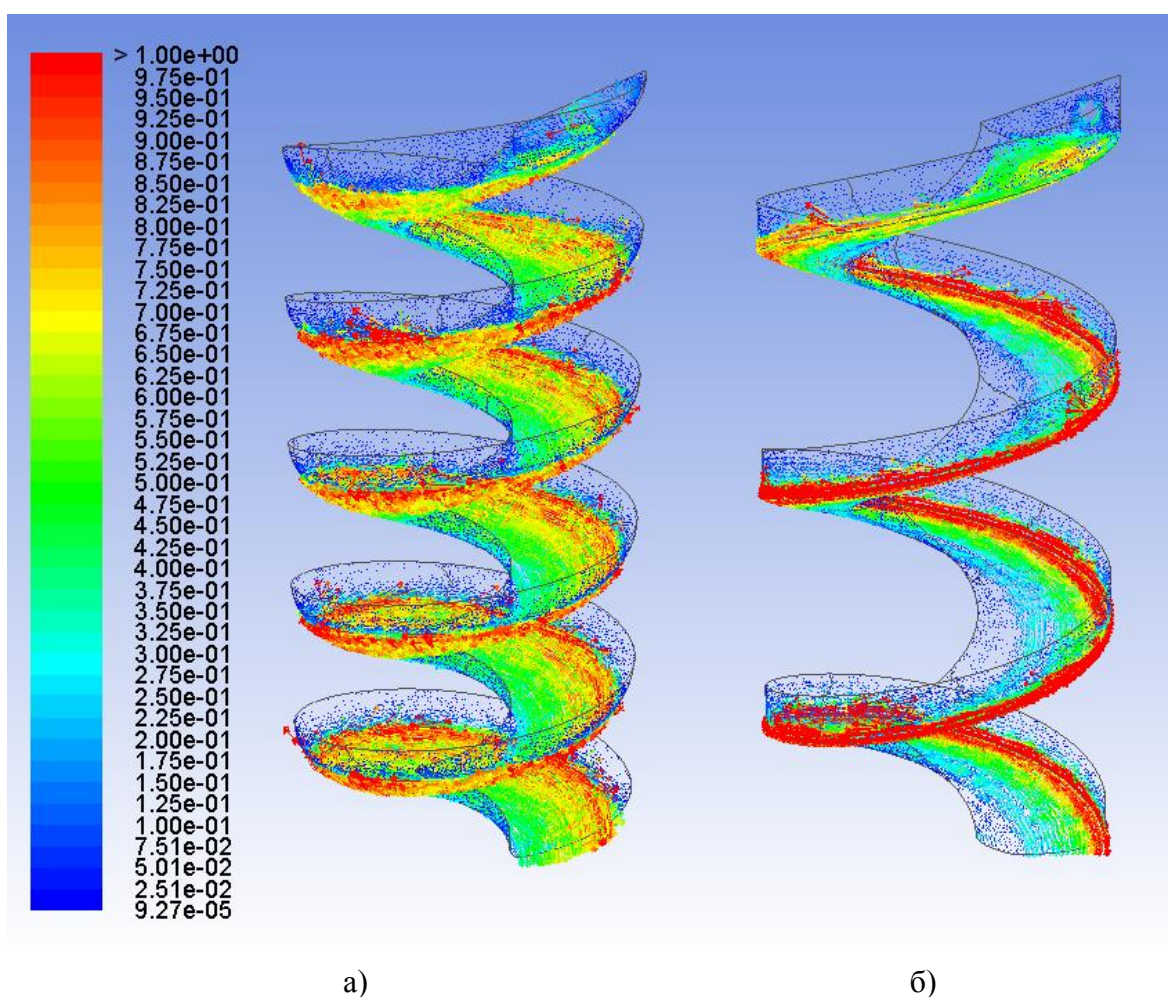


Рисунок 3.7 - Распределение скорости воды, м/с, на винтовой поверхности а) ВСП-500, б) ШВ-500.

Было выявлено, что наибольшая скорость движения жидкости достигается в области, где толщина водного потока максимальна, у внешнего борта аппарата. На рисунке 3.8 в виде графиков показаны полученные закономерности скорости движения жидкости в зависимости от расстояния от центральной оси рассматриваемых винтовых

аппаратов. Определение скорости производилось при установившемся режиме течения потока на последнем витке винтового желоба непосредственно на винтовых поверхностях после истечения 200 секунд с начала подачи на них воды.

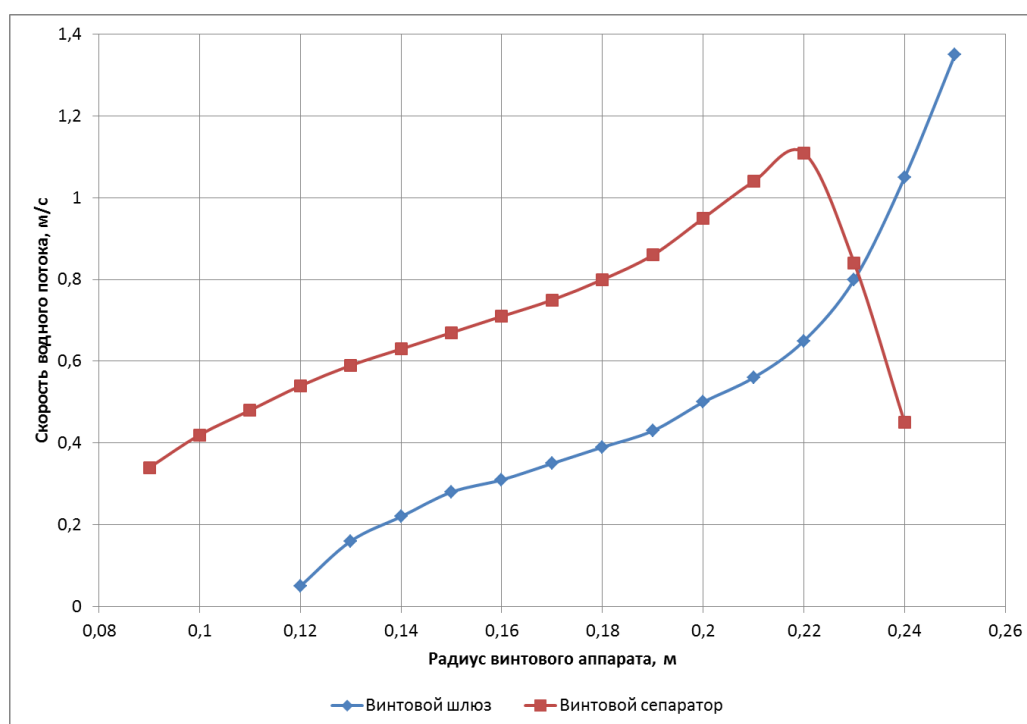


Рисунок 3.8 - Скорость движения воды в зависимости от расстояния от центральной части винтового аппарата.

Было выявлено, что скорость водного потока для винтового сепаратора описывается полиномиальной зависимостью четвертой степени, а для винтового шлюза – экспоненциальной функцией.

Установлено, что в водном потоке, движущемся по винтовой поверхности, проявляется поперечная циркуляция потока, т.е. в придонном слое радиальная составляющая скорости имеет отрицательное значение и происходит циркуляция потока по направлению к центральной оси аппарата; в поверхностном слое жидкости циркуляция происходит по направлению к внешней стороне борта винтового аппарата и радиальная составляющая скорости является положительной величиной. Данный эффект проиллюстрирован на рисунке 3.9, где представлено распределение значений радиальной составляющей скорости водного потока в поперечном сечении винтового сепаратора и шлюза.

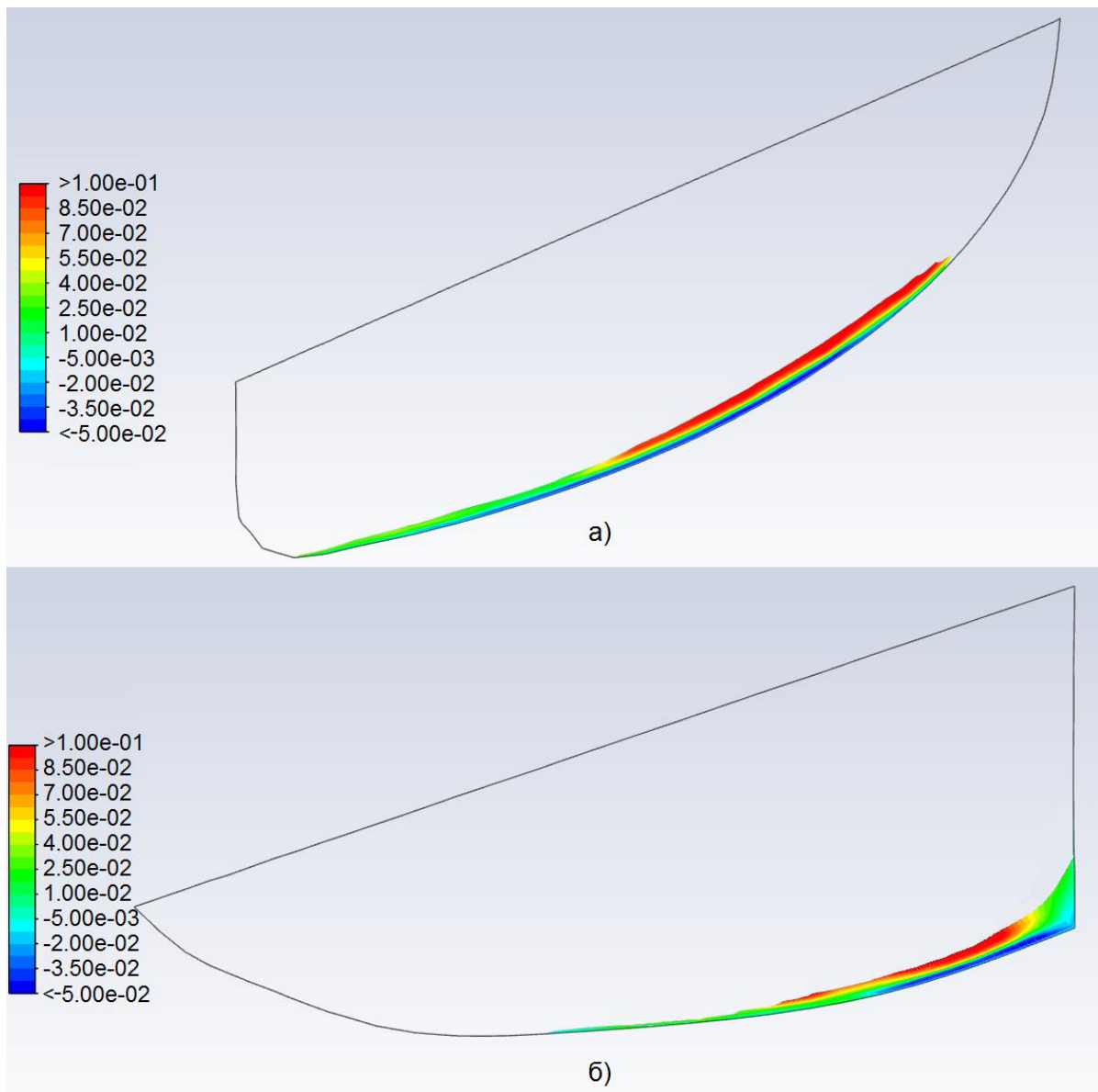


Рисунок 3.9 -Распределение радиальных компонент скорости водного потока, м/с, в поперечном сечении винтовых аппаратов а) ВСП-500 б) ШВ-500.

Поперечная циркуляция водного потока является важным фактором, при описании механизма разделения перемещающихся минеральных частиц по винтовой поверхности. Поверхностный слой водного потока движется по развертывающимся спиральям в направлении к внешнему борту аппарата, в то время как придонный слой движется по свертывающимся спиральям по направлению к внутреннему борту. Качественная экспериментальная оценка данного явления выполнена в работе [20], однако его количественное описание затруднено малой толщиной водного потока, где использование стандартных способов измерения характеристик потока не представляется возможным.

Одним из наиболее важных аспектов исследования процесса винтовой сепарации является изучение распределения минеральных частиц в рабочем объеме аппаратов, отслеживание траекторий их движения а также количественная оценка показателей разделения минерального сырья. В соответствии с предложенной методикой численного моделирования метод дискретных элементов обеспечивает определение данных параметров. Разработанные модели дают возможность отследить координаты положения минеральных частиц в пространстве. На рисунке 3.10 представлено графическое распределение отслеживаемых частиц в расчетных объемах моделей аппаратов по плотности.

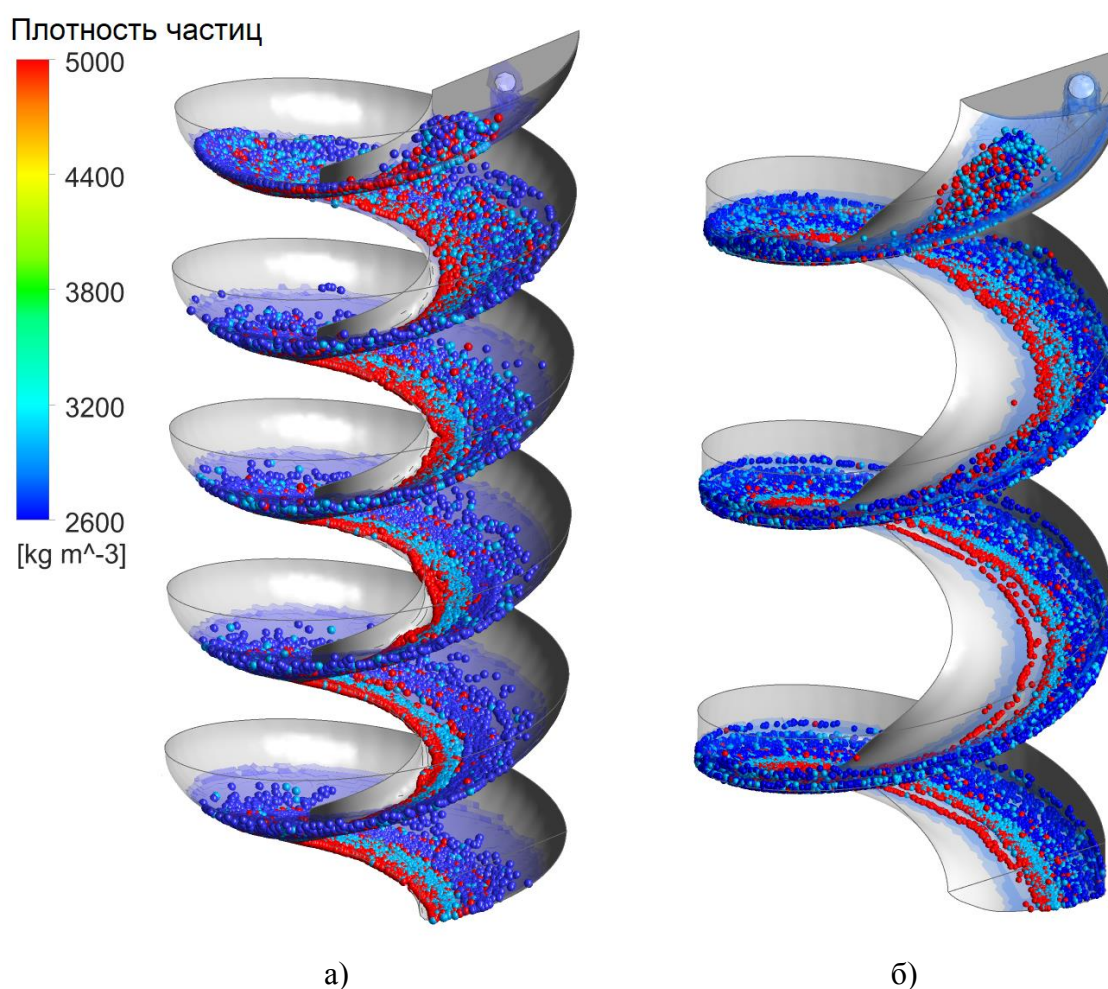


Рисунок 3.10 - Графическое распределение отслеживаемых частиц по плотности, кг/м³, в рабочем объеме аппаратов: а) ВСП-500, б) ШВ-500.

На рисунке 3.10 цветовая шкала обозначает различную плотность частиц: частицы гематита представлены в красном цвете, кварц-полевошпатовые минералы имеют синий

оттенков, остальные минералы окрашены в голубой цвет. В результате выполненного моделирования получена характерная картина распределения минеральных частиц различной плотности на винтовых поверхностях аппаратов с образованием их веера: частицы гематита имеют тенденцию скапливаться у внутреннего борта аппарата, образуя концентрат, частицы пустой породы преимущественно концентрируются у внешнего борта и переходят в хвосты.

Из представленного рисунка можно констатировать, что формирование веера из минеральных частиц происходит уже после первого витка аппарата, а после третьего витка практически все частицы движутся по установившейся траектории.

В результате моделирования было также получено распределение частиц исходного материала по крупности в расчетном объеме моделей винтовых аппаратов, которое приведено на рисунке 3.11.

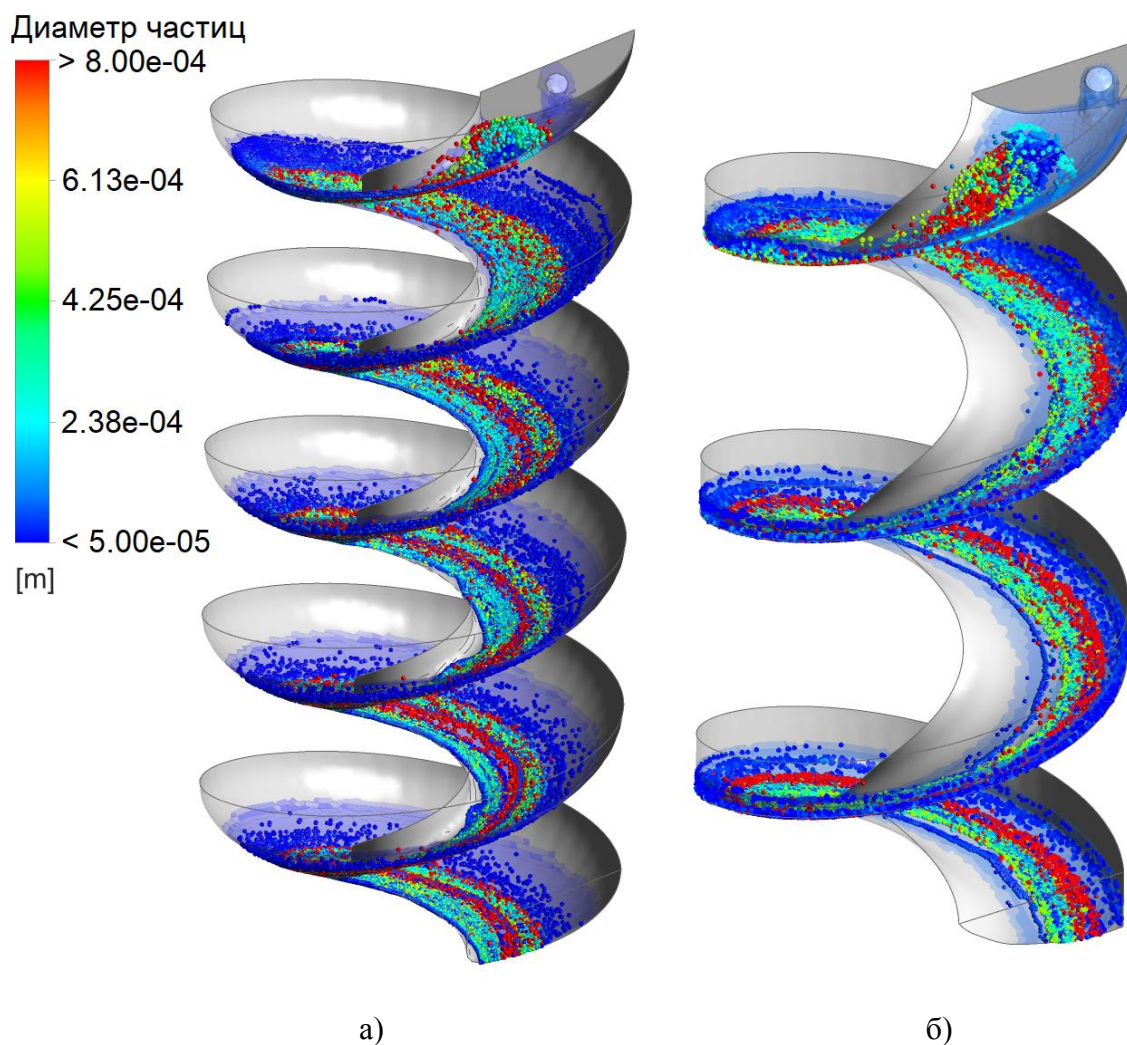


Рисунок 3.11 - Графическое распределение отслеживаемых частиц материала по крупности, м, в расчетном объеме моделей а) ВСП-500, б) ШВ-500.

В соответствии с цветовой шкалой, изображенной на рисунке, крупные частицы с размером более 0,7 мм окрашены в красный цвет, мелкие частицы крупностью менее 0,2 мм – в синий, классы крупности -0,7+0,5 мм, -0,5+0,3 мм, -0,3+0,2 мм окрашены в желтый/оранжевый, зеленый и голубые цвета соответственно.

Можно видеть, что при разделении моделируемого материала на винтовом сепараторе (рисунок 3.11 а) в концентрате сосредотачиваются преимущественно частицы исходного сырья крупностью менее 0,3 мм; промпродукт характеризуется преимущественно более высоким содержанием крупных частиц с размером больше 0,3 мм по сравнению с концентратом; в хвостах присутствует в основном мелкие частицы шламовой крупности. При использовании винтового шлюза (рисунок 3.11 б) концентрат также характеризуется преимущественно частицами крупностью менее 0,3 мм; промпродукт по гранулометрическому составу схож с концентратом с небольшим увеличением доли более крупных частиц с крупностью больше 0,3 мм; в хвосты переходят в основном частицы крупностью менее 0,1 мм и крупные частицы пустой породы.

В таблице 3.4 показаны прогнозные показатели обогащения исходного питания на винтовых аппаратах, полученные в результате расчета компьютерных моделей.

Таблица 3.4 - Показатели обогащения промпродукта основной магнитной сепарации, полученные в результате численного моделирования

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание гематита, %	Извлечение гематита, %	Выход, %	Содержание гематита, %	Извлечение гематита, %
	Винтовой сепаратор ВСП-500			Винтовой шлюз ШВ-500		
Концентрат	6,5	78,5	51,2	8,7	81,9	71,5
Промпродукт	42,0	7,8	32,8	42,4	4,5	19,2
Хвосты	51,5	3,1	16,0	48,9	1,9	9,3
Итого:	100,0	10,0	100,0	100,0	10,0	100,0

Полученные результаты моделирования показали эффективную работу винтовых аппаратов по сравнению с отсадочными машинами за счет вовлечения в переработку тонких фракций гематитсодержащего сырья и в последующем их селективного разделения. В целом на обоих аппаратах были получены близкие показатели обогащения, однако винтовой шлюз ШВ-500 позволил выделить концентрат с более высокими технологическими показателями (по выходу, содержанию и извлечению гематита); а использование винтового сепаратора ВСП-500 обеспечило получение более богатого промпродукта. Показано, что потери ценного минерала с хвостами сепаратора составляют 16%, в то время как при использовании винтового шлюза они не превышают 10%.

С целью проверки адекватности разработанных моделей и подтверждения полученных результатов были проведены лабораторные опыты по разделению исходного материала на рассматриваемых аппаратах (таблица 3.5). Условия осуществления технологических опытов (экспериментов) совпадали с условиями моделирования. Оценка адекватности моделирования производилась на основе расчета абсолютной погрешности моделирования (рисунок 3.12), как модуля разности по выходам и содержаниям гематита, полученных в результате расчета модели и лабораторного эксперимента соответственно.

Таблица 3.5 - Показатели обогащения промпродукта основной магнитной сепарации, полученные в результате технологического опыта

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание гематита, %	Извлечение гематита, %	Выход, %	Содержание гематита, %	Извлечение гематита, %
	Винтовой сепаратор ВСП-500			Винтовой шлюз ШВ-500		
Концентрат	6,1	70,7	32,9	13,3	74,4	85,4
Промпродукт	51,8	13,8	54,6	40,0	3,4	11,8
Хвосты	42,1	3,9	12,5	46,7	0,7	2,8
Итого:	100,0	13,1	100,0	100,0	11,6	100,0

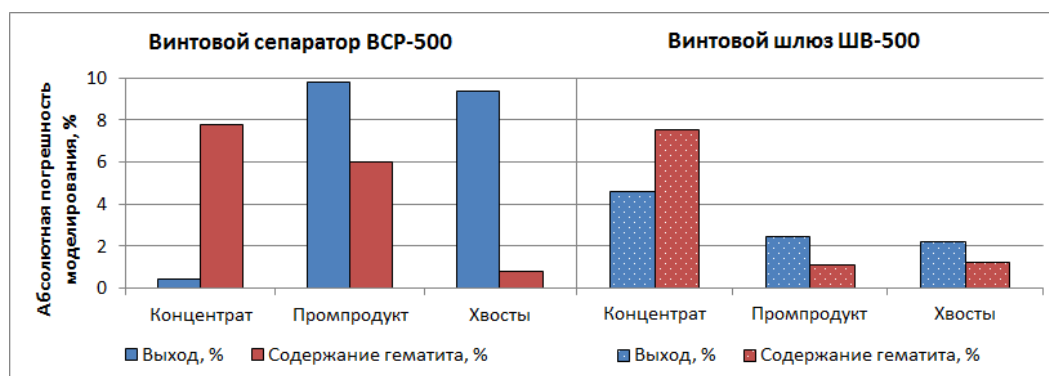


Рисунок 3.12 – Абсолютная погрешность результатов численного моделирования

Установлено, что абсолютная погрешность моделирования по выходу концентрата не превысила 5%, по выходу промпродукта и хвостов – менее 10%, а по содержаниям гематита в концентрате, промпродукте и хвостах она составила соответственно менее 8, менее 2 и менее 1%. Полученные результаты позволили утверждать об адекватности моделирования при заданных режимах работы винтовых аппаратов, а также подтвердили более высокую эффективность винтовой сепарации гематитсодержащего промпродукта основной магнитной сепарации по сравнению с существующей технологией отсадки. Установлено, что наиболее высокие качественно-количественные показатели разделения исходного сырья достигаются при использовании винтового шлюза с пологим профилем желоба.

3.3. Исследование процесса сегрегации минеральных частиц по плотности на винтовых аппаратах с использованием методов численного моделирования.

Явление сегрегации оказывает существенное влияние на процесс разделения минерального сырья на винтовых аппаратах, однако до сих пор остается слабоизученным, поскольку значительная часть исследований данного процесса носит качественный характер. Данный факт связан со сложностью оценки распределения частиц различной плотности, крупности и формы в движущемся винтовом потоке суспензии малой толщины, где использование стандартных методов исследований затруднительно. Численное моделирование на базе методов вычислительной гидродинамики позволяет изучить процесс сегрегации минеральных частиц на винтовых аппаратах с возможностью количественной оценки данного явления.

При винтовой сепарации явление сегрегации заключается в распределении минеральных зерен по крупности, плотности и форме в условиях их соприкосновения в движущемся потоке на винтовой поверхности желоба. Сегрегация происходит по высоте водного потока, т.е. можно выделить придонный слой, где скапливаются тяжелые зерна, и поверхностный слой, где концентрируются легкие частицы. На рисунке 3.13 изображены объемные концентрации суспензии в поперечном сечении винтовых аппаратов, полученные в результате численного моделирования, где выделены придонный и поверхностный слои водного потока.

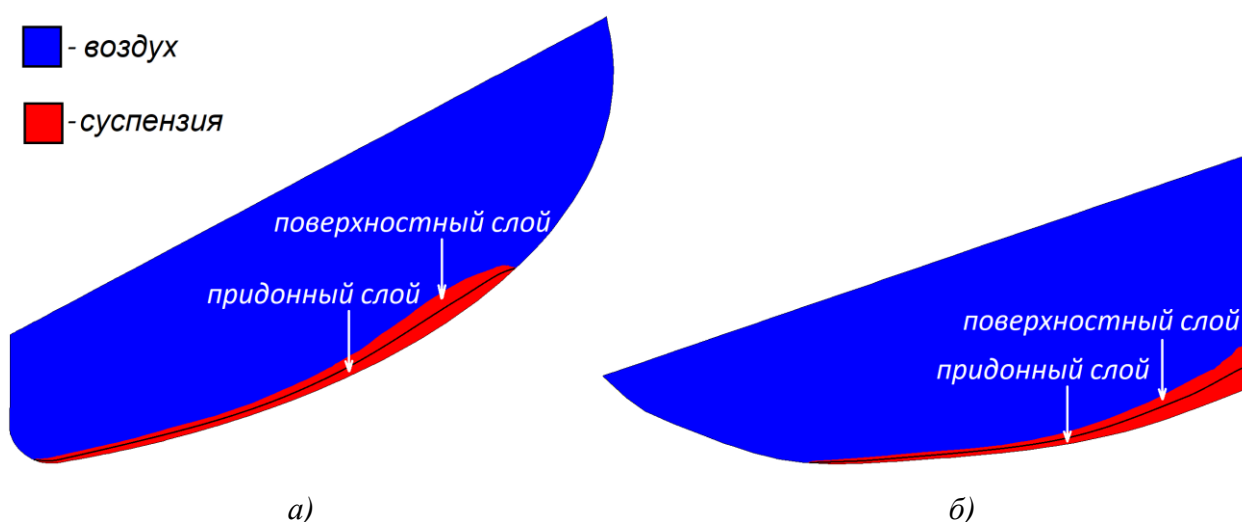


Рисунок 3.13 - Распределение суспензии в поперечном сечении винтового желоба
а) ВСП-500, б) ШВ-500 с указанием поверхностного и придонного слоя потока малой
толщины

Используя разработанные модели винтовых аппаратов, необходимо установить границу раздела придонного и поверхностного водного слоя, а также определить расстояние от поверхности винтового желоба, на котором находятся отслеживаемые минеральные частицы. Таким образом, определив массу минеральных частиц, которые покинули расчетный объем модели на высоте больше или меньше, чем граница раздела поверхностного и придонного слоя, можно произвести расчет распределения частиц по придонному и поверхностному слою потока суспензии, что в свою очередь дает возможность количественно оценить процесс сегрегации на винтовых аппаратах.

С целью количественной оценки явления сегрегации на винтовых аппаратах использована формула, описывающая эффективность сегрегации по плотности:

$$E_s = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\alpha(1 - \alpha)} = \frac{\varepsilon - \gamma}{1 - \alpha} \quad (3.1)$$

где γ – выход частиц материала, которые покинули расчетный объем, находясь в придонном слое;

β – содержание частиц минерала определенной плотности в материале придонного слоя;

α – содержание частиц минерала определенной плотности в исходном питании;

ε – извлечение частиц минерала определенной плотности в придонный слой.

Предложенная формула по сути является критерием Хенкока-Луйкена [1] для определения технологической эффективности разделения, который является наиболее распространенным показателем.

Эффективность сегрегации тем выше, чем большее количество частиц определенной плотности сосредоточено в придонном слое, с максимальным теоретическим значением равным единице.

С целью количественной оценки явления сегрегации по плотности был выполнен расчет эффективности сегрегации частиц гематитсодержащего промпродукта основной магнитной сепарации на винтовом сепараторе и винтовом шлюзе с использованием разработанных численных моделей, адекватность которых была подтверждена технологическими опытами. В данном случае рассматривается сегрегация частиц ценного минерала, т.е. гематита. Была определена масса частиц гематита, покинувшая рабочий объем аппарата из придонного и поверхностного слоев, и рассчитана эффективность сегрегации по предложенной формуле. На рисунках 3.14 и 3.15 приведено распределение частиц гематита по высоте водного потока на выходе из винтовых аппаратов.

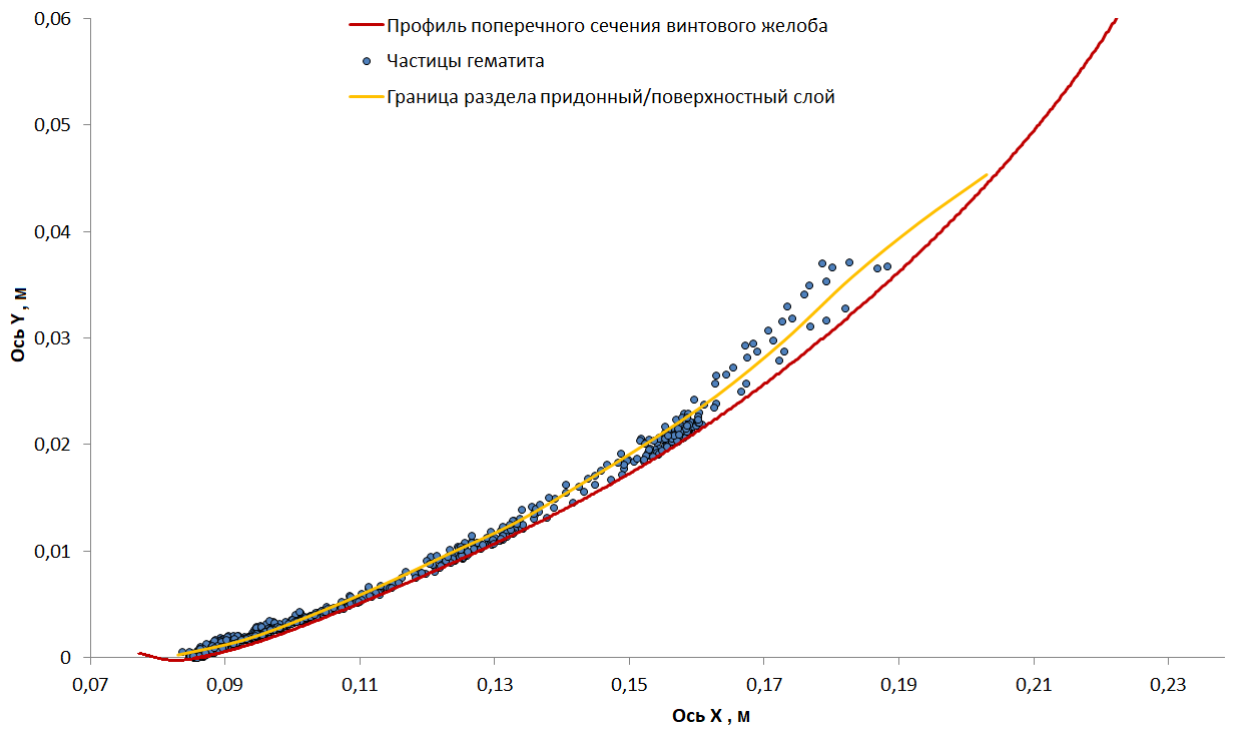


Рисунок 3.14 - Распределение частиц гематита по высоте водного потока на выходе из винтового сепаратора

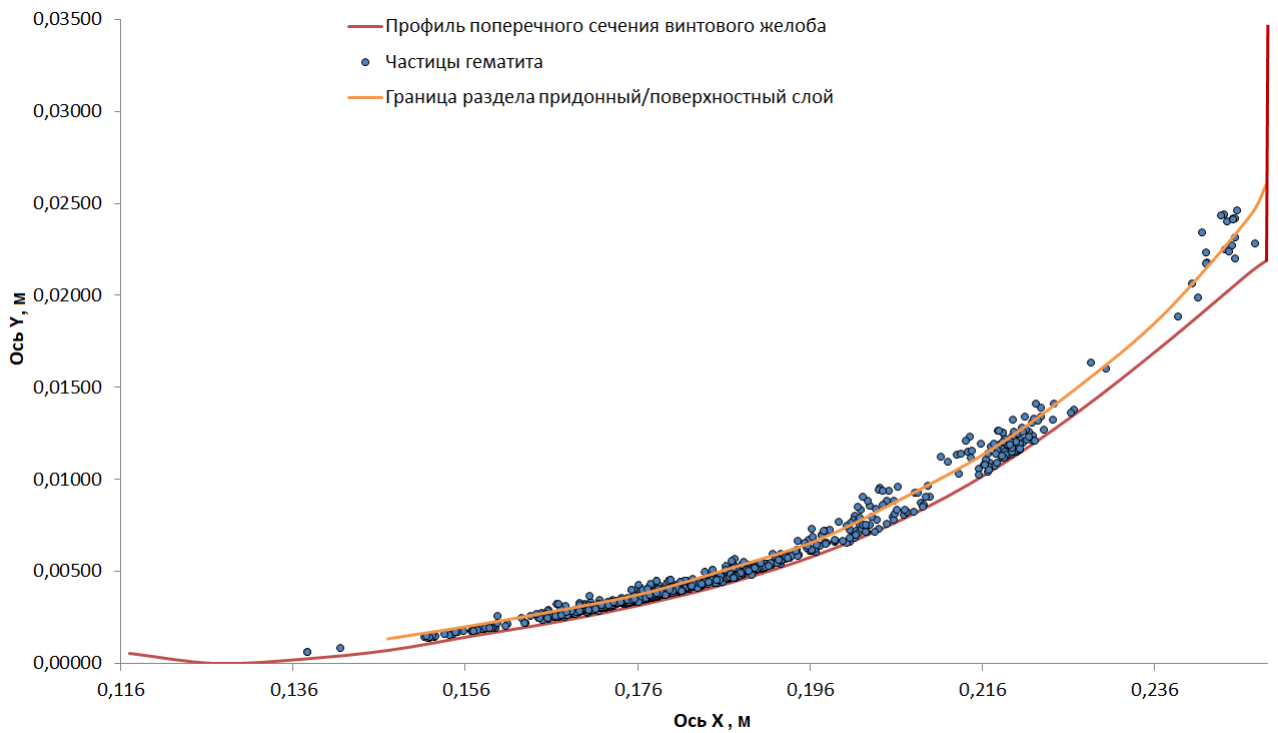


Рисунок 3.15 - Распределение частиц гематита по высоте водного потока на выходе из винтового шлюза

Исследовалось влияние таких параметров процесса разделения как массовое содержание твердого в питании, производительность по питанию и расход воды на сегрегацию минеральных частиц по плотности.

В таблице 3.6 приведены результаты расчета интенсивности сегрегации по плотности на рассматриваемых винтовых аппаратах.

Таблица 3.6 - Определение эффективности сегрегации по плотности при разделении гематитсодержащего промпродукта на винтовых аппаратах.

Q, кг/ч	W, л/ч	Т/Ж, %	E _s	γ, %		β, %		ε, %		α, %
				прид.	пов.	прид.	пов.	прид.	пов.	
Винтовой сепаратор ВСП-500										
225	900	20	0,38	58,21	41,79	15,41	1,73	92,54	7,46	9,69
300	900	25	0,42	58,31	41,69	17,34	1,12	95,59	4,41	10,58
386	900	30	0,45	58,35	41,65	17,86	0,32	98,74	1,26	10,55
485	900	35	0,47	57,06	42,94	18,46	0,28	98,87	1,13	10,65
Винтовой шлюз ШВ-500										
225	900	20	0,40	59,86	40,14	16,10	1,07	95,73	4,27	10,07
300	900	25	0,46	54,80	45,20	18,10	0,93	95,93	4,07	10,34
386	900	30	0,49	50,79	49,21	18,29	0,99	95,02	4,98	9,78
485	900	35	0,51	49,95	50,05	20,52	0,90	95,79	4,21	10,70

В таблице использованы следующие обозначения:

Q – производительность по питанию, кг/ч;

W – расход воды, л/ч;

Т/Ж – массовое содержание твердого в питании, %;

E_s – эффективность сегрегации;

γ – выход минеральных частиц в придонный (прид.) и поверхностный (пов.) слой соответственно;

β – содержание гематита в материале придонного и поверхностного слоя соответственно;

ε – извлечение гематита в придонный и поверхностный слой соответственно;

α – содержание гематита в исходном питании.

В ходе расчетов моделей изменялись такие параметры как производительность по питанию и массовое содержание твердого в нем, расход воды не изменялся и составил 0,9 м³/ч. Из результатов расчета видно, что эффективность сегрегации по плотности выше в случае использования винтового шлюза. С оценки влияния содержания твердого в питании на процесс сегрегации по плотности была исследована зависимость данных параметров процесса винтовой сепарации, которая приведена на рисунке 3.16.

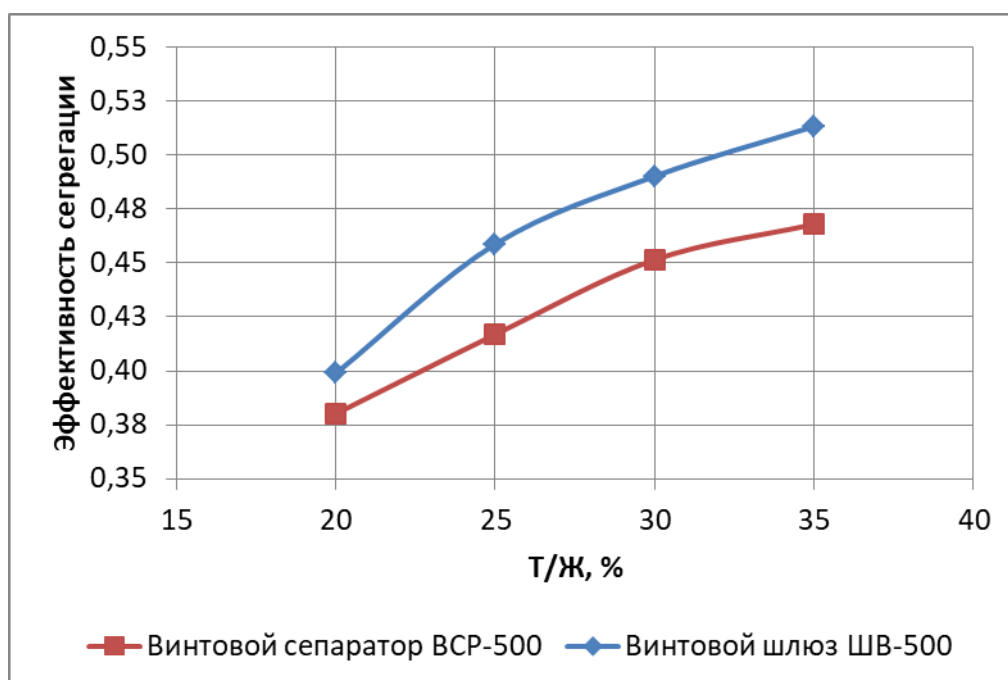


Рисунок 3.16 - Влияние содержания твердого в питании на эффективность сегрегации по плотности на винтовых аппаратах при постоянном расходе воды.

Как видно из рисунка 3.16 эффективность сегрегации возрастает при увеличении массового содержания твердого в питании и возрастает с 0,38 до 0,47 при использовании винтового сепаратора и с 0,40 до 0,51 в случае использования винтового шлюза.

Помимо увеличения производительности по питанию, повышения содержания твердого возможно достичь, снижая расход воды. В таблице 3.7 приведены результаты расчета эффективности сегрегации при различном содержании твердого в питании. В данном случае производительность по питанию оставалась на уровне 300 кг/ч, а изменялся расход воды.

Таблица 3.7 - Определение эффективности сегрегации по плотности при разделении гематитсодержащего промпродукта на винтовых аппаратах.

Q, кг/ч	W, л/ч	Т/Ж, %	E _s	γ, %		β, %		ε, %		α, %
				прид.	пов.	прид.	пов.	прид.	пов.	
Винтовой сепаратор ВСП-500										
300	1200	20	0,39	57,83	42,17	15,81	1,69	92,77	7,23	9,86
300	900	25	0,42	58,31	41,69	17,34	1,12	95,59	4,41	10,58
300	700	30	0,44	57,81	42,19	17,45	0,61	97,51	2,49	10,35
300	557	35	0,46	57,39	42,61	18,18	0,36	98,55	1,45	10,59
Винтовой шлюз ШВ-500										
300	1200	20	0,42	55,69	44,31	17,80	1,52	93,64	6,36	10,59
300	900	25	0,46	54,80	45,20	18,10	0,93	95,93	4,07	10,34
300	700	30	0,48	50,21	49,79	18,16	1,17	93,99	6,01	9,70
300	557	35	0,50	50,92	49,08	19,82	0,95	95,58	4,42	10,56

Из представленных результатов видно, что эффективность сегрегации также возрастает при повышении массовой доли твердого в питании винтовых аппаратов (рисунок 3.17).

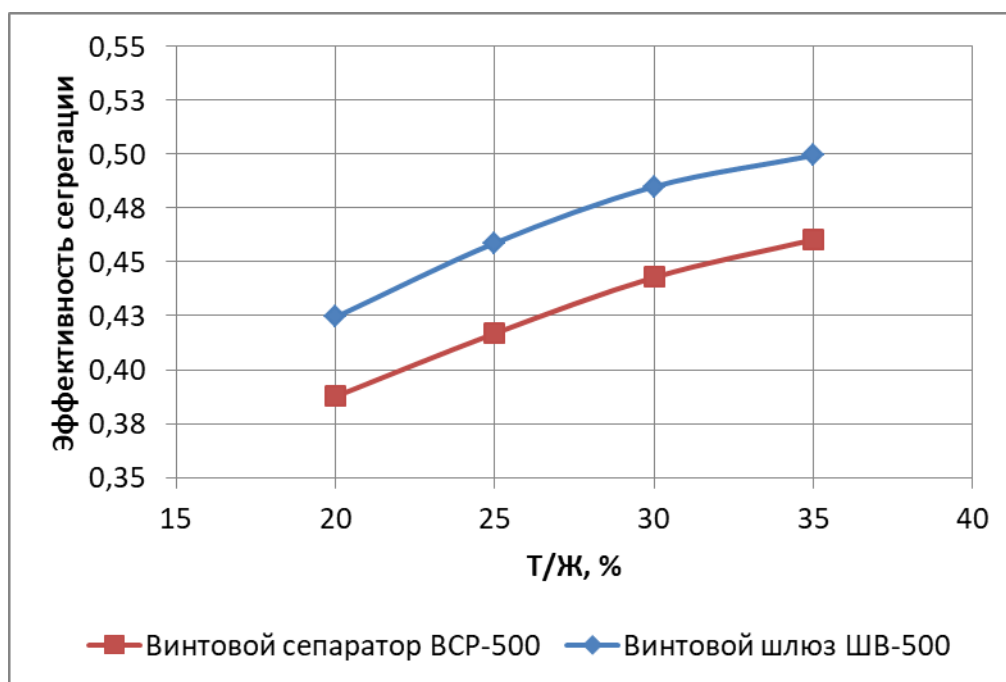


Рисунок 3.17 - Влияние содержания твердого в питании на эффективность сегрегации по плотности на винтовых аппаратах при постоянном расходе питания.

Таким образом, на основании полученных результатов моделирования явления сегрегации в центробежных потоках малой толщины можно утверждать, что интенсивность сегрегации по плотности на винтовых аппаратах увеличивается при повышении массовой доли твердого в исходном питании. Выявлено, что наиболее эффективно сегрегация протекает при разделении исходного промпродукта на винтовом шлюзе с профилем поперечного сечения в виде слабонаклонной кривой.

3.4. Выводы

1. На примере определения скорости свободного и стесненного падения частиц пластинчатой формы установлена возможность использования методов вычислительной гидродинамики для моделирования процесса свободного и стесненного осаждения минеральных частиц в жидкости и определения скорости их падения, что подтверждается результатами реальных экспериментов по определению скоростей свободного и стесненного падения частиц различной формы в ньютоновских жидкостях. В большинстве

случаев погрешности определения скоростей ниже, чем при использовании известных эмпирических формул. Указанные факты позволяют сделать вывод о возможности применения математического аппарата вычислительной гидродинамики для исследования процессов гравитационного обогащения минерального сырья.

2. Показано, что созданные численные модели процесса разделения гематитсодержащего промпродукта основной магнитной сепарации АО «Олкон» на винтовом сепараторе и шлюзе позволяют исследовать закономерности распределения скорости жидкости на винтовой поверхности аппаратов, а также распределения минеральных частиц по крупности и плотности в расчетных объемах моделей, согласующиеся с известными закономерностями данного процесса. Результаты численного моделирования, подтвержденные результатами лабораторных экспериментов, показали принципиальную возможность использования винтовых аппаратов для разделения исходного материала, а также более высокую эффективность данного оборудования за счет более эффективного обогащения тонких классов минерального сырья по сравнению с существующей технологией отсадки на действующем производстве.

3. На основе численного моделирования исследован процесс сегрегации минеральных частиц по плотности на винтовых аппаратах. Предложена формула для оценки эффективности сегрегации по плотности в потоках малой толщины. Установлено, что эффективность сегрегации возрастает при увеличении массовой доли твердого в питании.

Глава 4. Совершенствование гравитационной технологии получения гематитового концентрата на обогатительной фабрике АО «Олкон».

В результате проведенных исследований по численному моделированию процесса винтовой сепарации гематитсодержащего материала, получаемого при переработке железистых кварцитов Оленегорского месторождения, было показано, что использование винтовых аппаратов способно обеспечить существенный прирост качественно-количественных показателей обогащения данного минерального сырья. Полученные в ходе моделирования результаты требуют дальнейшего подтверждения в условиях обогатительного производства, поэтому следующим шагом при переходе от моделирования к внедрению на обогатительной фабрике винтовых аппаратов является проведение промышленных испытаний винтовой сепарации, а также разработка технологии обогащения рассматриваемого минерального сырья

В настоящий момент на дробильно-обогатительной фабрике (ДОФ) АО «Олкон» перерабатываются руды железистых кварцитов шести месторождений: Оленегорского, Кировогорского, Комсомольского, им. XV-летия Октября, Куркенпахк, Южно-Кахозерского. Разведанные запасы руды составляют порядка 560 миллионов тонн, при среднем содержании железа в них около 26%. Основные рудные минералы – магнетит и гематит, порообразующие – кварц и амфиболы, наблюдаются примеси пироксенов, слюд, карбонатов, сульфидов, полевых шпатов и других минералов. Железистые кварциты имеют полосчатую текстуру, обусловленную чередованием темно-серых рудных полос с кварцевыми и пироксеновыми, мощностью от долей миллиметра до 3-5 см. Структура железистых кварцитов средне-мелко-тонкозернистая.

Минерально-сырьевая база действующих месторождений предприятия характеризуется сокращением остаточных запасов, ухудшением горно-геологических условий эксплуатации, снижением экономической эффективности, а также постепенным исчерпанием запасов месторождений Оленегорской группы. Несмотря на невысокое содержание в рудах железа, они относятся к качественному сырью за счет минимального количества вредных примесей и технологической возможности получения высококачественного магнетитового концентрата при сравнительно грубом измельчении (60-75% класса -0,071 мм).

Для повышения эффективности работы предприятия и увеличения продолжительности деятельности ГОКа помимо увеличения ресурсной базы необходимо

комплекс мер по повышению полноты и комплексности извлечения руд из действующих месторождений, а также повышения качества выпускаемого железорудного концентрата.

4.1. Обзор существующей технологии получения гематитового концентрата на обогатительной фабрике АО «Олкон».

Дробильно-обогатительная фабрика АО «Олкон» выпускает коллективный магнетит-гематитовый концентрат с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 67,2%, где до 95% приходится на магнетит, а около 5% - на гематит. Сравнивая качество концентратов, выпускаемых АО «Олкон» и других современных предприятий, можно отметить, что содержание $Fe_{\text{общ.}}$ в нем на 1,5-2,5% ниже, чем у конкурентов, что оказывает негативное влияние на его рыночную стоимость и конкурентоспособность.

Обогащение дробленной руды осуществляется на 10 технологических секциях, при недостаточном содержании $Fe_{\text{общ.}}$ материал направляется на секции дообогащения. Секции №2-6 имеют одинаковое аппаратное оснащение: обогащение происходит по двухстадиальной схеме измельчения с двумя стадиями мокрой магнитной сепарации и двумя стадиями гравитационного обогащения в отсадочных машинах. В результате обогащения получают магнетитовый и гематитовый концентрат. На секциях №8-12 обогащение происходит по двухстадиальной схеме измельчения с четырьмя стадиями мокрой магнитной сепарации, между отдельными секциями присутствуют незначительные отличия по типу используемых магнитных сепараторов. Обогащение производится с получением только магнетитового концентрата.

В дальнейшем рассматривается только обогащение на 2-6 секциях, т.к. выделение гематитового концентрата производится только на данных секциях. На рисунке 4.1 показана технологическая схема обогащения дробленной руды на 2-6 секциях обогатительной фабрики.

В соответствии с существующей технологией на 2-6 секциях дробленая руда крупностью до 11% класса +25 мм подается на I стадию измельчения в стержневой мельнице.

Слив мельниц I стадии поступает на классификацию в спиральном классификаторе (работает в режиме предварительной и поверочной классификации II стадии измельчения и обогащения). Пески классификатора поступают на II стадию измельчения в шаровые мельницы.

Продукт разгрузки шаровой мельницы, объединяясь со сливом спирального классификатора, подается на I стадию мокрой магнитной сепарации (основная сепарация),

где разделяется на два технологических потока: магнитное обогащение (для магнитного продукта) и гравитационное обогащение (для немагнитного продукта). Магнитный цикл обогащения работает в замкнутом цикле со спиральным классификатором, путем возврата в него надрешетного (плюсового) продукта безнапорных дуговых грохотов.

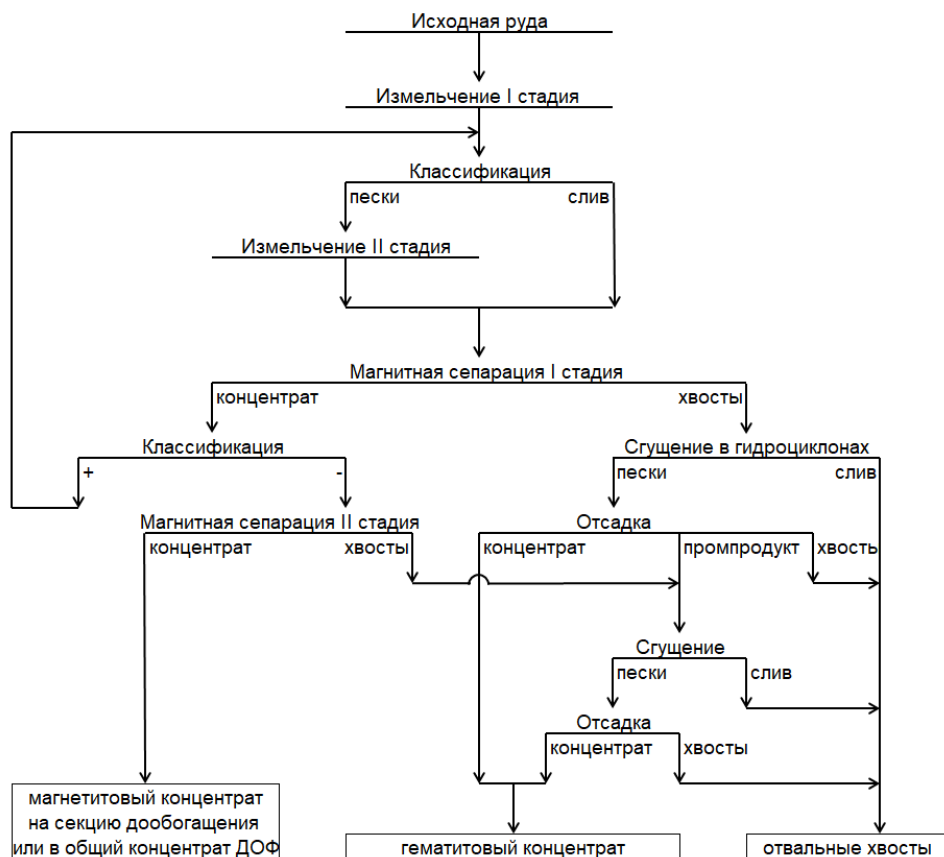


Рисунок 4.1 - Технологическая схема обогащения руды на 2-6 секциях

Технологический процесс мокрой магнитной сепарации (ММС) на секциях № 2-6 осуществляется в две стадии: I стадия ММС - основная магнитная сепарация на сепараторах с противоточной ванной; II стадия ММС - перечистная магнитная сепарация на сепараторах с полупротивоточной ванной и циркуляционной камерой.

В переделе основной магнитной сепарации получают два продукта: черновой магнетитовый концентрат и промежуточный продукт или хвосты I стадии ММС. Черновой концентрат поступает на классификацию на двухситные безнапорные дуговые грохота. Надрешетный (плюсовой) продукт дуговых грохотов самотеком направляется на классификацию в спиральный классификатор, т.е. является циркулирующей нагрузкой II стадии измельчения. Подрешетный (минусовой) продукт дуговых грохотов поступает на перечистную магнитную сепарацию (II стадия ММС). Магнитный продукт II стадии

ММС является готовым магнетитовым концентратом секций №№ 2-6 и направляется, в зависимости от содержания в нем железа, либо в общий концентрат ДОФ, либо на дообогащение - на секцию № 7.

Промпродукт (хвосты) ММС-I самотеком поступает на классификацию в гидроциклоны, назначение операции - удаление излишков воды и создание оптимальной плотности перед гравитационным обогащением. Пески гидроциклонов самотеком поступают на I стадию гравитационного обогащения (основную отсадку), а слив - в отвальные хвосты фабрики.

Операция основной отсадки осуществляется на диафрагмовых трехкамерных отсадочных машинах с получением трех продуктов: готовый гематитовый концентрат, промпродукт и отвальные хвосты. Промпродукт отсадки вместе со сгущенным промпродуктом перечистой сепарации подается в гидроциклоны, пески которых поступают на II стадию гравитационного обогащения - контрольную отсадку, а слив - в отвальные хвосты. На II стадии гравитационного обогащения (контрольной отсадке) на отсадочных машинах получают два продукта: готовый гематитовый концентрат и отвальные хвосты.

При отсутствии в перерабатываемых рудах гематита (низкое его содержание в руде, неудовлетворительное качество гравитационного концентрата) - концентрат и промпродукт отсадочных машин основного цикла поступают в хвосты. Контрольная отсадка работает периодически - при поступлении в переработку богатых по гематиту руд.

4.2. Опробование и анализ эффективности существующей технологии получения гематитового концентрата

Генеральные опробования технологической схемы обогащения руды 2-6 секций проводились в 2017 году [43] как на руде только Оленегорского карьера и подземного рудника, так и на шихте, составленной из привозных руд. Отбор точечных проб из каждой операции производился через каждые 30-40 минут в течение одной рабочей смены. Из данных проб формировалась общая проба, которая взвешивалась с целью определения водно-шламовых показателей, подвергалась сушке и дальнейшей обработке для определения гранулометрического состава и содержания в ней различных форм железа (общего, магнитного и гематитового). Всего было выполнено шесть опробований данного участка ДОФ.

На основании полученных данных были выполнены расчеты качественно-количественных показателей обогащения руды.

Содержание массовой доли общего железа в перерабатываемых рудах изменялось в диапазоне от 22,2% до 26,7%, количество магнитного железа – от 15,5% до 22,6%, содержание железа гематитового – от 0,57% до 4,5%.

Кондиционный гематитовый концентрат получали только при проведении II опробования. В остальных случаях из-за низкого содержания гематита в руде, отделение отсадки работало с выводом гравитационного концентрата и промпродуктов в хвосты.

По действующей технологии обогатительной фабрики (рисунок 4.1) промпродукт первой стадии магнитной сепарации 2-6 секций направляется на сгущение в гидроциклоны ГЦ-360, пески которых обогащаются в диафрагмовых отсадочных машинах с получением гематитового концентрата. Гравитационный цикл переработки промпродукта основной магнитной сепарации характеризуется довольно низкой эффективностью обогащения, что связано в первую очередь с большими потерями тонких фракций гематита преимущественно крупностью менее 0,2 мм.

Некоторая часть потерь тонких частиц гематита связана с центробежной классификацией в ГЦ-360. Тонкие фракции гематита переходят в слив гидроциклона и затем направляются в общие хвосты 2-6 секций. Извлечение $Fe_{гем.}$ в слив гидроциклона от операции в среднем по опробованиям составило 20%. Наибольшие потери гематита были зафиксированы в VI опробовании – 27%, наименьшие – во II опробовании - 7%. От 20 до 30% гематита, содержащегося в питании гидроциклона, приходится на класс крупности - 0,071 мм. В песках гидроциклона содержание класса -0,071 мм составляет 4-12% при содержании $Fe_{гем.}$ в этом классе - 0,6-1,7%, за исключением II опробования, где при обогащении богатой руды данный показатель вырос до 9%. При этом до 80% частиц слива имеют крупность менее 0,071 мм и содержание $Fe_{гем.}$ 1-2%.

Гематит крупнее 0,1 мм имеет вероятность перехода в пески гидроциклона, близкую к 100%. Граничная крупность гематита, при которой частицы с 50% вероятностью переходят в пески или слив, находится в диапазоне 71-45 мкм, за исключением V опробования, где она соответствовала классу крупности -100+71 мкм, и II опробования, где данная величина была меньше 45 мкм.

Оценить потери ценного минерала по классам крупности возможно при помощи кривых распределения (извлечения) частиц гематита различной крупности между сливом и песками, которые изображены на рисунке 4.2.

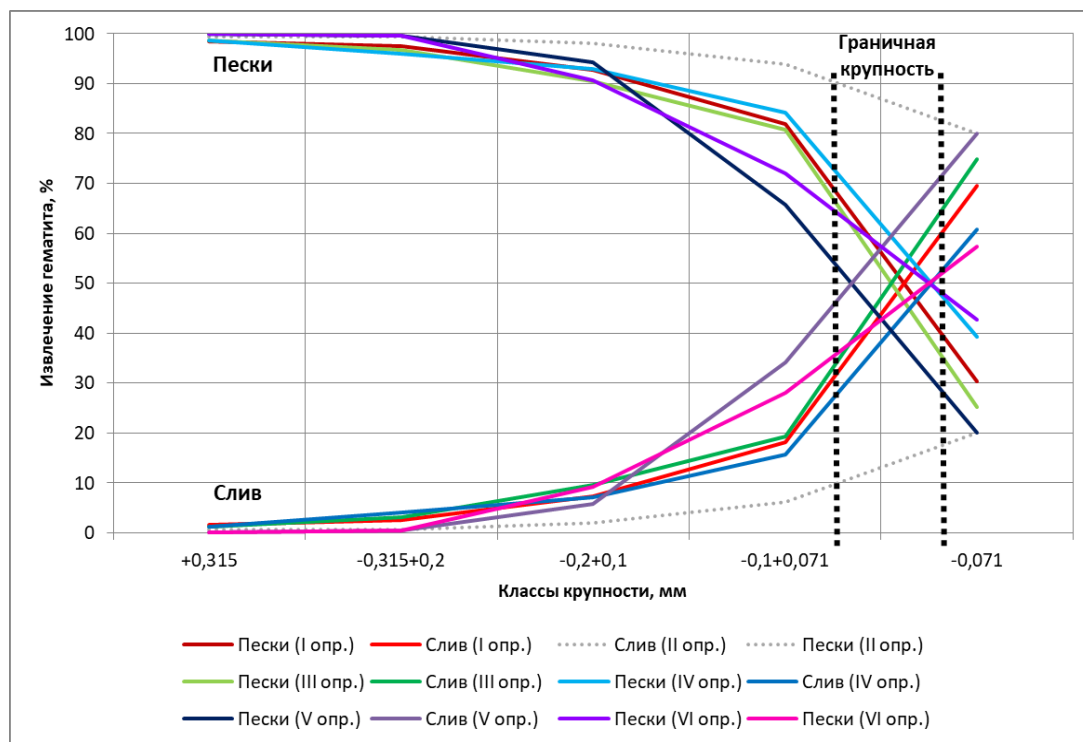


Рисунок 4.2 - Кривые извлечения гематитового железа в продукты гидроциклона по классам крупности

В среднем по опробованиям извлечение гематита крупностью -71 мкм в слив гидроциклона составляет 60%. Указанные факты, позволяют говорить о довольно больших потерях гематита крупностью в основном менее 71 мкм со сливом гидроциклона.

Данный факт связан с тем, что питание на гидроциклоны подается самотеком и на входе в гидроциклон не поддерживается необходимое давление для его эффективной работы. При переработке руд с переменным содержанием гематита происходят колебания по производительности питания, подаваемого на центробежную классификацию, что негативно сказывается на эффективности процесса. Установка насосов, поддерживающих постоянное давление на входе в гидроциклоны, позволит стабилизировать процесс и снизить потери тонкого гематита со сливом гидроциклонов.

Основные потери ценного минерала связаны с гравитационным обогащением в отсадочных машинах. Извлечение $Fe_{гем.}$ от операции в концентрат отсадки колеблется в довольно широком диапазоне от 5% до 67%, усредненное его значение составило 30%. Можно отметить наиболее высокие показатели по данному параметру при проведении II и V опробований: 38% и 42% в среднем по секциям. Среднее по опробованиям извлечение $Fe_{гем.}$ в хвосты от операции составляет 56%. В таблице 4.1 приведены показатели обогащения песков гидроциклона на отсадочных машинах.

Таблица 4.1 - Показатели обогащения песков гидроциклона ГЦ-360 на отсадочных

машинах

Секция	Выход, %			Содержание Fe _{гем.} , %			Извлечение Fe _{гем.} , %		
	к-т	п/п	хв-ты	к-т	п/п	хв-ты	к-т	п/п	хв-ты
I опробование									
2	2,3	6,1	91,6	1,4	0,8	0,7	4,6	7,2	88,2
3	3,1	6,3	90,6	1,9	1,0	0,6	8,4	9,0	82,7
4	2,6	9,0	88,3	1,7	0,7	0,6	7,0	9,9	83,1
5	3,5	10,9	85,6	2,3	1,2	0,5	12,4	20,0	67,6
6	4,2	3,8	92,0	8,9	1,4	0,4	50,0	6,8	43,2
Среднее	3,2	7,2	89,6	3,8	1,0	0,5	16,4	10,6	73,0
II опробование									
2	4,2	2,8	93,0	38,2	21,3	4,1	26,6	9,8	63,6
3	3,2	4,3	92,5	31,8	21,3	3,4	20,0	17,9	62,1
4	5,4	2,5	92,1	50,0	26,1	3,2	42,9	10,2	46,9
5	4,8	2,2	93,0	48,8	22,0	1,9	51,2	10,6	38,2
6	6,1	2,6	91,3	43,9	29,2	2,0	50,7	14,3	35,0
Среднее	4,7	2,9	92,4	43,6	23,7	2,9	38,3	12,5	49,2
III опробование									
2	3,0	9,3	87,7	17,8	2,9	1,0	32,5	16,4	51,1
3	2,4	12,6	85,0	13,5	1,6	1,1	22,1	13,7	64,2
4	1,7	14,9	83,4	8,7	2,5	1,0	10,8	27,8	61,4
5	3,1	4,1	92,9	19,5	2,2	0,9	40,8	5,9	53,2
6	3,5	3,9	92,6	24,7	1,9	0,4	67,2	5,6	27,1
Среднее	2,7	8,9	88,3	18,1	2,3	0,8	34,7	13,9	51,4
IV опробование									
2	2,8	14,8	82,4	18,9	2,4	0,7	35,2	23,7	41,2
3	2,7	11,9	85,3	17,0	2,4	1,0	29,0	17,5	53,5
4	2,8	6,4	90,8	16,7	3,2	1,0	29,5	12,6	57,8
5	2,7	6,8	90,6	20,4	3,2	0,7	39,4	15,7	44,9
6	2,6	4,6	92,8	16,0	7,4	1,1	23,8	19,8	56,3
Среднее	2,7	8,9	88,4	17,8	3,1	0,9	31,4	17,9	50,7
V опробование									
2	2,2	1,9	95,9	13,0	11,1	0,7	25,1	18,7	56,2
3	2,9	5,4	91,7	15,5	4,0	0,9	29,4	13,9	56,6
4	3,6	2,8	93,6	19,3	3,6	0,3	61,5	8,9	29,6
5	3,2	3,7	93,1	17,0	4,9	0,7	38,5	12,8	48,7
6	3,1	1,5	95,4	32,8	6,9	0,7	55,3	5,8	38,9
Среднее	3,0	3,1	94,0	19,9	5,3	0,7	42,0	12,0	46,0
VI опробование									
2	1,7	2,7	95,7	5,6	1,8	0,7	12,2	6,3	81,5
3	1,9	17,3	80,8	6,0	1,9	0,8	10,4	29,7	59,9
4	1,6	8,5	89,9	3,8	1,4	1,0	5,6	11,2	83,2
5	2,5	2,2	95,3	7,3	1,1	0,4	28,9	3,9	67,1
6	4,4	1,6	94,0	28,4	8,1	1,3	47,3	5,1	47,6
Среднее	2,4	6,5	91,1	14,0	2,0	0,8	20,9	11,2	67,9

По данным опробования отсадочные машины характеризуются низкой эффективностью обогащения (расчет данного параметра производился по общепринятой формуле Ханкока-Люйкена). В среднем значение эффективности отсадки составило 28%. Наименьшая эффективность была зафиксирована в I опробовании, где среднее значение по секциям составило 13%. Наибольшая эффективность обогащения была достигнута в V опробовании при обогащении руд Оленегорского карьера - в среднем по секциям данная величина составила 40%.

Производительность отсадочных машин по питанию и содержанию в нем твердого в среднем по секциям были близки к значениям, установленным технологическим регламентом ДОФ. Отклонения по данным параметрам не превысили 10% и не оказали существенного влияния на эффективность отсадки.

Основная причина низких показателей обогащения заключается в гранулометрическом составе питания отсадочных машин. При отсадке минимальная крупность обогащаемого материала составляет 0,1-0,2 мм для различных видов руд. На питание отсадочной машины поступает материал с содержанием класса -0,1 мм от 9% до 20% и класса -0,2 мм от 37% до 53%. Таким образом, до 50% питания отсадочных машин не может быть эффективно разделено в силу недостатков используемого обогатительного оборудования. Это связано с пространственными флуктуациями частиц в камере отсадочной машины, вызванными неоднородностью структуры элементарных объемов взвеси, где тонкие частицы гематита вместе с породными минералами взмучиваются и выносятся в верхние слои суспензии. Данное обстоятельство приводит к существенным потерям гематита с хвостами отсадки.

На рисунке 4.3 приведена гранулометрическая характеристика концентрата отсадочных машин и распределение $Fe_{гем.}$ по классам крупности. Концентрат отсадки характеризуется большим содержанием крупных частиц с размером более 0,2 мм: от 83% до 97%. Содержание класса -0,2 мм в концентрате составило 16-18% при переработке шихты из привозных руд (I-III опробования) и 3-10% при обогащении руды из Оленегорского карьера (IV-VI опробования). На класс крупности -0,2 мм в среднем приходится 15% $Fe_{гем.}$, содержащегося в концентрате, при том, что в питании отсадочных машин в классе -0,2 мм сосредоточено около 60% гематита, содержащегося в продукте. Извлечение гематита крупностью менее 0,2 мм в концентрат составило 8% от операции в среднем по опробованиям. Частицы крупностью менее 0,1 мм в концентрат отсадки практически не переходят, а их содержание составило около 1%. Таким образом, около

92% гематита мелких фракций крупностью $-0,2$ мм в процессе отсадки теряется, переходя в хвосты.



Рисунок 4.3 - Гранулометрическая характеристика и распределение $Fe_{гем.}$ в концентрате отсадочных машин

Хвосты отсадки характеризуются большим содержанием мелких классов: содержание класса $-0,2$ мм составляет 48-77% при содержании $Fe_{гем.}$ в нем от 1% до 10%. На рисунке 4.4 показаны гранулометрические характеристики и распределение $Fe_{гем.}$ по классам крупности в хвостах отсадки. Исходя из представленной гистограммы, на фракцию крупностью $-0,2$ мм приходится 75-88% гематита в хвостах, что свидетельствует о том, что основные потери гематита в цикле отсадки связаны с материалом этой крупности.

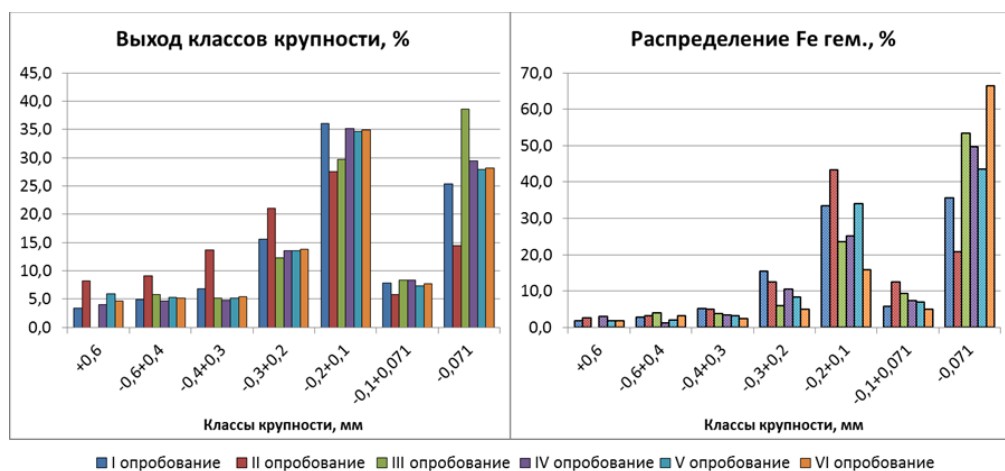


Рисунок 4.4 - Гранулометрические характеристики и распределение $Fe_{гем.}$ по классам крупности в хвостах отсадки.

Операция контрольной отсадки по результатам II опробования показала полную неэффективность работы: из сгущенного продукта с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 18,5% получен концентрат с качеством 26 % $Fe_{\text{общ.}}$. Основной причиной крайне низкой эффективности работы контрольной отсадки является низкое содержание твердого в питании – 6%, что недостаточно для обеспечения стабильной работы отсадочных машин. Хвосты II стадии ММС, поступающие в цикл контрольной отсадки сильно разубоживают промпродукт основной отсадки по массовой доли железа и снижают содержанию твердого в нем.

На основании приведенных выше фактов можно сделать следующие выводы:

1) Гравитационная технология получения гематитового концентрата из промпродукта первой стадии магнитной сепарации характеризуется низкой эффективностью и показателями обогащения исходного материала.

2) Частично потери гематита связаны со сливом гидроциклона и составляют около 20% от операции.

3) Отсадочные машины, установленные на 2-6 секциях обогатительной фабрики, не позволяют эффективно разделять материал крупностью менее 0,2 мм, что приводит к большим потерям гематита с хвостами отсадки (56% от операции в среднем).

Таким образом, получение кондиционного гематитового концентрата с приемлемыми технологическими показателями из сырья, которое перерабатывается в настоящее время на ДОФ АО «Олкон», крайне затруднительно. Существующая схема гравитационного получения гематитового концентрата не соответствует реалиям производства и основным направлениям развития технологии обогащения на данном предприятии.

4.3. Промышленные испытания винтовой сепарации в цикле получения гематитового концентрата на обогатительной фабрике АО «Олкон»

С целью установления принципиальной возможности использования винтовых аппаратов в схеме обогащения промпродукта (хвостов) основной магнитной сепарации для повышения извлечения из него тонких фракций гематитового продукта в 2018 году были выполнены промышленные испытания винтовой сепарации на ДОФ АО «Олкон» [42].

Промышленные сравнительные испытания осуществлялись с использованием винтового шлюза ВШ-500 и винтового сепаратора ВСР-500, поочередно устанавливаемых между отсадочными машинами на 5 секции ДОФ, исходным питанием которых служили пески гидроциклонов ГЦ-360, подаваемые на отсадочные машины. В период проводимых

испытаний на переработку поступали как руды Оленегорского карьера и подземного рудника, так и шихта, составленная в различном процентном соотношении из привозных руд. На рисунке 4.5 изображены винтовые аппараты, установленные в гравитационном отделении фабрики.



а)

б)

Рисунок 4.5 - Винтовой шлюз ШВ-500 (а) и винтовой сепаратор ВСП-500 (б), установленные на участке основной отсадки обогатительной фабрики.

Оценка результатов испытаний производилась по выходу полученных продуктов разделения, массовой доле общего и гематитового железа и их извлечению в получаемые продукты обогащения.

Первый начальный этап испытаний предусматривал определение оптимальных параметров операции основной винтовой сепарации для получения черного гематитового концентрата из промпродукта основной магнитной сепарации. Регулируемыми характеристиками процесса обогащения являлись производительность по исходному питанию, содержание твердого в нем, а также положение отсекателей, установленных у приемников продуктов разделения на выходе потока пульпы из винтового желоба.

На втором этапе испытаний проводилась промышленная проверка эффективности использования винтовой сепарации для получения черного гематитового концентрата на основе испытания данного гравитационного оборудования в технологической схеме ДОФ. Кроме того, осуществлялась наработка представительной пробы черного концентрата и промпродукта из немагнитной фракции основной магнитной сепарации для проведения дальнейших укрупненных лабораторных исследований по выбору

эффективной технологической схемы их дообогащения с достижением минимального уровня потерь гематитового железа с отвальными хвостами.

Подбор оптимального режима обогащения промпродукта основной магнитной сепарации на винтовых аппаратах осуществлялся когда на переработку направлялась руда, Оленегорского карьера и подземного рудника с рядовым содержанием гематита. На рисунке 4.6 приведено распределение материала на выходе из желоба винтового шлюза и сепаратора.

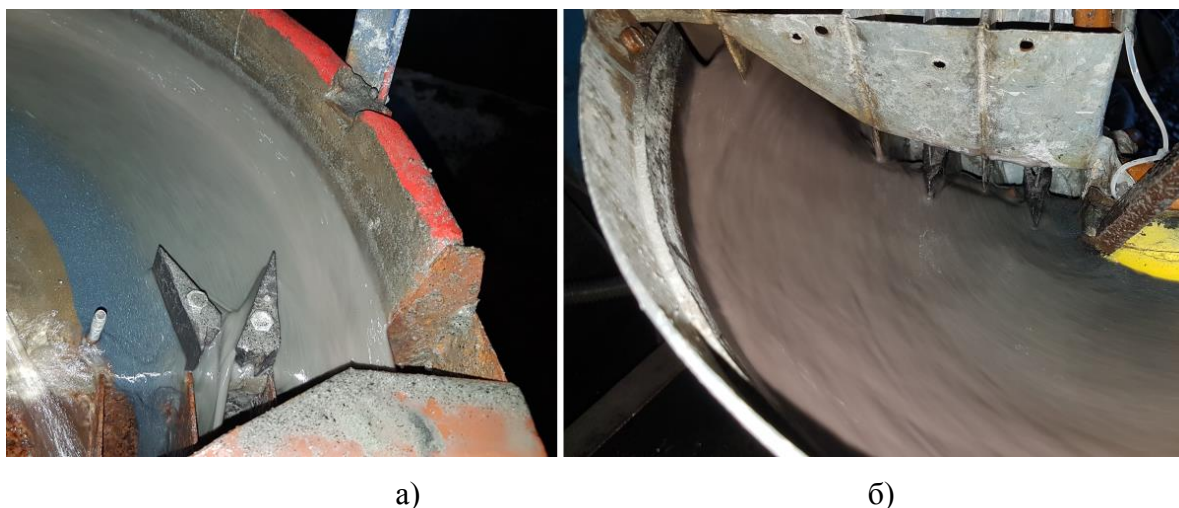


Рисунок 4.6 - Распределение материала на выходе из винтового шлюза (а) и сепаратора (б)

В ходе испытаний изменялась нагрузка по питанию, массовое содержание твердого в нем, а также положение отсекателей. Для устранения эффекта заиливания рабочей поверхности шлюза у внутреннего борта аппарата подавалась смывная вода.

По результатам проведенных тестовых испытаний и на основе полученных показателей обогащения [42] были рекомендованы следующие параметры винтовой сепарации:

1. *Винтовой шлюз:*

- производительность по питанию 300-400 кг/ч;
- содержание твердого в питании около 30%;
- положение отсекателей, обеспечивающее выход концентрата, промпродукта и хвостов около 5%, 45% и 50% соответственно, при содержании $Fe_{\text{общ.}}$ в хвостах $\leq 5\%$;
- использование смывной воды для снижения эффекта заиливания.

2. *Винтовой сепаратор:*

- производительность по питанию 400-600 кг/ч;
- содержание твердого в питании около 30%;

- вывод концентрата в первый отсек сепаратора, промпродукта во второй и третий отсеки, при содержании $Fe_{\text{общ.}}$ в хвостах не более 5%;
- использование смывной воды для снижения эффекта заиливания.

4.3.1. Промышленные испытания винтового шлюза

При проведении промышленных испытаний винтового шлюза производительность по исходному питанию, содержание твердого в нем и расход смывной воды были выбраны в соответствии с параметрами винтовой сепарации, изложенными выше. Расположение отсекателей в ходе испытаний было установлено в положение, изображенное на рисунке 4.6 а), и не изменялось, что обеспечивает необходимый оптимальный режим разделения исходного питания. Отбор проб производился для каждого из продуктов (питание, концентрат, промпродукт, хвосты) через каждые 30 минут в течение рабочей смены. Из данных проб формировались накопительные пробы, которые взвешивались для определения водно-шламовых показателей, подвергались сушке и дальнейшей обработке для расчета качественно-количественных показателей и определения гранулометрического состава продуктов обогащения.

На основании полученных результатов были выполнены расчеты качественно-количественных показателей обогащения промпродукта основной магнитной сепарации на винтовом шлюзе. Результаты 8 проведенных опробований представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 - Качественно-количественные показатели обогащения промпродукта основной магнитной сепарации, полученные на винтовом шлюзе

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		$Fe_{\text{общ.}}$	$Fe_{\text{магн.}}$	$Fe_{\text{гем.}}$	$Fe_{\text{общ.}}$	$Fe_{\text{магн.}}$	$Fe_{\text{гем.}}$
1	2	3	4	5	6	7	8
Проба №1							
Концентрат	25,6	61,6	0,2	58,2	76,1	14,7	80,6
Промпродукт	33,3	8,7	0,4	6,7	14,0	38,1	12,1
Хвосты	41,1	5,0	0,4	3,3	9,9	47,2	7,3
Итого:	100,0	20,7	0,3	18,5	100,0	100,0	100,0
Проба №2							
Концентрат	34,0	60,5	0,4	56,7	83,2	25,1	91,0
Промпродукт	37,3	7,1	0,7	3,2	10,7	48,3	5,6
Хвосты	28,7	5,2	0,5	2,5	6,1	26,6	3,4
Итого:	100,0	24,7	0,5	21,2	100,0	100,0	100,0
Проба №3							
Концентрат	26,5	61,5	0,1	58,2	73,2	8,3	78,9
Промпродукт	36,2	10,4	0,4	7,5	16,9	45,2	13,9
Хвосты	37,3	5,9	0,4	3,8	9,9	46,5	7,2
Итого:	100,0	22,3	0,3	19,6	100,0	100,0	100,0

Продолжение таблицы 4.2

1	2	3	4	5	6	7	8
Проба №4							
Концентрат	13,3	58,2	1,0	52,0	58,4	9,9	85,3
Промпродукт	40,0	9,0	1,4	2,4	27,2	41,6	11,8
Хвосты	46,7	4,1	1,4	0,5	14,4	48,5	2,9
Итого:	100,0	13,3	1,3	8,1	100,0	100,0	100,0
Проба №5							
Концентрат	8,4	46,1	0,9	31,3	43,9	10,4	78,9
Промпродукт	51,3	6,6	0,8	0,9	38,3	56,4	13,8
Хвосты	40,3	3,9	0,6	0,6	17,8	33,2	7,3
Итого:	100,0	8,8	0,7	3,3	100,0	100,0	100,0
Проба №6 (привозные руды)							
Концентрат	3,6	24,5	1,5	7,2	14,4	8,3	33,3
Промпродукт	57,6	6,3	0,5	0,7	59,1	44,1	51,8
Хвосты	38,8	4,2	0,8	0,3	26,5	47,6	14,9
Итого:	100,0	6,1	0,7	0,8	100,0	100,0	100,0
Проба №7							
Концентрат	6,1	51,3	1,2	36,1	39,2	5,4	65,5
Промпродукт	29,6	7,5	1,3	2,4	27,8	28,3	21,1
Хвосты	64,3	4,1	1,4	0,7	33,0	66,3	13,4
Итого:	100,0	8,0	1,4	3,4	100,0	100,0	100,0
Проба №8							
Концентрат	3,9	42,5	1,0	27,7	26,7	9,2	48,1
Промпродукт	35,9	5,6	0,4	1,4	32,5	33,9	22,4
Хвосты	60,2	4,2	0,4	1,1	40,8	56,9	29,5
Итого:	100,0	6,2	0,4	2,2	100,0	100,0	100,0

При отборе проб №1-3 на питание винтового шлюза поступал богатый материал, с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ 21-25% и 19-21% соответственно. Такое высокое содержание полезных компонентов не характерно для питания отсадочных машин, и такие руды довольно редко поступают на переработку в гравитационную схему. Тем не менее, на таком питании были получены довольно высокие показатели обогащения: извлечение гематита в концентрат шлюза составляло более 78,9% при содержании в нем $Fe_{\text{гем.}}$ до 58%, а потери гематитового железа с хвостами составили менее 7,3%.

Пробы №4, 5 и №7, 8 по содержанию $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ в питании шлюза близки к рядовым немагнитным фракциям основной магнитной сепарации, полученным при переработке руд Оленегорского карьера и подземного рудника. При оценке эффективности работы винтового шлюза необходимо прежде всего ориентироваться на результаты данных испытаний. На обогащение поступал материал с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 6,2-13,3% и $Fe_{\text{гем.}}$ 2,2-8,1%. Выход черного концентрата находился в диапазоне 3,9-13,3% при содержании в нем $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ 42,5-58,2% и 27,7-52,0% соответственно (с

повышением содержания железа в питании выход концентрата и содержание полезных компонентов в нем увеличивается). Извлечение гематита в концентрат составило от 48,1% до 85,3%. Выход промпродукта в среднем по рассматриваемым опробованиям составил 40% при содержании $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ на уровне питания, поступающего на обогащение. Извлечение гематита в промпродукт находилось в диапазоне 11,8-22,4%. В среднем по накопительным пробам №4, 5 и №7, 8 выход хвостов составил 42%, извлечение гематита в хвосты – 13%. Содержание $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ в данных хвостах не превысило 4,2% и 1,1% соответственно, что позволяет отнести их к отвальным продуктам, получаемым на первой стадии винтовой сепарации.

Накопительная проба № 6 была отобрана, когда на переработку поступала привозная руда Комсомольского карьера. В данном случае питание винтового шлюза характеризуется крайне низким содержанием $Fe_{\text{гем.}}$ равным 0,8%, при содержании $Fe_{\text{общ.}}$ 6,1%. При работе на таком материале были получены неудовлетворительные показатели обогащения, поэтому все три продукта из-за низкого содержания в них всех форм железа, целесообразно переводить в отвальные хвосты.

Для оценки гранулометрических характеристик продуктов разделения шлюза питание, концентрат, промпродукт и хвосты, полученные в ходе наработки накопительных проб № 3, 5 и 8, были подвергнуты ситовому анализу. Результаты данного анализа приведены на рисунке 4.7 в виде гистограмм.

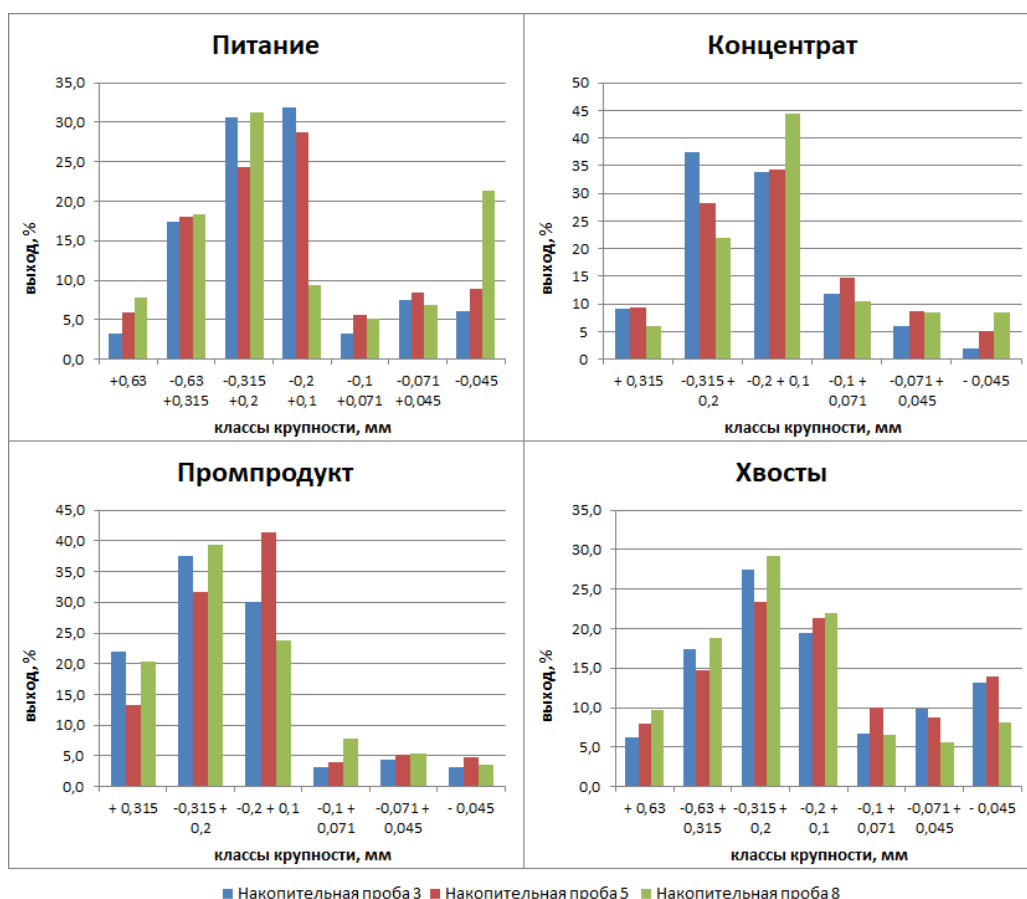


Рисунок 4.7 - Гранулометрическая характеристика продуктов обогащения винтового шлюза.

В питании винтового шлюза основная часть материала представлена классом крупности $-0,63+0,1$ мм. Содержание частиц шламовой крупности (менее $0,045$ мм) в питании не превышает 10% , за исключением накопительной пробы №8, где выход данного класса составляет 21% , что негативно сказалось на показателях обогащения, полученных в ходе данного опробования, поскольку частицы такой крупности не обогащаются эффективно на винтовых аппаратах. В черновом концентрате и промпродукте шлюза преобладают частицы крупностью $-0,315+0,1$ мм. Сравнивая гранулометрические характеристики этих двух продуктов, можно отметить, что концентрат характеризуется более высоким содержанием мелких частиц крупностью менее $0,1$ мм, а в промпродукте напротив больше выход крупных частиц крупностью более $0,315$ мм по сравнению с черновым концентратом. В хвостах шлюза преобладают частицы крупностью $-0,63+0,1$ мм, выход которых составил более 60% .

На рисунке 4.8 приведены гистограммы, иллюстрирующие распределение гематита по классам крупности в рассматриваемых продуктах.

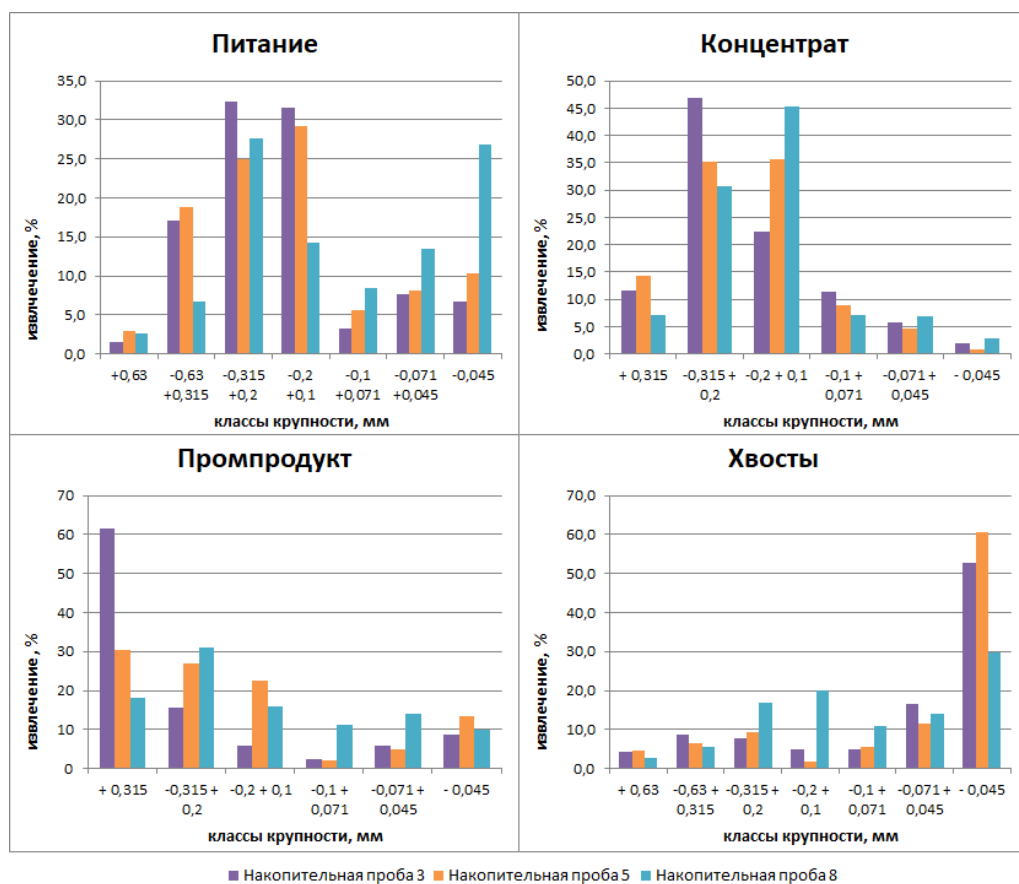


Рисунок 4.8 - Распределение гематита по классам крупности в продуктах обогащения винтового шлюза.

В питании винтового шлюза основная часть гематита представлена классом крупности $-0,63+0,1$ мм. Отдельно можно выделить пробу №8, где на класс крупности $-0,045$ мм пришлось 27% от всего гематита, содержащегося в питании. Гематит такой крупности имеет тенденцию переходить в хвосты винтового шлюза, что объясняет сравнительно более высокие потери гематита при наработке данной пробы. Большая часть гематита в черновом концентрате представлена частицами крупностью $-0,315+0,1$ мм. Промпродукт по сравнению с концентратом шлюза характеризуется более высоким содержанием частиц гематита с крупностью более 0,315 мм. Основные потери гематита с хвостами операции связаны с гематитом крупностью менее 0,045 мм.

С целью определения доли сростков гематита и его свободных зерен был проведен минералого-технологический анализ питания и продуктов обогащения винтового шлюза, полученных при наработке пробы №8. Степень раскрытия зерен гематита в продуктах обогащения винтового шлюза приведена на рисунке 4.9 в виде гистограмм.

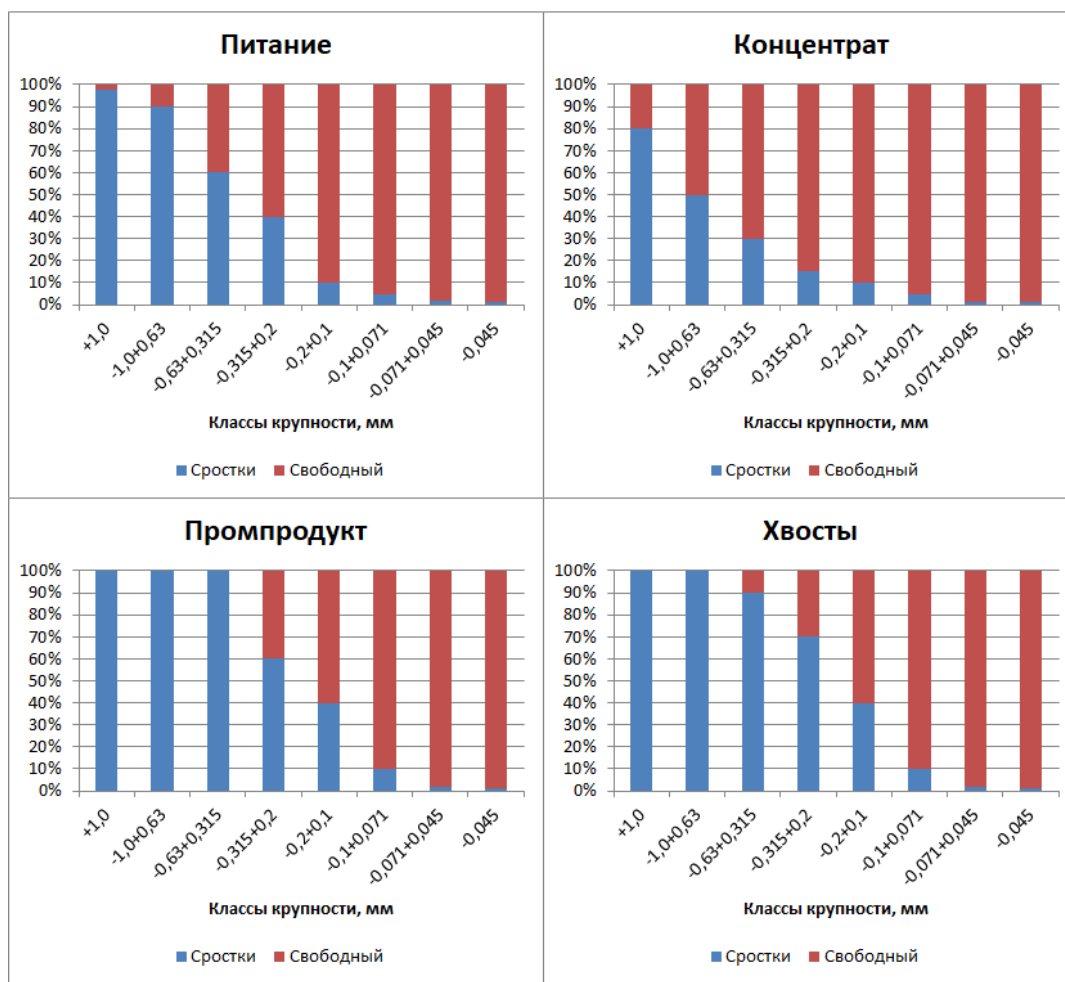


Рисунок 4.9 – Распределение степени раскрытия гематита по классам крупности в продуктах обогащения винтового шлюза.

Ориентировочный минеральный состав пробы питания составляет: магнетит – 1%, гематит – 3%, кварц и полевошпатовый шпат – 65-70%, амфиболы и пироксены – 10-15%, биотит 8-10%, прочие: гранат, эпидот, карбонаты, сульфиды – 4-5%.

В питании винтового шлюза около 35% гематита представлена сростками. Первые свободные зерна гематита появляются уже в классе $-1,0+0,63$ мм. Сростки гематита в данной фракции находятся в виде конгломерата гематитовых зерен с кварцем, реже с амфиболами. Этот тип сростков является легко раскрываемым (рисунок 4.10 верхний ряд). При крупности питания $-0,2$ мм степень раскрытия гематита составляет около $93\pm 2\%$. В данном классе крупности встречаются в основном бинарные сростки гематита с кварцем, реже с амфиболами от богатых до бедных, в которых граница срастания между минералами прямая или близкая к прямой, по морфологии являются легко раскрываемыми (рисунок 4.11 а) – второй ряд, б) – верхние три ряда). Тонкая вкрапленность гематита в кварце и темноцветных силикатах от богатой до бедной,

встречается до класса крупности $+0,071$ мм и относится к трудно раскрываемым сrostкам (рисунок 4.10 средний и нижний ряд, рисунок 4.11 а), б) – нижние ряды). Совместно с гематитом обычно присутствуют включения магнетита.

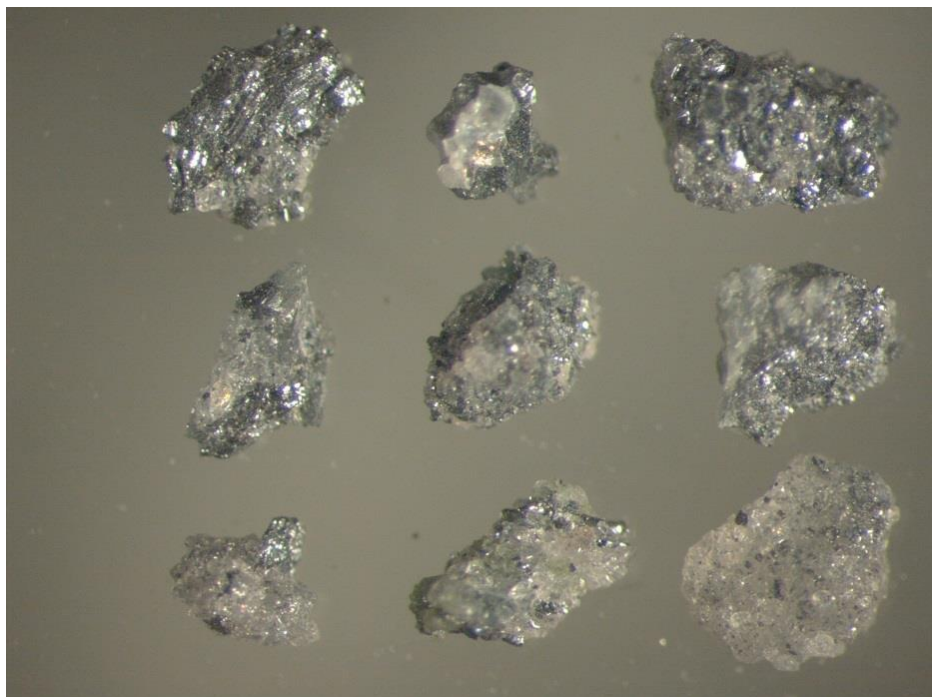


Рисунок 4.10 -Сrostки гематита в материале крупнее $0,63$ мм: верхний ряд – в виде конгломератов гематитовых зерен в срastании с кварцем; средний ряд – богатые, нижний ряд - бедные – в виде тонкой вкрапленности в кварце и амфиболе.

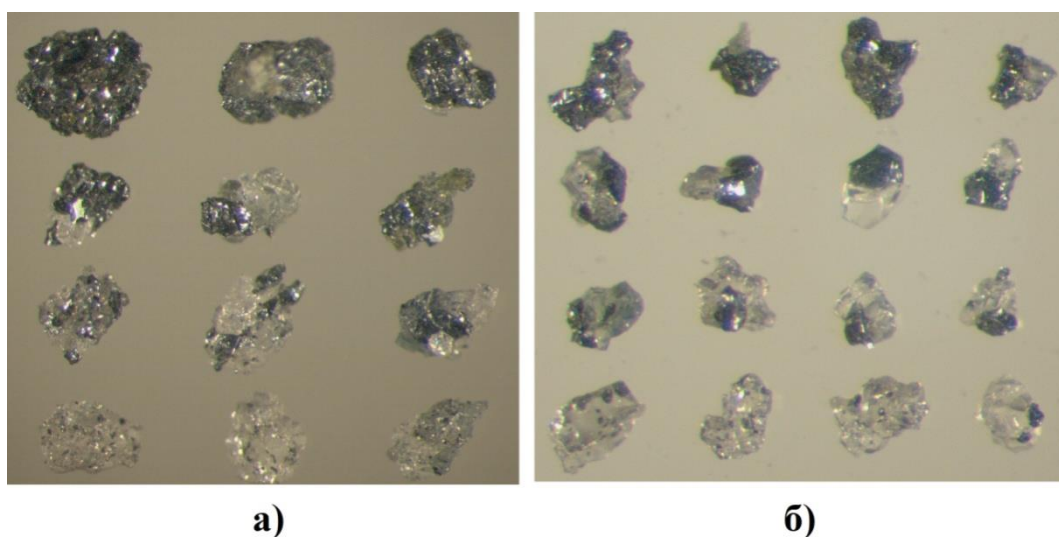


Рисунок 4.11 - Сrostки гематита: а) в материале $-0,63 +0,315$ мм; б) в материале $-0,315+0,1$ мм.

Ориентировочный минеральный состав чернового гематитового концентрата, полученного из пробы: гематит – 34%, магнетит – 2,5%, биотит, гранат, амфиболы в сумме составляют 20-25%, кварц и полевые шпаты – 35-40%, сульфиды – 2-3%.

В черновом концентрате основная масса гематита, связанная с его сростками, характерна для материала крупнее 0,315 мм. При этом в концентрат переходят преимущественно богатые и средние по содержанию ценного минерала сростки. В пробе встречаются как легко раскрываемые сростки, так и трудно раскрываемые зерна с эмульсионной вкрапленностью. В целом, только около 10% гематита, выделенного в концентрат, находится в виде сростков. Основная доля примесей в концентрате связана со свободными раскрытыми зернами кварца и темноцветных силикатов.

Минеральный состав промпродукта составляет: гематит – 2%, магнетит – 1%, кварц и полевой шпат – 65-70%, амфиболы, пироксены – 23-25%, биотит – 5-8%, гранат, эпидот, карбонаты, сульфиды) – 1-2%.

В промпродукте около 55% гематита находится в виде сростков (богатых, средних и бедных). В диапазоне крупности +0,315 мм гематит находится только в сростках. В данном классе крупности отмечается небольшая тенденция накопления сростков средних по содержанию гематита, с небольшой его долей в виде густой вкрапленности в кварце и силикатах. В классе -0,315+0,2 мм присутствуют, в основном, средние и бедные биминеральные сростки и средне-бедные включения гематита в кварце и силикатах. В материале мельче 0,2 мм гематит связан в основном со свободными зернами.

Минеральный состав хвостов: гематит – 1,0% магнетит – 1,5%, кварц и полевые шпаты – 70-75%, амфиболы, пироксены – 8-10%, биотит – 12-15%, прочие – 1-2%

Потери гематита с хвостами в материале крупнее 0,2 мм связаны преимущественно со сростками, по содержанию полезного минерала относящиеся к средним и бедным сросткам. В данном классе крупности преобладают легко раскрываемые бинарные сростки и трудно раскрываемые сростки с эмульсионной вкрапленностью. Богатые по содержанию гематита сростки в материале крупнее 0,315 мм не встречаются, в материале диапазона -0,315+0,1 мм богатые сростки гематита единичны. При крупности менее 0,2 мм преобладает свободный гематит. В целом, около 55% гематита в хвостах находится в сростках.

4.3.2. Промышленные испытания винтового сепаратора

При проведении испытаний винтового сепаратора основные параметры обогащения были установлены в соответствии с рекомендациями, полученными при

подборе режима и изложенными в предыдущем параграфе. Исключение составляет проба №9, испытания на которой были проведены без подачи смывной воды на сепаратор, а также проба №14, где вывод промпродукта осуществлялся только во второй отсек сепаратора. Отбор проб производился для каждого из продуктов (питание, концентрат, промпродукт, хвосты) через каждые 30 минут в течение рабочей смены. Из данных проб формировались накопительные пробы, которые подвергались дальнейшей обработке для расчета водно-шламовых, качественно-количественных показателей и определения гранулометрического состава продуктов обогащения.

В таблице 4.3 представлены результаты расчета качественно-количественных показателей обогащения.

Таблица 4.3 Качественно-количественные показатели обогащения промпродукта основной магнитной сепарации, полученные на винтовом сепараторе

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Fe _{общ.}	Fe _{магн.}	Fe _{гем.}	Fe _{общ.}	Fe _{магн.}	Fe _{гем.}
1	2	3	4	5	6	7	8
Проба №9 (привозные руды, без подачи смывной воды на сепаратор)							
Концентрат	9,7	6,6	1,2	0,8	13,9	10,1	30,1
Промпродукт	76,6	4,3	1,1	0,2	71,3	73,2	59,3
Хвосты	13,7	5,0	1,4	0,2	14,8	16,7	10,6
Итого:	100,0	4,6	1,2	0,3	100,0	100,0	100,0
Проба №10 (привозные руды)							
Концентрат	4,1	13,0	1,1	5,1	9,9	4,4	14,9
Промпродукт	53,3	5,6	0,9	2,0	55,3	46,3	76,0
Хвосты	42,6	4,4	1,2	0,3	34,8	49,3	9,1
Итого:	100,0	5,4	1,0	1,4	100,0	100,0	100,0
Проба №11							
Концентрат	4,8	34,1	0,4	21,2	22,0	1,7	35,2
Промпродукт	50,0	7,9	0,8	3,2	53,1	36,5	55,4
Хвосты	45,2	4,1	1,5	0,6	24,9	61,8	9,4
Итого:	100,0	7,4	1,1	2,9	100,0	100,0	100,0
Проба №12							
Концентрат	4,7	37,2	0,9	21,2	20,2	5,1	25,6
Промпродукт	53,1	9,4	0,6	4,5	57,8	38,6	61,4
Хвосты	42,2	4,5	1,1	1,2	22,0	56,3	13,0
Итого:	100,0	8,6	0,8	3,9	100,0	100,0	100,0
Проба №13 (привозные руды)							
Концентрат	3,6	12,6	1,5	5,8	8,8	4,3	21,3
Промпродукт	64,1	5,3	1,3	1,0	65,6	67,1	65,5
Хвосты	32,3	4,1	1,1	0,4	25,6	28,6	13,2
Итого:	100,0	5,2	1,2	1,0	100,0	100,0	100,0

Продолжение таблицы 4.4

1	2	3	4	5	6	7	8
Проба №14 (вывод промпродукта только во второй отсек сепаратора)							
Концентрат	4,9	55,1	1,3	33,5	25,4	6,6	27,6
Промпродукт	19,1	17,6	0,7	12,6	31,7	14,0	40,5
Хвосты	76,0	6,0	1,0	2,5	42,9	79,4	31,9
Итого:	100,0	10,6	1,0	5,9	100,0	100,0	100,0
Проба №15							
Концентрат	5,0	37,8	0,6	17,9	21,8	2,6	27,0
Промпродукт	52,7	8,8	1,1	3,4	53,4	50,0	53,9
Хвосты	42,3	5,1	1,3	1,5	24,8	47,4	19,1
Итого:	100,0	8,7	1,2	3,3	100,0	100,0	100,0
Проба №16							
Концентрат	5,4	45,3	0,9	31,3	22,7	5,6	27,4
Промпродукт	62,2	10,7	0,8	6,1	61,7	57,2	61,6
Хвосты	32,4	5,2	1,0	2,1	15,6	37,2	11,0
Итого:	100,0	10,8	0,9	6,2	100,0	100,0	100,0
Проба №17							
Концентрат	5,7	41,2	0,8	31,5	24,0	5,4	32,2
Промпродукт	47,2	11,4	0,8	6,5	54,9	44,6	55,1
Хвосты	47,1	4,4	0,9	1,5	21,1	50,0	12,7
Итого:	100,0	9,8	0,8	5,6	100,0	100,0	100,0

При отборе проб № 11,12 и № 15-17 на питание винтовой сепарации поступал материал с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 7,4-10,8% и $Fe_{\text{гем.}}$ 2,9-6,2%, что позволяет отнести его к рядовому промпродукту основной магнитной сепарации, получаемому при переработке руд Оленегорского карьера и подземного рудника, и рассматривать данные результаты как наиболее представительные. Выход черного концентрата практически не изменялся и составил около 5% при содержании в нем $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ 34,1-45,3% и 17,9-31,5% соответственно. Извлечение гематита в концентрат составило от 25,6% до 35,2%. При наработке рассматриваемых проб средний выход промпродукта находился на уровне 53% при содержании $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ 7,9-11,4% и 3,2-6,5% соответственно. Извлечение гематита в промпродукт находилось в диапазоне 53,9-61,6%. Выход хвостов в среднем по накопительным пробам № 11,12 и № 15-17 составил 42%, извлечение гематита в хвосты 13%, содержание $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ в хвостах не превысило 5,2% и 2,1%.

С целью оценки влияния эффекта заиливания на процесс сепарации при наработке пробы №9 подача смывной воды на сепаратор не осуществлялась. Через несколько часов на рабочей поверхности сепаратора у внутреннего борта начали скапливаться частицы шламовой крупности, что негативно сказалось на процессе обогащения: изменялась геометрия рабочей поверхности, нарушался веер материала из минеральных частиц.

Смывная вода улучшает транспортирование тяжелых минералов, увеличивая разжижение материала у внутреннего борта, усиливает поперечную циркуляцию водного потока, в некоторых случаях возможно получение более богатого концентрата, по сравнению с сепарацией без смывной воды.

При наработке пробы №14 вывод сформированного промпродукта осуществлялся только во второй отсек сепаратора для получения более богатого промпродукта и оценки потерь гематита с хвостами при данных режимных параметрах винтовой сепарации. В данном случае выход промпродукта снизился практически в два раза, до 19%, выход хвостов увеличился до 76%. Хвосты, полученные при наработке данной пробы, характеризуются более высоким содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ равным 6,0% и 2,5%, что указывает на сравнительно высокие потери железа с хвостами: извлечение $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ составило 42,9% и 31,9% соответственно.

Накопительные пробы №10 и №13 были отобраны, когда в переработку поступала привозная руда. Питание винтовой сепарации характеризуется низким содержанием $Fe_{\text{гем.}}$ равным 1,0-1,4%, при содержании $Fe_{\text{общ.}}$ 5,2-5,4%. При работе на таком материале были получены неудовлетворительные показатели обогащения, поэтому все три продукта разделения целесообразно переводить в отвальные хвосты.

С целью определения гранулометрического состава продуктов обогащения винтового сепаратора питание, черновой концентрат, промпродукт и хвосты, полученные в ходе наработки проб №11 и №15, были подвергнуты ситовому анализу. На рисунке 4.12 приведены гистограммы, иллюстрирующие результаты данного анализа.

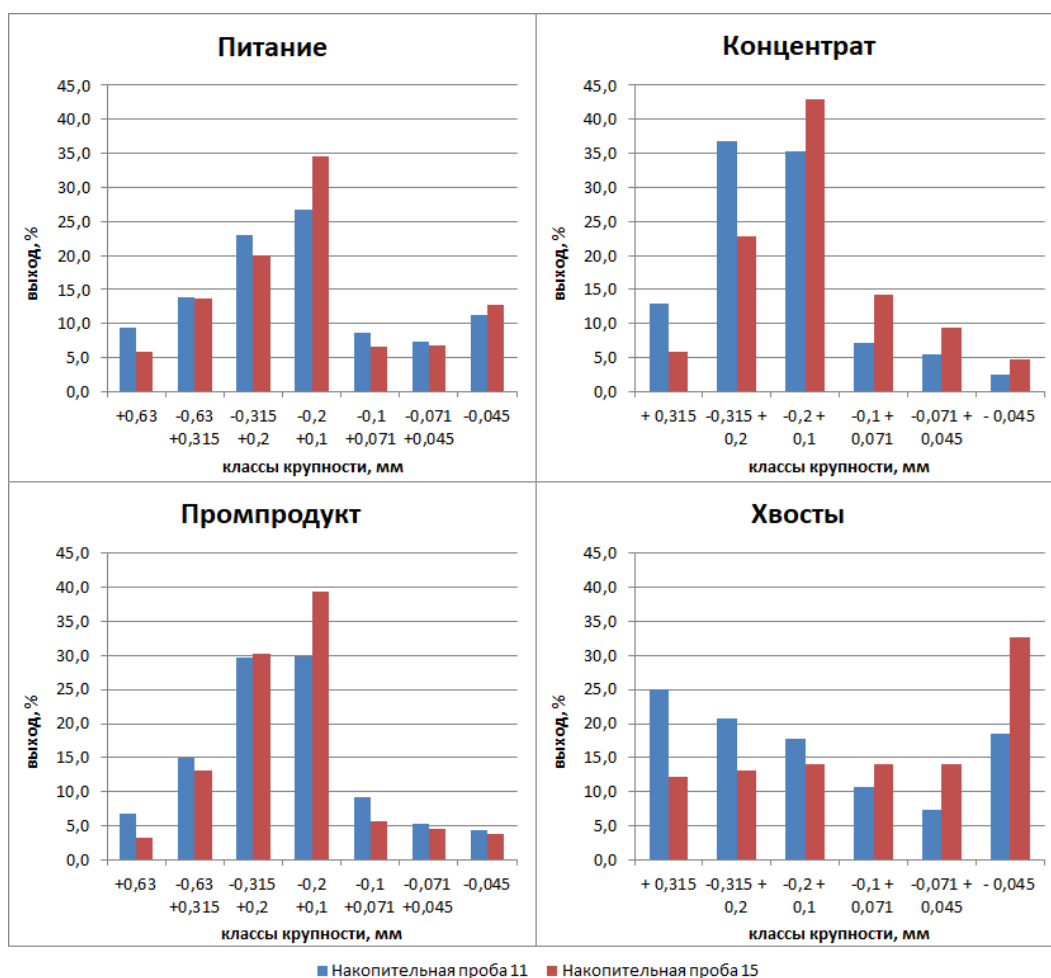


Рисунок 4.12 - Гранулометрическая характеристика продуктов обогащения винтового сепаратора.

В питании винтового сепаратора большая часть материала представлена классом крупности $-0,63+0,1$ мм. Содержание частиц шламовой крупности (менее $0,045$ мм), обогащение которых гравитационными методами затруднительно, составляет около 10%. В черновом концентрате преобладает класс крупности $-0,315+0,1$ мм. Промпродукт по гранулометрическому составу схож с черновым концентратом и характеризуется более высоким содержанием частиц крупностью более $0,315$ мм. Распределение материала по крупности в хвостах обогащения более равномерно, обращает на себя внимание сравнительно более высокое содержание частиц шламовой крупности.

На рисунке 4.13 показано распределение гематита по классам крупности в рассматриваемых продуктах.

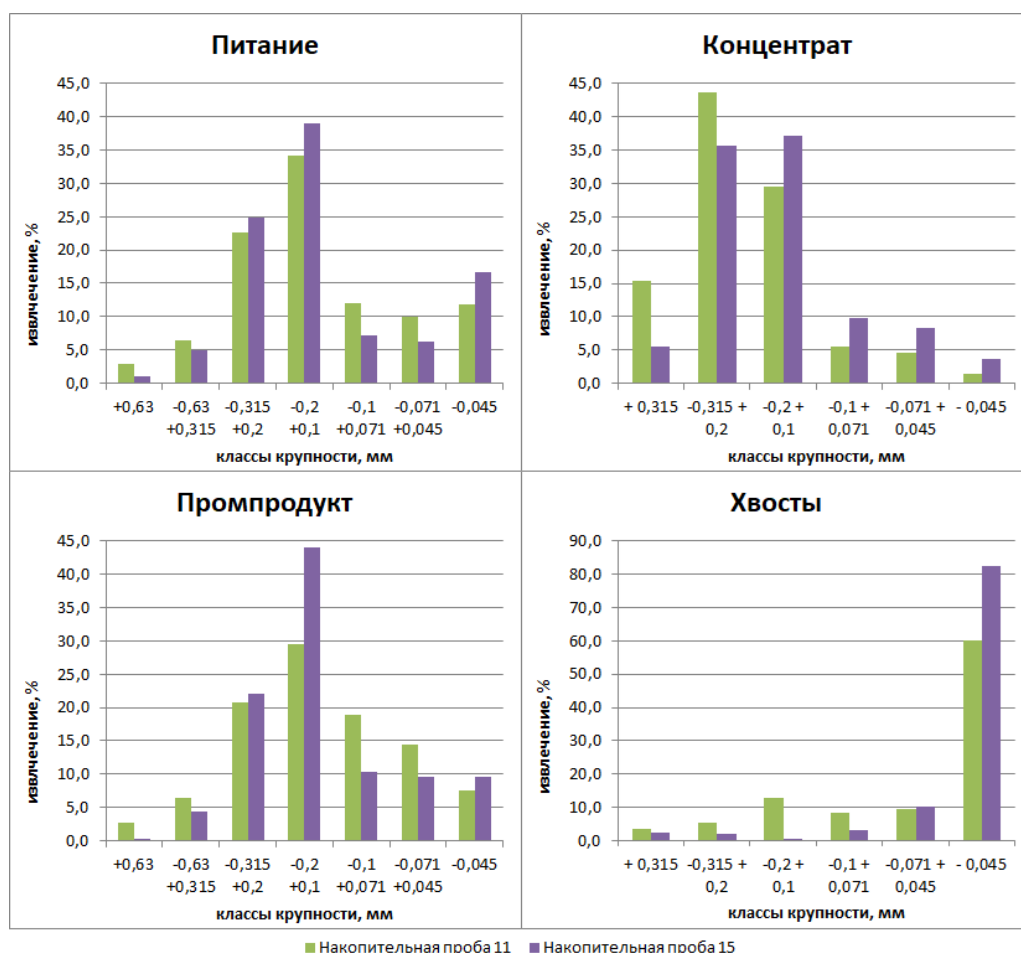


Рисунок 4.13 - Распределение гематита по классам крупности в продуктах обогащения винтового сепаратора.

В питании винтового сепаратора основная часть гематита приходится на частицы крупностью $-0,315+0,1$ мм. Гематит данной крупности преобладает также в черновом концентрате и промпродукте, однако промпродукт характеризуется более высоким содержанием частиц гематита крупностью менее $0,1$ мм по сравнению с черновым концентратом. Основные потери гематита с хвостами связаны с частицами крупностью менее $0,045$ мм, которые плохо обогащаются гравитационными методами.

С целью определения степени раскрытия гематита в продуктах обогащения винтового сепаратора был проведен минералого-технологический анализ питания, черного концентрата, промпродукта и хвостов, полученных при наработке пробы №11. Результаты данного анализа приведены на рисунке 4.14 в виде гистограмм.

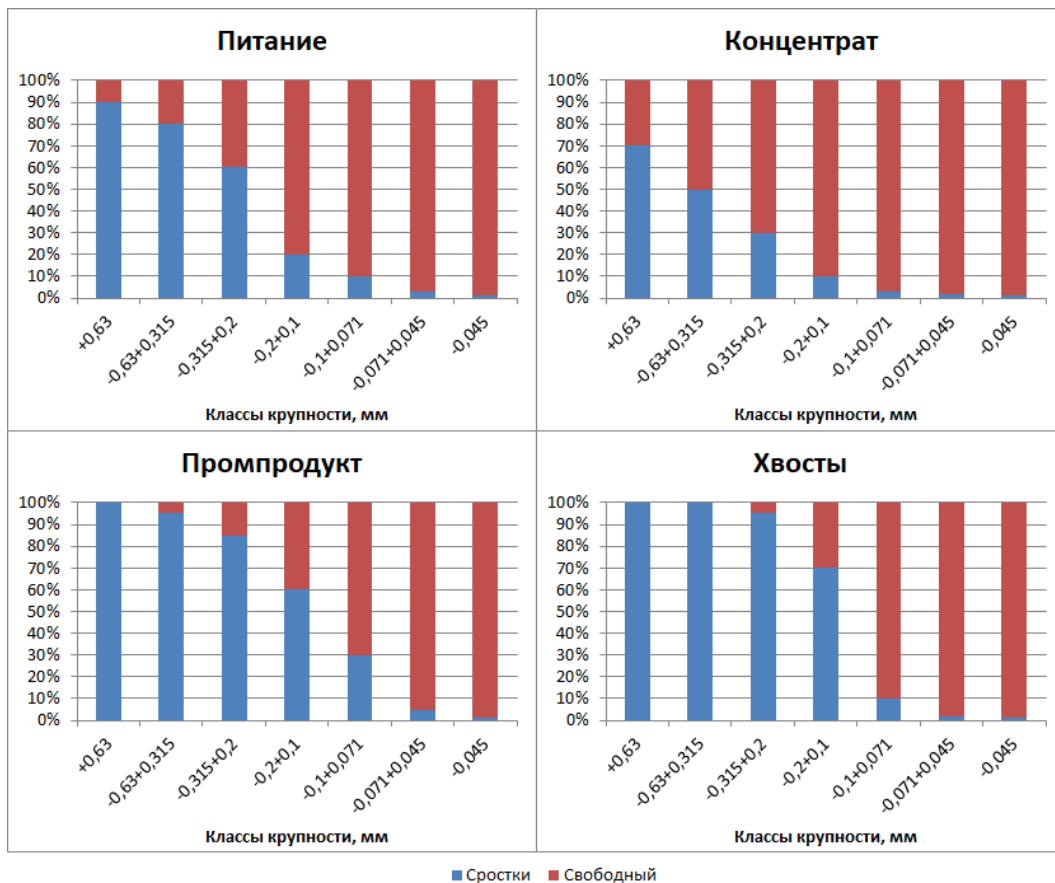


Рисунок 4.14 – Распределение степени раскрытия гематита по классам крупности в продуктах обогащения винтового сепаратора.

Ориентировочный минеральный состав пробы питания составляет: магнетит – 1,5%, гематит – 4,5%, кварц и полевой шпат – 70-75%, амфиболы и пироксены – 13-15%, биотит 3-5%, прочие: гранат, эпидот, карбонаты, сульфиды – 2-3%.

В питании винтового сепаратора около 40% гематита представлена сростками. Первые свободные зерна гематита присутствуют уже в классе +0,63 мм. Для материала крупностью -0,63+0,2 мм характерны сростки в виде конгломерата гематитовых зерен с кварцем, реже с амфиболами, которые являются легко раскрываемыми (рисунок 4.15 верхний ряд). В материале мельче 0,315 мм встречаются преимущественно биминеральные сростки, реже полиминеральные сростки гематита с кварцем, полевым шпатом, с амфиболами, от богатых до бедных, в которых границы срастаний между минералами прямые, не взаимопроникающие (рисунок 4.16 а) - средний ряд, б) - первый и второй ряд). Данный тип сростков является легко раскрываемым. Мелкая, бедная и средняя тонкая вкрапленность гематита в кварце и темноцветных силикатах встречается во всех классах крупности преимущественно до границы 0,071 мм и относится к трудно раскрываемым сросткам (рисунок 4.15 - средний и нижний ряд; рисунок 4.16 б) - два

нижних ряда). Совместно с гематитом обычно присутствуют включения магнетита. При крупности питания $-0,2$ мм степень раскрытия гематита составляет около $88\pm 2\%$.

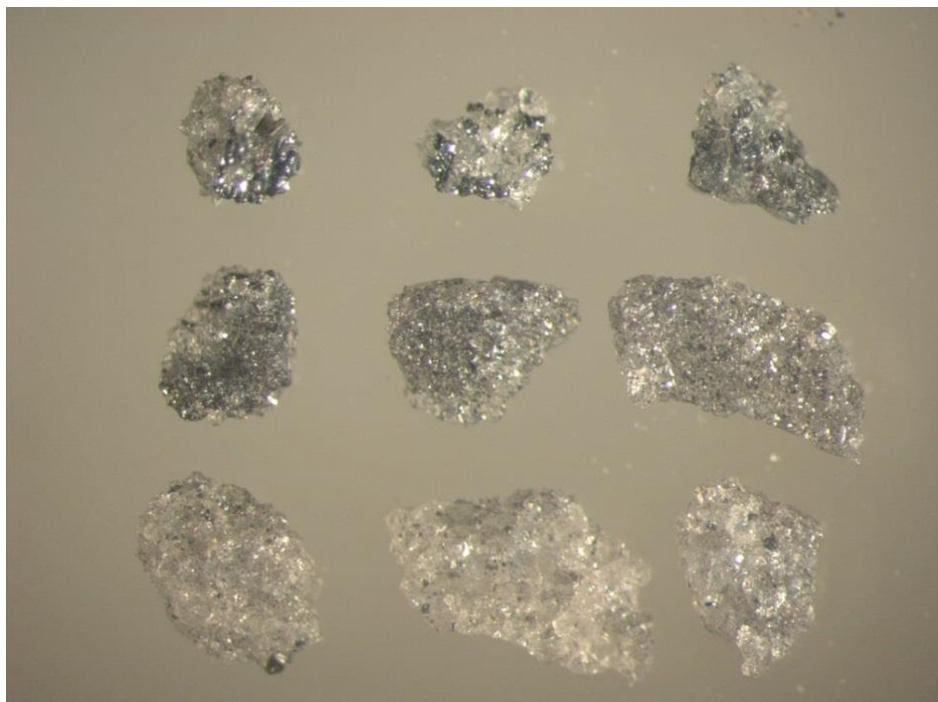


Рисунок 4.15 - Сrostки гематита с кварцем и силикатами – первый ряд – конгломераты гематита и кварца, второй и третий ряд – мелкая и эмульсионная вкрапленность гематита в кварце, класс крупности $-1,0+0,63$ мм

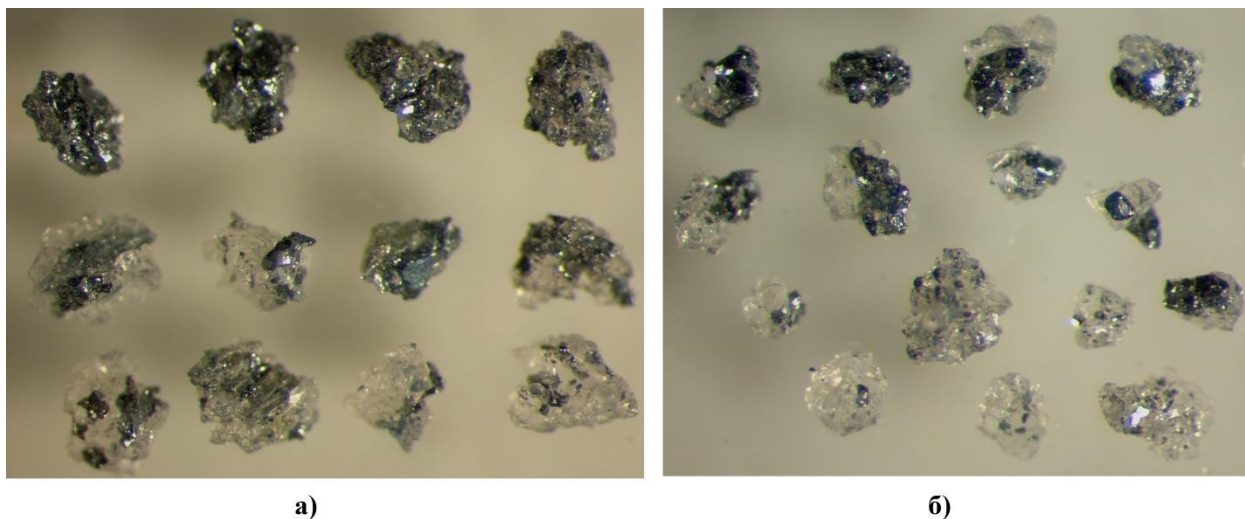


Рисунок 4.16 - Сrostки гематита: а) в классе $-0,63+0,315$ мм; б) в классе $-0,315+0,20$ мм

Ориентировочный минеральный состав гематитового концентрата, полученного из пробы следующий: гематит – 30%, магнетит – до 1%, биотит, гранат, амфиболы в сумме составляют 15-20%, кварц и полевые шпаты – 50-55%, сульфиды – 1-1,5%.

В концентрате винтового сепаратора на долю гематита в сростках приходится около 20% от всего гематита в данном продукте. В классах крупнее 0,315 мм присутствуют преимущественно средние и богатые легко раскрываемые сростки гематита. В материале мельче 0,315 мм присутствуют как богатые, так и средние, реже бедные по гематиту сростки в виде конгломератов, биминеральных сростков и зерен с эмульсионной вкрапленностью. В классе -0,20+0,10 мм около 90% зерен гематита находятся в свободном виде. Загрязнение концентрата происходит, в основном, за счет попадания в него свободных зерен кварца, полевых шпатов и темноцветных силикатов, количество которых чуть выше, чем в концентрате винтового шлюза.

Ориентировочный минеральный состав промпродукта, полученного из пробы: гематит – 4,5%, магнетит – 1%, амфиболы, биотит, флогопит, гранат, эпидот в сумме составляют 15-20%, кварц и полевые шпаты – 75-80%, единичные зерна сульфидов.

В промпродукте около 65% гематита находится в виде сростков (богатых, средних и бедных). Для материала крупнее 0,315 мм характерны зерна кварца и силикатов с бедной и средней вкрапленностью гематита. В материале -0,315+0,1 мм преобладают средние и богатые сростки гематита, при малом количестве зерен силикатов и кварца с эмульсионной вкрапленностью. В материале мельче 0,1 мм гематит связан в основном со свободными зернами.

Ориентировочный минеральный состав хвостов, полученных из пробы: гематит – 1%, магнетит – 2%; амфиболы, биотит, флогопит, единичные зерна граната и эпидота, в сумме составляют 15-20%; кварц и полевые шпаты – 75-80%.

В хвостах винтового сепаратора доля свободного гематита составляет около 40%. В материале хвостов крупнее 0,315 мм гематит присутствует, в основном, в виде средних и бедных включений в зернах кварца и силикатов, редко в виде агрегатных зерен с кварцем и полиминеральных сростков. В материале крупностью менее 0,315 мм гематит находится как в свободном виде, так и в виде биминеральных сростков и мелких включений в кварце и силикатах. Свободный гематит аккумулируется, в основном, в материале крупностью менее 0,2 мм

4.3.3. Сравнение показателей обогащения, полученных при промышленных испытаниях винтового шлюза и винтового сепаратора

С целью сравнительной оценки показателей обогащения на винтовом шлюзе и винтовом сепараторе были проанализированы результаты опробований, полученных при обогащении промпродукта основной магнитной сепарации, когда на переработку поступала руда Оленегорского карьера и подземного рудника с рядовым содержанием гематита (пробы № 4, 5, 7, 8, 11, 12, 15, 16, 17).

Сравнение полученных результатов обогащения показывает, что на винтовом шлюзе был получен черновой концентрат с более высокими показателями содержанию и извлечению $Fe_{общ.}$ и $Fe_{гем.}$, чем в случае использования винтового сепаратора. Промпродукт же напротив богаче в случае обогащения материала на винтовом сепараторе.

Оценку эффективности использования винтового аппарата при обогащении немагнитной фракции основной магнитной сепарации целесообразно производить по потерям $Fe_{гем.}$ с хвостами операции, поскольку и концентрат, и промпродукт в дальнейшем отправляются на перечистку.

По данным, приведенным в таблицах 4.3 и 4.4 можно сказать, что при обогащении рядовых промпродуктов основной магнитной сепарации, как на винтовом шлюзе, так и на сепараторе, выход хвостов находится примерно на одном уровне – 40-50%, за исключением нескольких опробований. Содержание $Fe_{общ.}$ и $Fe_{гем.}$ в хвостах составило не более 5% и 2% соответственно, что позволяет отнести их к отвальным хвостам, получаемым на первой стадии винтовой сепарации. На рисунке 4.16 приведены гистограммы, иллюстрирующие потери гематита с хвостами винтового шлюза и сепаратора при различном содержании $Fe_{гем.}$ в питании.

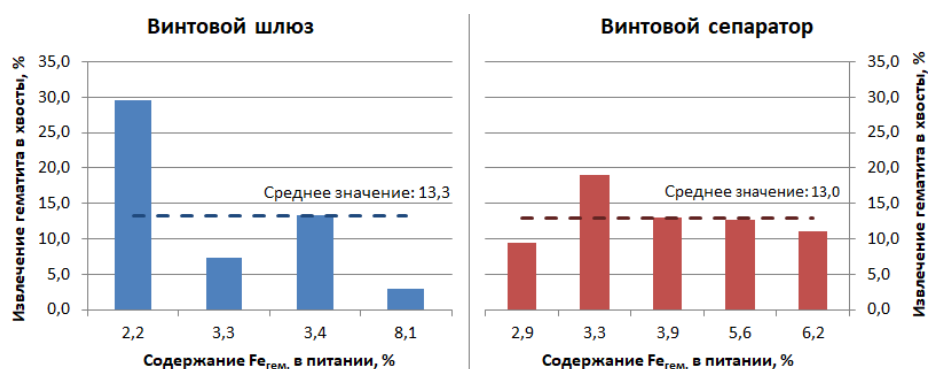


Рисунок 4.16 - Оценка потерь гематита с хвостами винтовой сепарации при различном содержании гематитового железа в питании.

Как видно из рисунка, в случае использования винтового шлюза наблюдается наибольший разброс по данному показателю: от 3 до 30%, что свидетельствует о нестабильной работе шлюза при обогащении материала, различающегося по содержанию ценного минерала и гранулометрическому составу. Использование винтового сепаратора дает более стабильные показатели по извлечению гематита в хвосты. В целом, средние значения по потерям гематита с хвостами винтовой сепарации довольно близки и составляют 13,3% и 13,0% от операции для винтового шлюза и винтового сепаратора соответственно.

Таким образом, на основании результатов промышленных испытаний затруднительно делать однозначный вывод о необходимости использования того или иного винтового аппарата в головных операциях процесса обогащения промпродукта основной магнитной сепарации, показатели по выходу хвостов, содержанию и извлечению полезных компонентов в них довольно близки. Выработка в лабораторных условиях технологических решений по доизвлечению гематита из наработанных партий черного гематитового концентрата и промпродуктов винтовой сепарации позволит оценить потери гематита в общих хвостах гравитационного передела обогащения и сделать вывод о целесообразности использования того или иного аппарата на первой стадии винтовой сепарации.

На основании проведенных исследований можно сформулировать следующие выводы:

1) Результаты проведенных промышленных технологических испытаний винтовых аппаратов показали принципиальную возможность использования винтовой сепарации при переработке промпродукта основной магнитной сепарации. Установлено, что при их обогащении повышается выпуск железорудного концентрата за счет повышения извлечения мелких фракций гематита в гравитационном цикле обогащения.

2) Обогащение на винтовом шлюзе рядового промпродукта основной магнитной сепарации, полученных при переработке руд Оленегорского карьера и подземного рудника и содержащих от 2,2 до 8,1% гематитового железа, позволило выделить черновой гематитовый концентрат, качество которого варьировало в диапазоне от 27,7 до 52,0% $Fe_{гем.}$ со средним извлечением по этой форме железа порядка 70%. Содержание $Fe_{гем.}$ в промпродукте составило от 0,9 до 2,4% при извлечении гематита около 17%. Потери гематита с хвостами составили менее 30% от операции при содержании $Fe_{общ.}$ и $Fe_{гем.}$ менее 4,2% и 1,1 % соответственно.

3) Обогащение на винтовом сепараторе промпродукта основной магнитной сепарации, полученных при переработке руд Оленегорского карьера и подземного рудника и содержащих от 2,9 до 6,2% гематитового железа, позволило выделить черновой концентрат с содержанием $Fe_{гем.}$ от 17,9 до 33,5% при среднем извлечении гематита в концентрат 29%. Содержание гематитового железа в промпродукте сепаратора составило от 3,2 до 6,5% при извлечении гематита около 57%. Потери гематита с хвостами не превысили 19,1% при содержании $Fe_{общ.}$ и $Fe_{гем.}$ менее 5,2% и 2,1% соответственно.

4) Выполненные опробования при обогащении промпродукта основной магнитной сепарации с низким содержанием $Fe_{гем.} (\leq 1\%)$ полученных при переработке привозных руд, свидетельствуют о выделении в концентрат и промпродукт винтовой сепарации материала с низким содержанием всех форм железа, что указывает на возможность вывода их в отвальные хвосты ДОФ.

4.4. Разработка технологии получения гематитового концентрата

4.4.1. Технологические исследования по дообогащению продуктов первой стадии винтовой сепарации

Результаты промышленных испытаний винтовых аппаратов в цикле получения гематитового концентрата на обогатительной фабрике подтвердили целесообразность использования данного метода разделения промпродукта основной магнитной сепарации для повышения качественно-количественных показателей его переработки за счет более эффективного обогащения тонких фракций исходного минерального сырья. Однако получение концентратов кондиционного качества требует введения дальнейшего дообогащения чернового концентрата и промпродукта винтовой сепарации и разработки эффективной технологии получения гематитового концентрата.

Для перечистки концентратов и промпродуктов винтовой сепарации, полученных в ходе промышленных испытаний на ДОФ АО «Олкон», исследованы несколько различных вариантов схем с использованием винтового шлюза ШВ-500 и винтового сепаратора ВСП-500, различающихся между собой компоновкой оборудования и качеством исходного питания.

Как было показано в ходе промышленных испытаний при повышенном содержании гематитового железа в исходном промпродукте (17,6%) уже на первой стадии винтовой сепарации был получен концентрат высокого качества с содержанием $Fe_{общ.}$ более 61% при извлечении 78% $Fe_{общ.}$ и 84,5% $Fe_{гем.}$. Дальнейшая перечистка

промпродукта первой стадии позволила увеличить сквозное извлечение общего железа на 4%, как показано на рисунке 4.17. Несмотря на достигнутые высокие качественно-количественные показатели обогащения, следует отметить, что материал с таким высоким содержанием гематита поступает в переработку довольно редко и при разработке технологии получения гематитового концентрата учитывать, что содержание гематитового железа в питании первой стадии винтовой сепарации будет составлять от 2% до 8%.

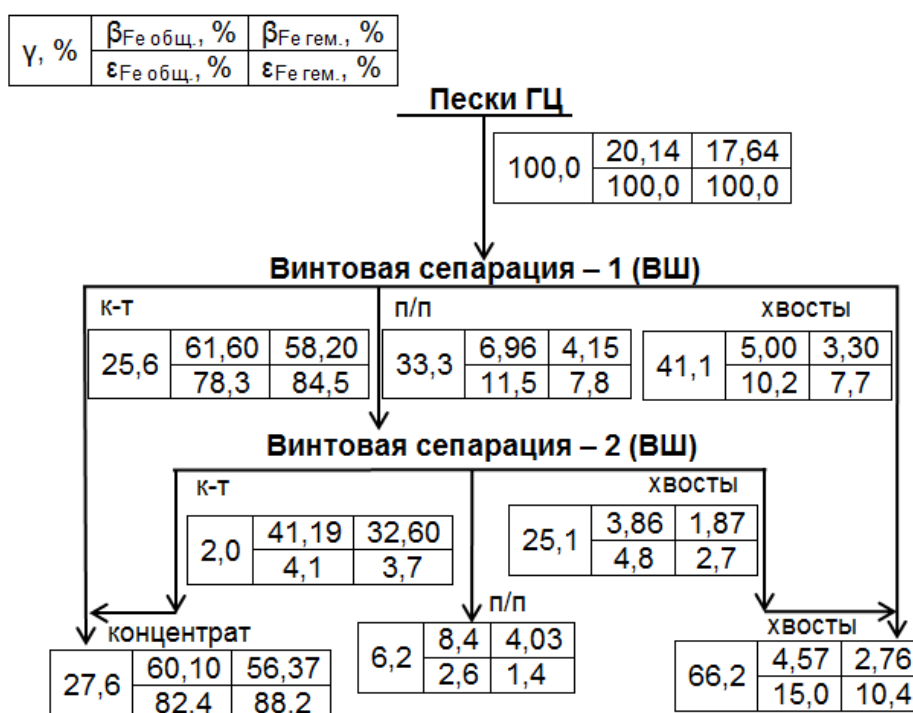


Рисунок 4.17 – Схема обогащения исходного материала с высоким содержанием гематитового железа.

Подобная схема опробована и для продукта с массовой долей ценных компонентов в питании близкой к рядовым немагнитным фракциям основной магнитной сепарации (рисунок 4.18). На первой и второй стадии винтовой сепарации был выделен черновой гематитовый концентрат с содержанием 56-57% $Fe_{общ.}$ из исходного материала с содержанием 7-8% $Fe_{общ.}$. В результате проведения двух стадий винтовой сепарации сквозное извлечение $Fe_{гем.}$ в коллективный концентрат составило 47%. Дальнейшая перечистка промпродукта второй стадии не привела к получению высоких показателей обогащения – достигнуто содержание $Fe_{общ.}$ в концентрате третьей стадии около 29%. Следует отметить малый выход концентрата первой и второй стадии винтовой сепарации

3% и 1% соответственно, что может повлиять на стабильность ведения технологического процесса, поскольку даже небольшие колебания по качеству, производительности, плотности питания могут негативно сказаться на показателях обогащения.

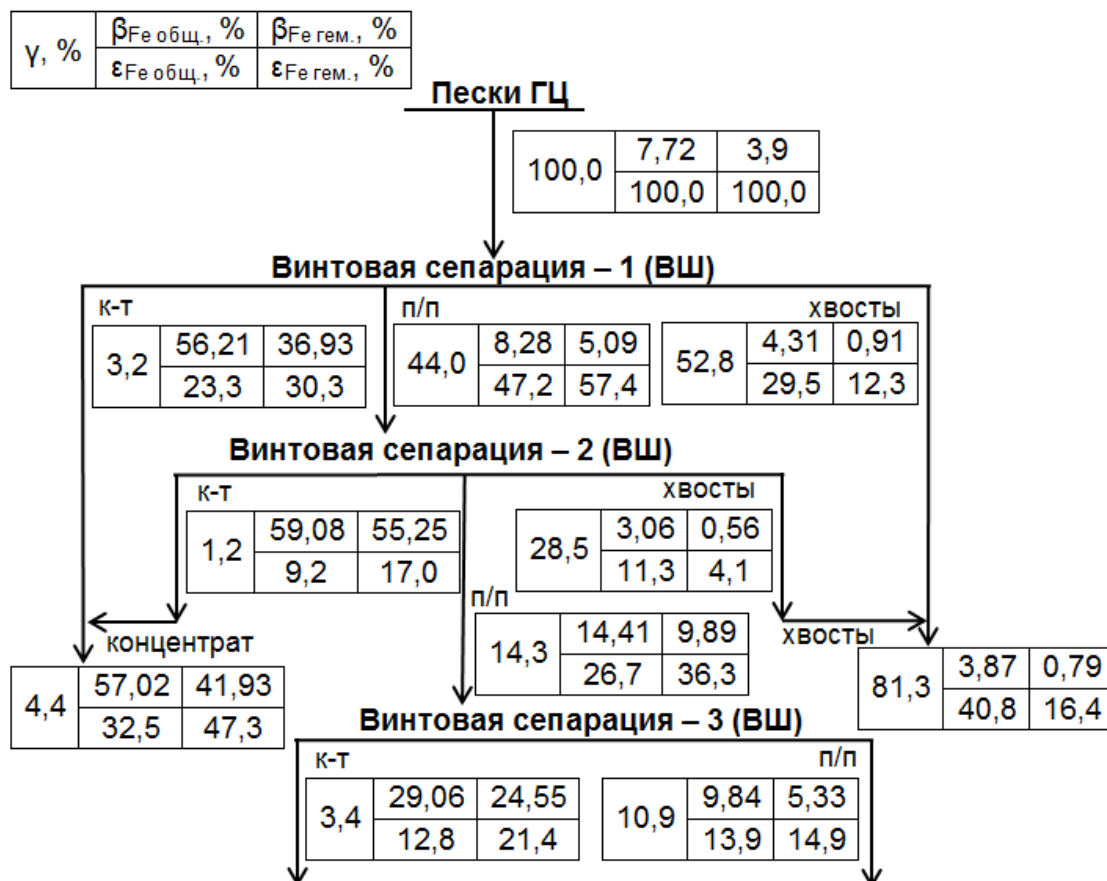


Рисунок 4.18 – Схема обогащения исходного сырья с содержанием железа, близким к рядовым рудам.

В следующих вариантах технологической схемы (рисунки 4.19, 4.20) исследовалась возможность дообогащения более бедного черного концентрата первой стадии с содержанием Fe_{общ.} 31-41% по сравнению со схемой представленной выше (рисунок 4.18), где его качество составляло 56%.

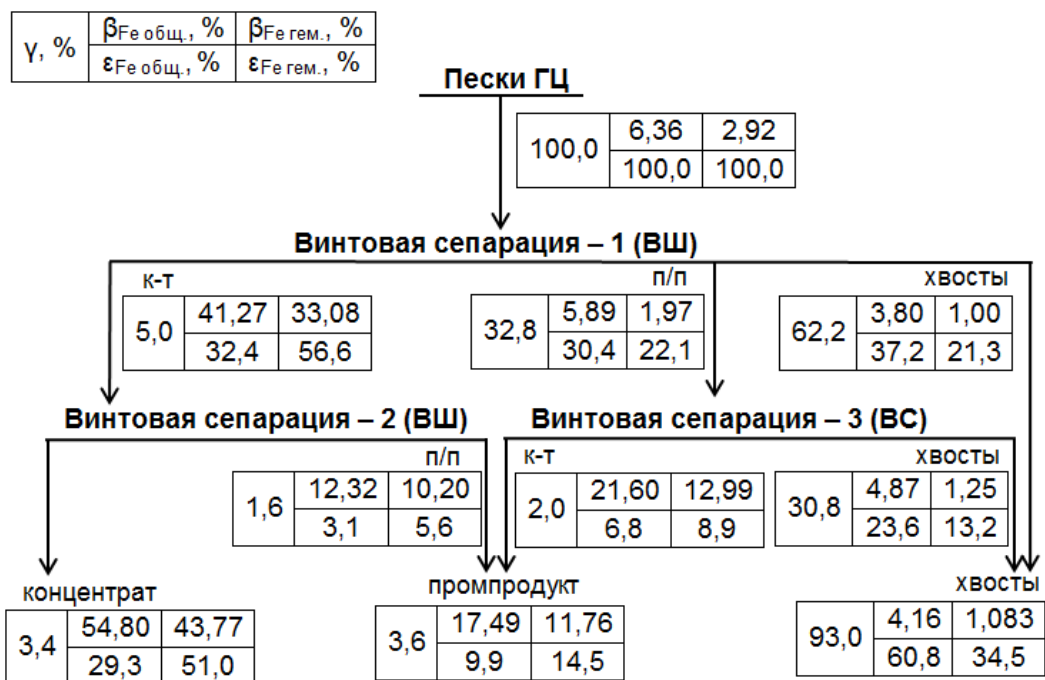


Рисунок 4.19 – Схема обогащения исходного материала с доводкой на винтовом шлюзе концентрата первой стадии винтовой сепарации.

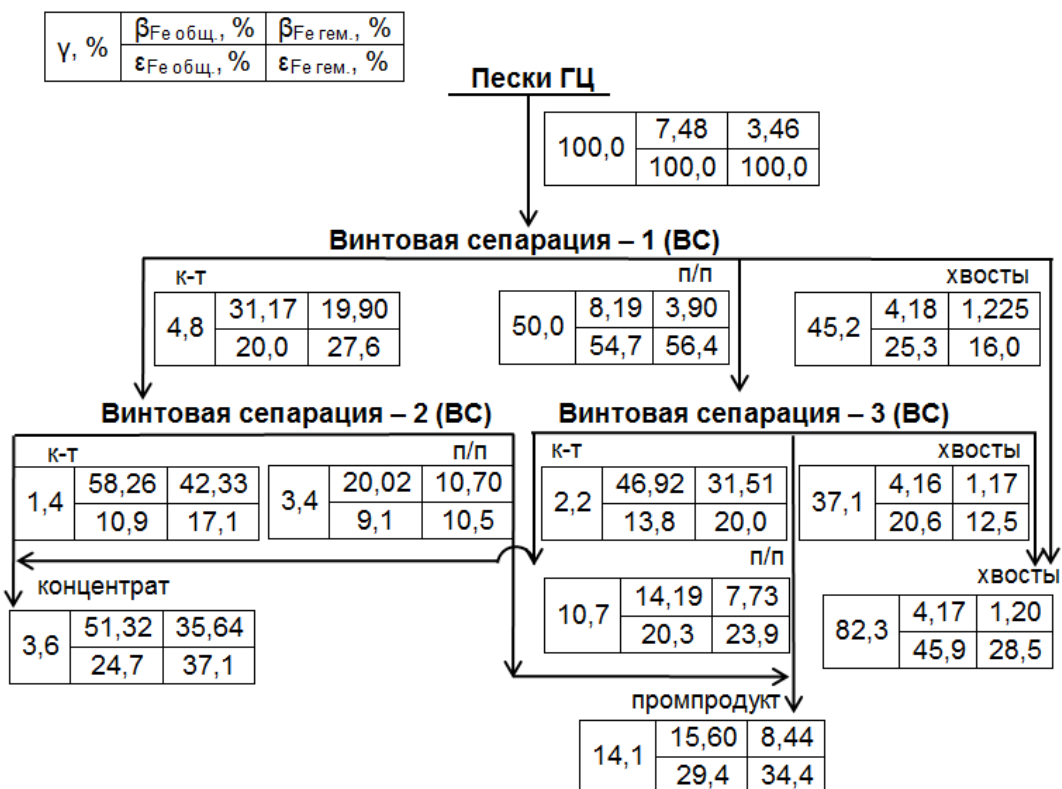


Рисунок 4.20 – Схема переработки исходного сырья с дообогащением черного концентрата первой стадии винтовой сепарации.

В обоих случаях при перечистке концентрата, полученного на фабрике, его качество повысилось с 31-41% до 54-58% $Fe_{\text{общ.}}$. Однако извлечение $Fe_{\text{гем.}}$ в данный продукт различается существенно и варьируется от 37% до 51%.

Разница в полученных конечных показателях наглядно показывает важную роль первой операции винтовой сепарации, где происходит формирование отвальных хвостов и продуктов, поступающих на перечистку. Более низкое качество концентрата ВС-1, по сравнению с ВШ-1 (рисунки 4.19, 4.20), и увеличение доли промпродукта в конечном итоге привело к уменьшению извлечения $Fe_{\text{гем.}}$ на 14%.

Таким образом, можно констатировать, что винтовая сепарация исходного промпродукта магнитной сепарации с переменным содержанием гематита, приводит к существенному варьированию извлечения ценных компонентов по схеме его переработки. При разделении исходного питания с высоким содержанием гематитового железа достигаются высокие качественно-количественные показатели его обогащения, как по качеству, так и по извлечению ценных компонентов. При снижении содержания гематита в исходном материале происходит изменение данных показателей в сторону их снижения. Поэтому обогащение такого сырья, характеризующегося переменным вещественным составом представляет определенные трудности, поскольку технология его переработки должна обеспечивать высокую эффективность разделения и стабильность технологического процесса при обогащении богатого, рядового и бедного исходного промпродукта магнитной сепарации.

В связи с данными обстоятельствами наиболее перспективным является вариант схемы с последовательным соединением винтовых аппаратов (рисунок 4.21). На первой операции сепарации основной задачей является вывод отвальных хвостов и получение промпродукта с максимально возможным переводом в него полезного компонента (извлечение $Fe_{\text{общ.}}$ и $Fe_{\text{гем.}}$ составило 76 и 83% соответственно). Далее этот промпродукт поступает на следующую операцию, где должны соблюдаться те же условия. Полученный на последней перечистке промпродукт может быть отправлен в локальный рецикл, в данных исследованиях он присоединен к концентрату для оценки показателей обогащения.

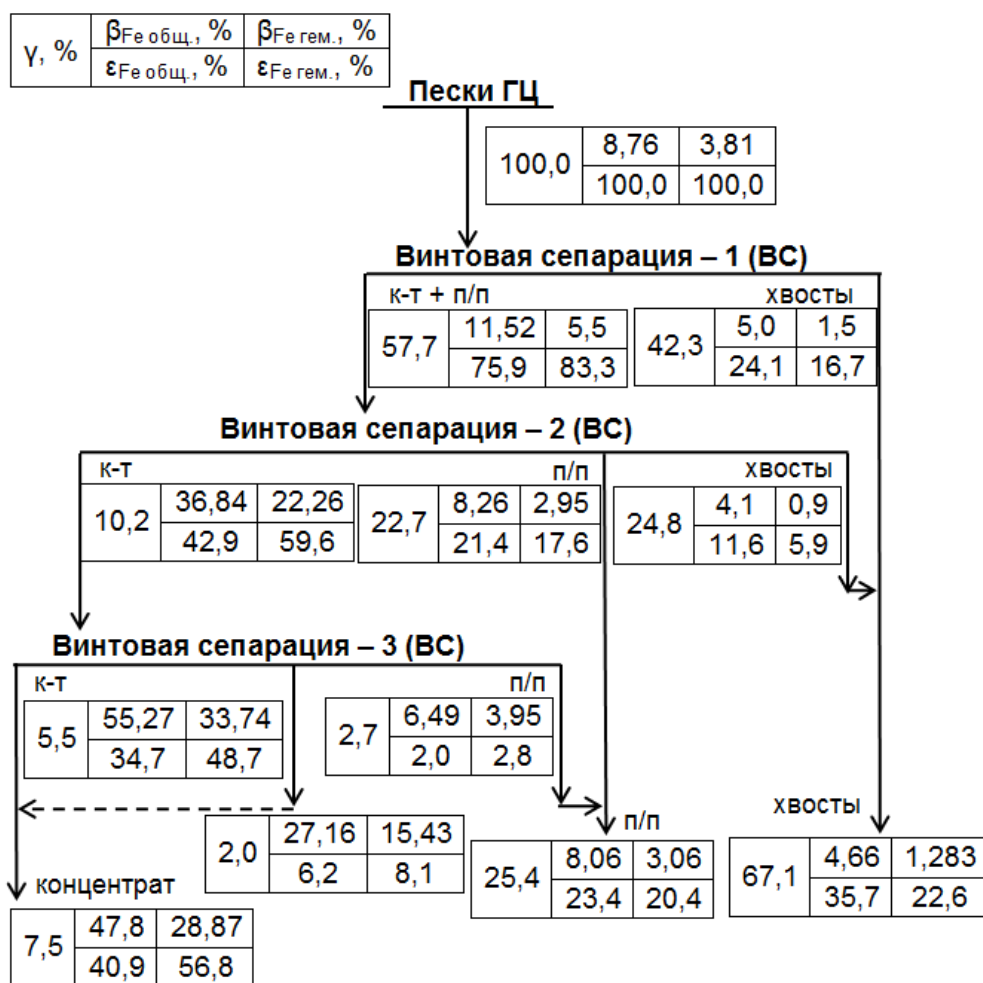


Рисунок 4.21 - Схема обогащения исходного материала с перечисткой объединенного концентрата и промпродукта первой стадии винтовой сепарации.

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

- во всех рассмотренных вариантах компоновки оборудования получены черновые концентраты с содержанием 55-60% Fe_{общ.};
- выход концентрата и извлечение зависят от содержания полезного компонента в питании схемы, выход может колебаться от 3,5% при содержании Fe_{общ.} в питании 6-7% до 27% при содержании Fe_{общ.} в питании 20% (рисунок 4.22);
- для рассмотрения в качестве основного варианта рекомендуется схема с последовательным соединением винтовых аппаратов. Достоинством такой компоновки оборудования является постепенное повышение содержания полезного компонента в концентрате, поэтому схема застрахована от различных колебаний при ведении процесса и существует возможность получения концентратов из материала практически любого качества.

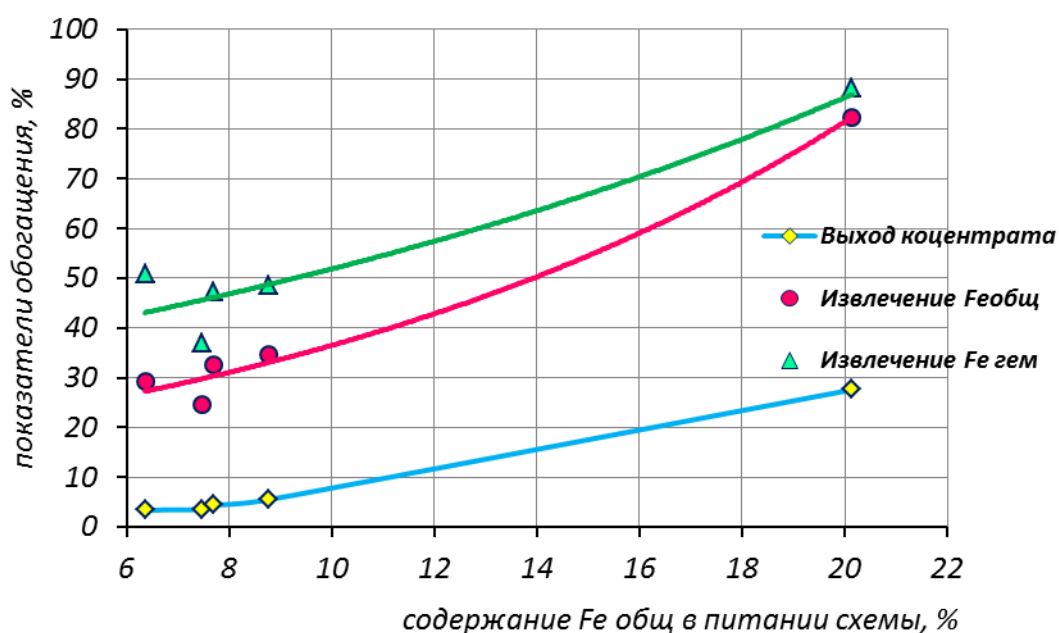


Рисунок 4.22 - Зависимость показателей обогащения по черновому концентрату от качества исходного питания.

4.4.2. Оценка эффективности использования концентрации на столах и магнитной сепарации в цикле доводочных операций

Приведенные выше исследования показали, что с использованием винтовой сепарации можно получать концентраты различного качества от 30 до 62% $Fe_{общ}$. (самое высокое качество 61,6% $Fe_{общ}$. получено при переработке материала с повышенным содержанием гематита (рисунок 4.17)). Становится очевидным вопрос о доводке черновых концентратов до требуемого содержания ($Fe_{общ} > 62\%$), которое было установлено руководством предприятия, и определение границы качества чернового концентрата, т.е. начиная с какого содержания $Fe_{общ}$. в концентрате продукт может эффективно обогащаться на доводочных операциях.

Исследования по доводке концентратов проводились в двух направлениях:

- 1) Гравитационным методом с использованием концентрационных столов – одного из самых эффективных гравитационных аппаратов. Для обогащения использовался концентрационный стол отечественного производства СКО-0,5.
- 2) Магнитным методом с использованием лабораторного электромагнитного сепаратора СЭ-138Т и высокоинтенсивного полупромышленного магнитного сепаратора CF-5MM фирмы Eriez.

Определение необходимого качества черного концентрата проводилось путем сравнительных опытов на концентрационном столе и электромагнитном сепараторе СЭ-138Т при напряженности магнитного поля 3300 Э (I=0,5А) и 9700 Э (I=2,5А). Для этой цели проведены параллельные опыты на данных аппаратах для продуктов обогащения с различным содержанием Fe_{общ}. Полученные результаты представлены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 - Показатели обогащения концентратов различного качества на концентрационном столе и электромагнитном сепараторе

Концентрация на столе						Магнитная сепарация					
продукт	выход %	содержание, %		извлечение %		продукт	выход %	содержание, %		извлечение, %	
		Fe _{общ}	Fe _{гем}	Fe _{общ}	Fe _{гем}			Fe _{общ}	Fe _{гем}	Fe _{общ}	Fe _{гем}
К-т	40,5	62,46	34,42	73,7	73,7	мф (I=0.5А)	48,6	59,34	36,06	71,3	74,1
П/п	37,6	21,92	12,68	24,0	25,2	мф (I=2.5А)	30,5	36,56	19,97	27,6	25,8
Хвосты	22,0	3,54	0,91	2,3	1,1	нмф	20,9	2,19	0,19	1,1	0,2
Итого:	100,0	34,28	18,89	100,0	100,0	Итого:	100,0	40,45	23,66	100,0	100,0
К-т	45,7	62,35	43,72	67,7	75,9	мф (I=0.5А)	51,4	57,54	37,26	71,5	75,9
П/п	35,0	36,46	17,47	30,4	23,3	мф (I=2.5А)	29,4	38,87	20,37	27,7	23,8
Хвосты	19,3	4,29	1,1	2,0	0,8	нмф	19,2	1,68	0,5	0,8	0,4
Итого:	100,0	42,07	26,30	100,0	100,0	Итого:	100,0	41,35	25,25	100,0	100,0
К-т	30,9	63,53	40,74	44,8	41,1	мф (I=0.5А)	63,0	62,22	41,78	80,7	81,8
П/п	46,2	43,52	34,59	45,9	52,1	мф (I=2.5А)	25,0	36,48	23,19	18,8	18,0
Хвосты	22,9	17,85	9,05	9,3	6,8	нмф	12,0	1,9	0,34	0,5	0,1
Итого:	100,0	43,83	30,64	100,0	100,0	Итого:	100,0	48,55	32,16	100,0	100,0
К-т	24,7	66,20	50,96	32,4	34,7	мф (I=0.5А)	47,5	64,18	48,57	60,1	63,0
П/п	39,8	60,84	43,44	48,1	47,8	мф (I=2.5А)	39,9	49,87	33,70	39,2	36,7
Хвосты	35,5	27,76	17,88	19,5	17,5	нмф	12,6	2,59	0,66	0,6	0,2
Итого:	100,0	50,42	36,23	100,0	100,0	Итого:	100,0	50,72	36,61	100,0	100,0
К-т	61,3	62,69	39,15	70,9	69,1	мф (I=0.5А)	61,1	64,19	38,99	72,8	74,0
П/п	33,5	43,46	30,02	26,8	28,9	мф (I=2.5А)	29,3	48,36	28,44	26,3	25,8
Хвосты	5,2	23,25	13,36	2,2	2,0	нмф	9,6	5,27	0,64	0,9	0,2
Итого:	100,0	54,20	34,75	100,0	100,0	Итого:	100,0	53,88	32,20	100,0	100,0
К-т	44,7	63,04	46,93	49,0	51,6	мф (I=0.5А)	56,7	66,97	33,06	66,8	58,9
П/п	48,7	58,27	39,14	49,4	46,9	мф (I=2.5А)	33,6	55,60	38,72	32,9	40,9
Хвосты	6,6	13,65	9,14	1,6	1,5	нмф	9,7	1,9	0,5	0,3	0,2
Итого:	100,0	57,45	40,63	100,0	100,0	Итого:	100,0	56,86	31,82	100,0	100,0
						мф (I=0А)	7,2	62,08	31,52	7,8	6,4
К-т	31,0	67,22	51,32	35,8	39,1	мф (I=0.5А)	70,6	66,03	41,25	80,6	81,6
П/п	55,6	62,40	41,62	59,5	56,8	мф (I=2.5А)	14,4	44,43	29,57	11,1	11,9
Хвосты	13,3	20,62	12,48	4,7	4,1	нмф	7,8	4,06	0,48	0,5	0,1
Итого:	100,0	58,33	40,75	100,0	100,0	Итого:	100,0	57,79	35,68	100,0	100,0

Сравнение полученных результатов показало, что эффективная работа концентрационного стола достигается при качестве исходного питания, находящемся в широком диапазоне значений (от 34 до 58% Fe_{общ}). Визуально веер разделяемых продуктов на поверхности стола виден хорошо (рисунок 4.23), во всех случаях получен концентрат с содержанием Fe_{общ}>62%.

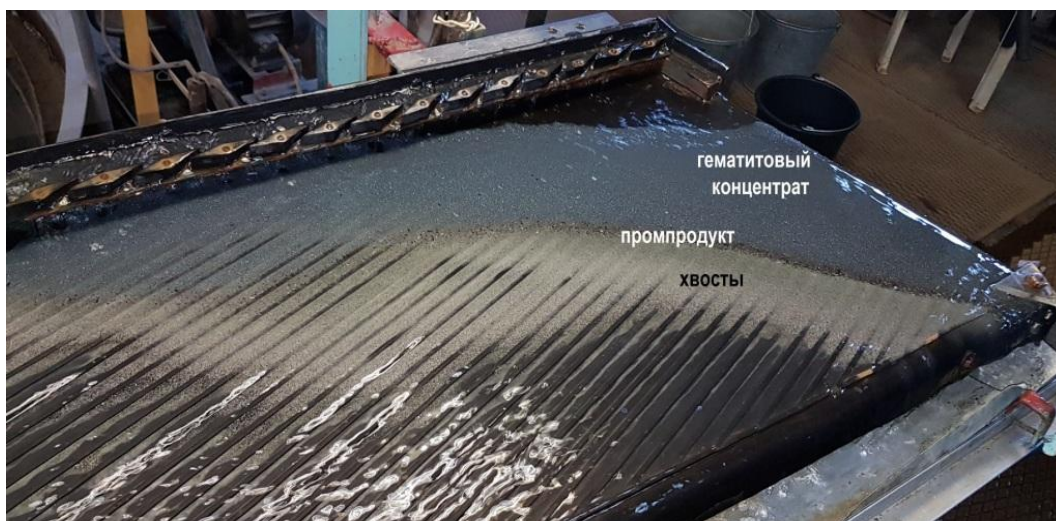


Рисунок 4.23 – Распределение веера материала на деке концентрационного стола

Другая картина наблюдается при использовании электромагнитного сепаратора. Требуемое качество концентрата может быть получено только при содержании не менее 49-50% $Fe_{общ.}$ в питании сепарации.

Оценка показателей рассматриваемых методов обогащения по извлечению $Fe_{общ.}$ проводилась приведением результатов обогащения к общему значению - получению кондиционного концентрата с содержанием $Fe_{общ.}=62\%$ в соответствии с требованиями руководства обогатительной фабрики. Полученные характеристики показывают, что извлечение полезного компонента в концентрат при содержании в питании более 49-50% $Fe_{общ.}$ при работе обоих рассматриваемых аппаратов соизмеримы и возрастают с повышением качества питания. Важным достоинством концентрации на столах является получение концентрата из более бедных продуктов, что необходимо учитывать при переработке руд с переменным вещественным составом.

Для дополнительной оценки принципиальной возможности использования высокоинтенсивной магнитной сепарации (ВИМС) для доводки черновых гематитовых концентратов выполнены исследования по обогащению концентратов винтовой сепарации на магнитном сепараторе сильного поля CF-5MM фирмы Eriez. В отличие от лабораторного электромагнитного сепаратора разделение исходного питания в нем происходит в жидкой среде, а его конструкция наиболее близка к промышленным моделям аппаратов ВИМС. Проведение дополнительных исследований по сепарации черновых концентратов с использованием данного оборудования позволит более детально исследовать процесс магнитной сепарации и произвести оценку перспектив использования ВИМС в разрабатываемой технологии получения гематитового

концентрата на основании полученных качественно-количественных показателей разделения.

Исследования проводились для двух концентратов разного качества (около 58% и 43% Fe_{общ.}) при изменении индукции магнитного поля сепаратора от 1 до 2 Тл с шагом 0,2. Результаты разделения представлены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 - Результаты обогащения черновых концентратов винтовой сепарации высокоинтенсивной магнитной сепарацией

Продукт	Черновой концентрат 1					Черновой концентрат 2				
	γ, %	β, %		ε, %		γ, %	β, %		ε, %	
		Fe _{общ.}	Fe _{гем.}	Fe _{общ.}	Fe _{гем.}		Fe _{общ.}	Fe _{гем.}	Fe _{общ.}	Fe _{гем.}
1 Тл										
Концентрат	91,9	62,44	33,12	97,19	97,16	85,2	46,52	14,71	95,01	96,00
Хвосты	8,1	20,45	10,97	2,81	2,84	14,8	14,06	3,53	4,99	4,00
Итого:	100	59,04	31,33	100	100	100	41,72	13,06	100	100
1,2 Тл										
Концентрат	92,1	62,70	33,36	97,43	97,06	87,2	49,06	20,19	97,27	97,41
Хвосты	7,9	19,29	11,79	2,57	2,94	12,8	9,39	3,65	2,73	2,59
Итого:	100	59,27	31,66	100	100	100	43,98	18,07	100	100
1,4 Тл										
Концентрат	86,2	62,72	39,49	94,21	94,30	87,3	48,46	26,28	97,23	98,65
Промпродукт	5,8	30,01	16,35	3,03	2,63	-	-	-	-	-
Хвосты	8,0	19,79	13,86	2,76	3,07	12,7	9,49	2,47	2,77	1,35
Итого:	100	57,39	36,10	100	100	100	43,51	23,26	100	100
1,6 Тл										
Концентрат	86,8	63,39	48,01	94,84	96,75	87,3	49,2	28,96	97,11	98,67
Промпродукт	5,4	27,76	13,39	2,58	1,68	-	-	-	-	-
Хвосты	7,8	19,2	8,67	2,58	1,57	12,7	10,07	2,68	2,89	1,33
Итого:	100	58,02	43,07	100	100	100	44,23	25,62	100	100
1,8 Тл										
Концентрат	87,6	63,13	36,77	95,08	94,98	87,3	49,21	23,87	97,22	98,19
Промпродукт	5,3	27,76	15,42	2,53	2,41	-	-	-	-	-
Хвосты	7,1	19,6	12,48	2,39	2,61	12,7	9,68	3,02	2,78	1,81
Итого:	100	58,16	33,91	100	100	100	44,19	21,22	100	100
2 Тл										
Концентрат	88,0	62,5	41,7	95,36	96,48	77,7	50,54	16,31	93,46	91,23
Промпродукт	4,9	27,77	15,99	2,36	2,06	9,9	14,54	8,20	3,43	5,84
Хвосты	7,1	18,53	7,81	2,28	1,46	12,4	10,56	3,28	3,11	2,93
Итого:	100	57,68	38,03	100	100	100	42,02	13,89	100	100

В результате проведенных экспериментов кондиционный гематитовый концентрат ($\beta_{\text{Fe}_{\text{общ.}}} > 62\%$) получен только при обогащении черного концентрата 1 ($\beta_{\text{Fe}_{\text{общ.}}} 57-59\%$). При разделении концентрата 2, характеризующегося более низким исходным содержанием ($\beta_{\text{Fe}_{\text{общ.}}} = 42-44\%$), получить продукт кондиционного качества не удалось, максимальное значение $\text{Fe}_{\text{общ.}}$ в концентрате составило 50%.

Прирост к содержанию в обеих сериях опытов составил в среднем 5-6%, следовательно, для достижения в концентрате $\beta_{\text{Fe}_{\text{общ.}}} 62\%$, в питании сепарации должно содержаться не менее 55-56% $\text{Fe}_{\text{общ.}}$. В целом, результаты высокоинтенсивной сепарации подтверждают данные, полученные ранее при использовании электромагнитного сепаратора СЭ-138Т о зависимости процесса магнитного обогащения от качества исходного питания. Только качество поступающего на разделение продукта при использовании мокрого обогащения должно быть еще выше.

Отвальные хвосты при использовании ВИМС не были получены. К недостаткам данного метода также можно отнести необходимость предварительной операции сепарации в слабом магнитном поле для удаления сильномагнитных частиц.

Таким образом, среди рассмотренных методов доводки, наиболее предпочтительным является концентрация на столах, позволяющая получать концентраты даже при низких содержаниях полезного компонента ($\text{Fe}_{\text{общ.}}$ и $\text{Fe}_{\text{Гем.}}$ 34,3% и 18,9% соответственно). Также в качестве преимуществ концентрации на столах можно отметить меньшие объемы потребляемой электроэнергии и воды по сравнению с высокоинтенсивной магнитной сепарацией.

4.4.3. Исследования по повышению эффективности обогащения промпродукта винтовой сепарации при использовании доизмельчения

В процессе работы винтовых сепараторов кроме концентратов и хвостов, образуются промежуточные продукты. Изучение возможности обогащения промпродуктов проводилась на материале, отобранном в процессе промышленных испытаний.

Промышленные испытания винтовой сепарации на АО «Олкон» показали, что выход промежуточного продукта может колебаться в широких пределах 33-62% (таблицы 4.3, 4.4). По качеству этот продукт соизмерим с питанием сепарации. Гранулометрические характеристики промпродуктов, полученных в результате промышленных испытаний представлены на рисунке 4.24. Номинальная крупность продуктов d_{95} составляет 0,5-0,7

мм, при этом 55-60% гематита представлено сростками. Без доизмельчения эффективное обогащение такого продукта затруднено.

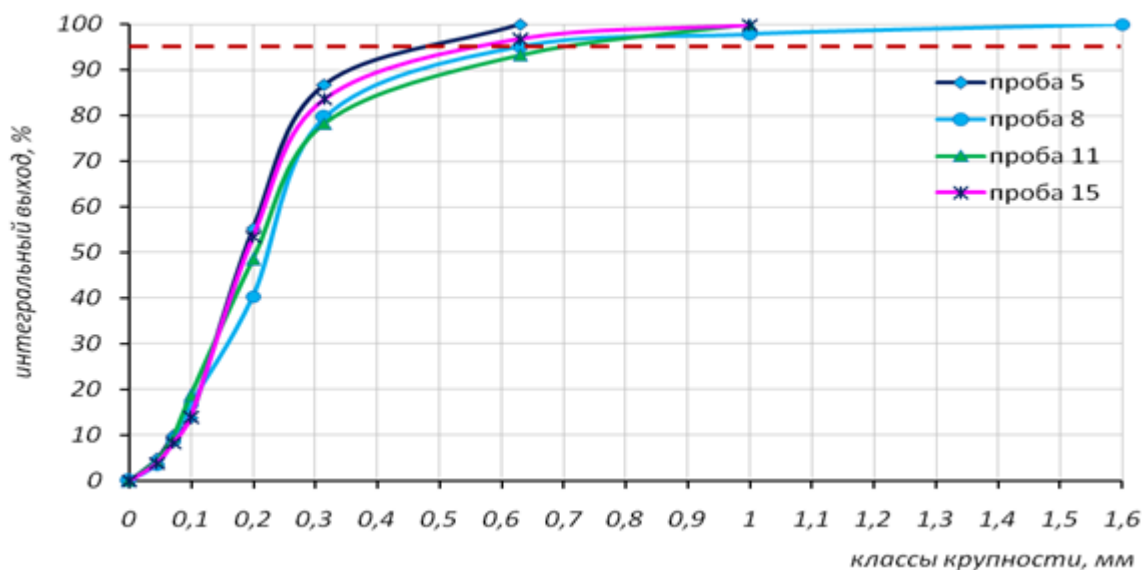


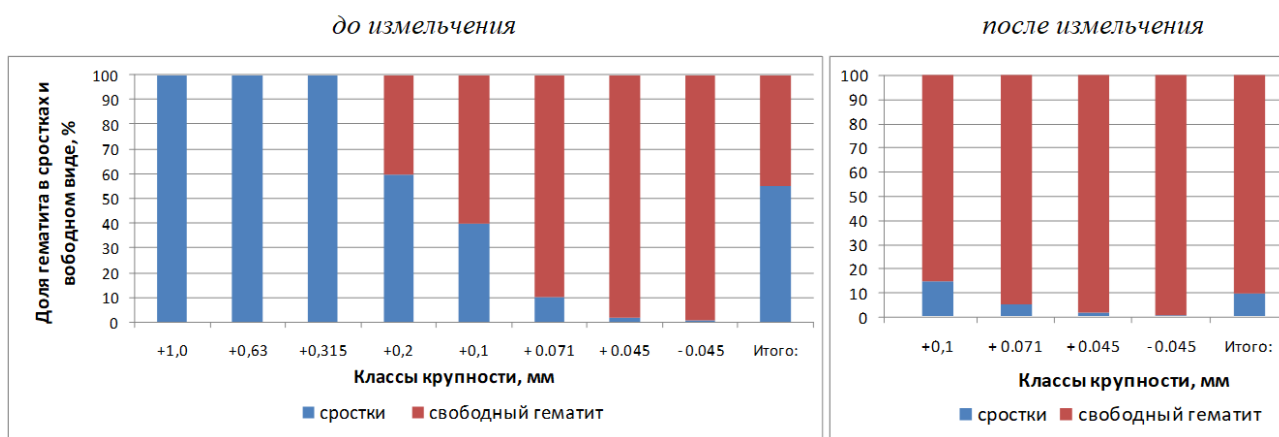
Рисунок 4.24 - Гранулометрические характеристики промпродуктов винтовой сепарации

Исследования с доизмельчением промпродукта проводились на материале пробы №8, полученной в результате промышленных испытаний винтовой сепарации. При наработке данной пробы содержание гематита в немагнитной фракции было близко к его рядовому содержанию при переработке руд Оленегорского карьера, что позволит обосновать технологические решения по его переработке.

С учетом данных по раскрытию гематита измельчение проводилось в шаровой мельнице до крупности -0,2 мм. Гранулометрический и химический состав, раскрытие гематита по классам крупности приведены в таблице 4.6 и на рисунке 4.25.

Таблица 4.6 -Характеристика промпродукта после измельчения

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание, %			Распределение, %			Раскрытие гематита	
		Fe _{общ}	Fe _{магн}	Fe _{гем}	Fe _{общ}	Fe _{магн}	Fe _{гем}	свободн.	в сростках
-0,2+0,1	62,3	5,2	0,26	1,59	56,2	42,7	54,0	85	15
-0,1+0,071	8,5	5,65	0,27	2,12	8,3	6,1	9,8	95	5
-0,071+0,045	11,5	7,08	0,61	2,73	14,1	18,5	17,2	98	2
-0,045	17,7	6,94	0,7	1,96	21,3	32,7	18,9	99	1
Итого:	100,0	5,76	0,38	1,83	100,0	100,0	100,0	90	10



а)

б)

Рисунок 4.25 - Раскрытие гематита в промпродукте: а) до измельчения; б) после измельчения.

Полученный продукт измельчения является благоприятным для гравитационного разделения - раскрытие гематита в нем составило 90%, а доля класса менее 0,071 мм не превысила 30%. В качестве аппаратов для обогащения использовались винтовой шлюз ВШ-500 и центробежный концентратор Falcon SB40.

При проведении экспериментов на Falcon изменялись такие параметры как производительность по питанию (от 19 до 45 кг/ч) и значение ускорения, создаваемого во вращающейся чаше (от 200G до 300G). Массовое содержание твердого в питании составило 25%, расход разрыхляющей воды – 6 л/мин; данные параметры были установлены в соответствии с рекомендациями, изложенными в руководстве по эксплуатации центробежного концентратора.

Методика проведения опытов по обогащению промпродукта заключалась в имитации работы концентраторов с непрерывной разгрузкой, в соответствии с ней производился трехстадиальный опыт с перемывкой хвостов предыдущей стадии. Результаты проведенных экспериментов приведены в таблице 4.7.

На основании показателей приведенных в таблице можно сделать вывод, что наилучшие показатели обогащения достигнуты при величине ускорения равной 200G и пониженной нагрузке по питанию - около 19 кг/ч.

Во всех опытах получены отвальные хвосты ($\beta_{\text{Feобщ.}} < 5\%$) со средним выходом 74% от операции, однако качество концентрата оказалось довольно низким. Даже при выделении в концентрат только наиболее богатого материала с выходом менее 10% от операции содержание не превысило 16% $\text{Fe}_{\text{общ.}}$ и 9% $\text{Fe}_{\text{гем.}}$ при степени концентрации по гематитовому железу менее 5.

Таблица 4.7 - Качественно-количественные показатели обогащения промпродукта винтовой сепарации, полученные на центробежном концентраторе Falcon

Наименование продуктов	Q, кг/ч	γ , %	$\beta_{\text{Fe общ.}}$	$\beta_{\text{Fe гем}}$	$\varepsilon_{\text{Fe общ}}$	$\varepsilon_{\text{Fe гем}}$
Ускорение 200G						
Концентрат 1	3,2	9,0	15,66	8,06	24,44	40,02
Концентрат 2	2,8	7,7	9,68	4,28	12,93	18,18
Концентрат 3	2,6	7,3	6,68	2,36	8,46	9,51
Хвосты	27,4	76,0	4,11	0,77	54,17	32,29
Итого:	36,0	100	5,77	1,81	100	100
Ускорение 250G						
Концентрат 1	1,7	8,8	15,89	9,11	24,61	41,98
Концентрат 2	1,8	9,3	10,10	4,84	16,53	23,57
Концентрат 3	1,6	8,6	6,59	2,28	9,97	10,27
Хвосты	13,9	73,3	3,79	0,63	48,89	24,18
Итого:	18,9	100	5,68	1,91	100	100
Ускорение 250G						
Концентрат 1	3,7	8,2	15,54	6,30	21,95	29,87
Концентрат 2	4,1	9,0	10,15	4,79	15,74	24,92
Концентрат 3	3,7	8,3	6,41	2,33	9,17	11,18
Хвосты	33,5	74,5	4,14	0,79	53,14	34,03
Итого:	45,0	100	5,80	1,73	100	100
Ускорение 300G						
Концентрат 1	3,7	9,9	14,33	5,86	23,90	32,52
Концентрат 2	3,4	9,3	9,64	4,79	15,10	24,97
Концентрат 3	3,1	8,3	6,95	2,85	9,72	13,26
Хвосты	26,8	72,5	4,20	0,72	51,28	29,25
Итого:	37,0	100	5,94	1,78	100	100

Параллельно этот же промпродукт поступал на винтовую сепарацию с использованием шлюза ШВ-500 (таблица 4.8).

Таблица 4.8 - Показатели обогащения промпродукта на винтовом шлюзе ШВ-500

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Fe _{общ}	Fe _{магн}	Fe _{гем}	Fe _{общ}	Fe _{магн}	Fe _{гем}
Концентрат	3,9	38,86	2,18	25,77	25,9	16,3	51,7
Промпродукт	37,5	5,70	0,28	1,66	36,3	20,0	31,7
Хвосты	35,9	3,16	0,3	0,6	19,3	20,5	11,0
Шламы	22,7	4,8	1,0	0,48	18,5	43,2	5,6
Питание	100,0	5,89	0,53	1,96	100,0	100,0	100,0

Сравнение показателей обогащения, полученных на концентраторе Falcon и винтовом шлюзе при разделении данного промпродукта, показывает несомненное

преимущество шлюза, где получен более богатый концентрат с содержанием $\text{Fe}_{\text{общ.}}$ и $\text{Fe}_{\text{гем.}}$ 38,9% и 25,8% соответственно. Выход концентрата шлюза составил около 4% при извлечении гематита 51,7% и степени концентрации по данной форме железа около 15.

Для перерешетки концентрата винтового шлюза использовалась концентрация на столах. Результаты обогащения представлены на рисунке 4.26. Использование концентрации на столах позволяет получить концентрат кондиционного содержания, извлечение полезных компонентов в концентрат составляет 70-80% от операции.

Преимущество доизмельчения очевидно при сравнении с показателями, полученными при обогащении рассматриваемого промпродукта без доизмельчения (рисунок 4.19) - в концентрате винтовой сепарации доизмельченного продукта показатели выше практически в 2 раза. По аналогичной технологии обогащался промпродукт, полученный по схеме с последовательным соединением винтовых сепараторов (рисунок 4.21). Показатели обогащения представлены на рисунках 4.26, 4.27.

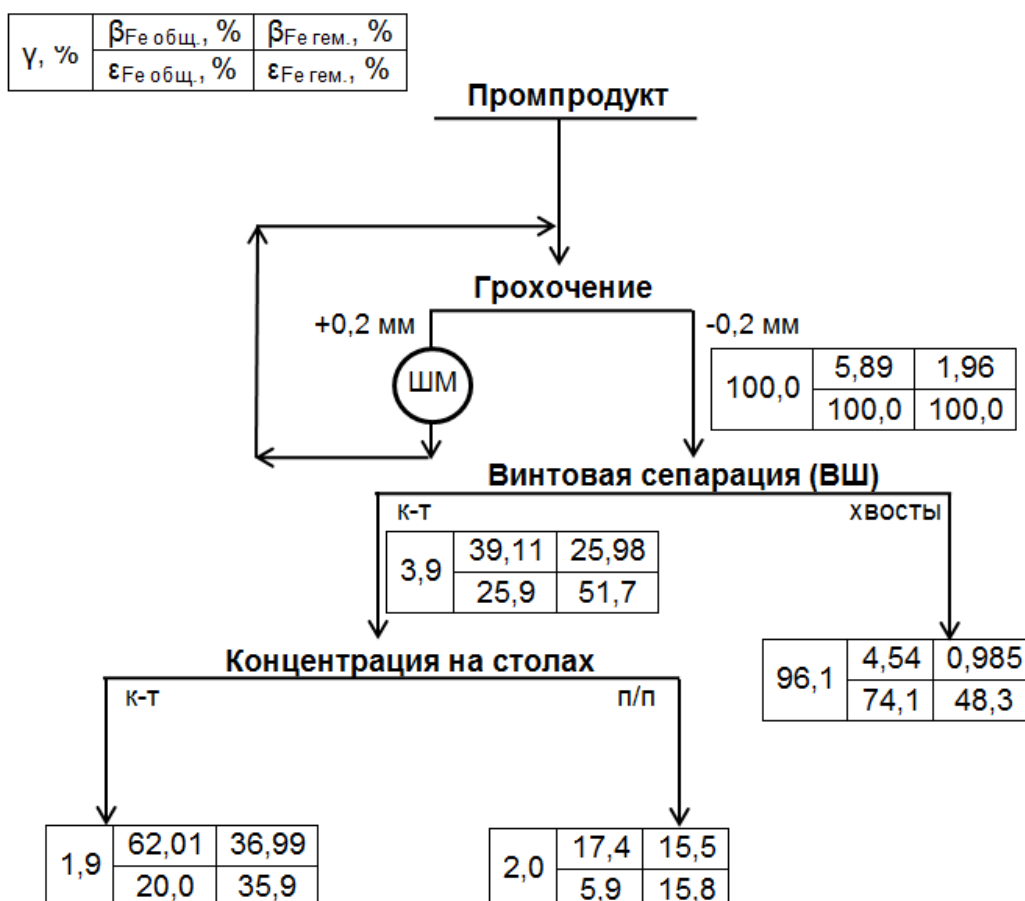


Рисунок 4.26 - Результаты обогащения промпродукта винтовой сепарации.

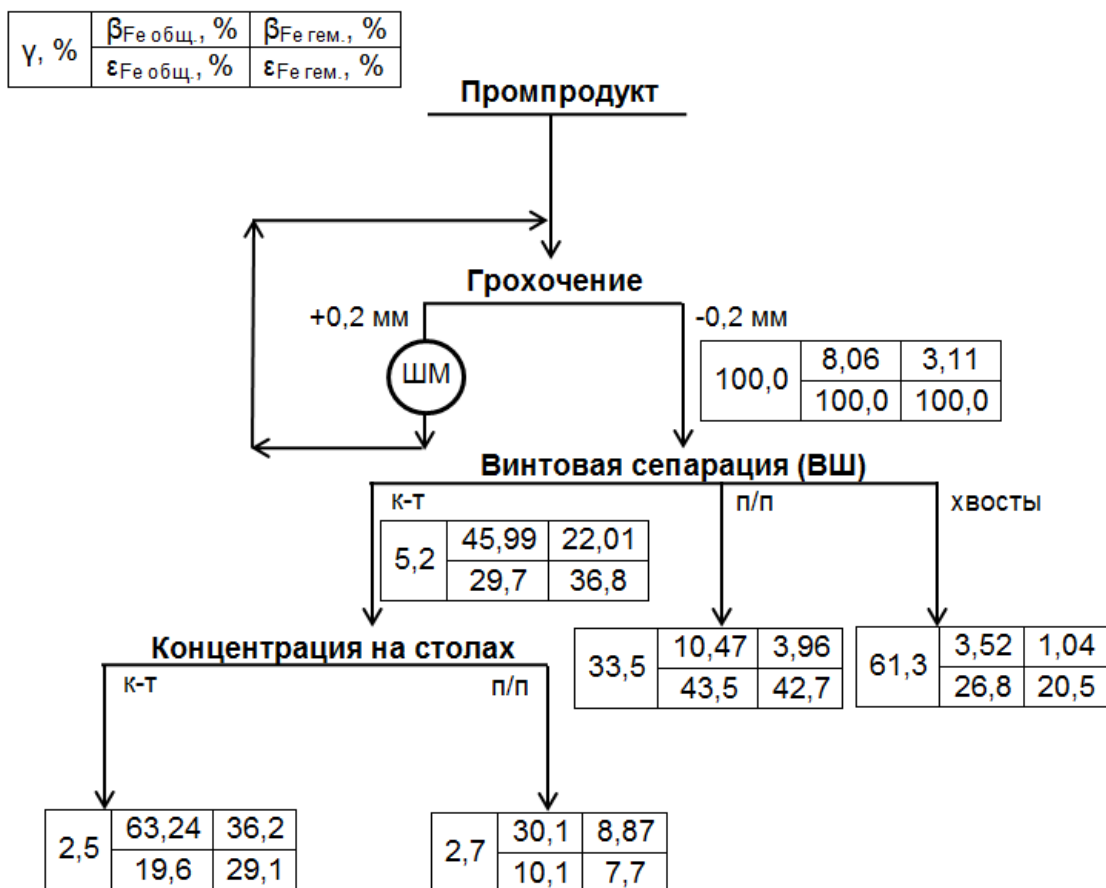


Рисунок 4.27 - Результаты обогащения промпродукта, полученного по схеме с последовательным соединением винтовых сепараторов.

В данном случае при разделении на шлюзе, получен более богатый концентрат (содержание $Fe_{общ.}$ 46%) и промпродукт, который по своему качеству не может быть присоединен ни к концентрату, ни к хвостам. Образование такого продукта на винтовой сепарации происходит при смещении границы между концентратом и промпродуктом в сторону увеличения качества концентрата. Возможными решениями данной проблемы, позволяющими исключить потери полезных компонентов на этой стадии, являются либо присоединение к концентрату близлежащей зоны, либо выделение в отдельный продукт материала, концентрирующегося в пределах границы раздела концентрат-промпродукт на выходе винтового потока с целью образования локального рецикла.

В результате проведенных технологических исследований можно сделать следующие выводы:

1) Показано, что для обогащения исходного промпродукта магнитной сепарации, характеризующегося переменным содержанием гематита, целесообразно использование двухстадиальной винтовой сепарации с выводом на первой стадии отвальных хвостов и

объединенного концентрата и промпродукта, с последующей их перемелкой на второй стадии винтовой сепарации.

2) Обосновано использование концентрации на столах в качестве доводочной операции для получения кондиционного гематитового концентрата

3) Установлено, что обогащение промпродукта винтовой сепарации следует осуществлять с применением рудоподготовки, которая заключается в его доизмельчении до крупности менее 0,2 мм с целью раскрытия сростков гематита с пустой породой, а также винтовой сепарации на шлюзе и концентрации на столе.

4.5 Рекомендуемая схема получения гематитового концентрата

На основании данных, полученных в ходе проведения лабораторных исследований по дообогащению продуктов, наработанных в результате промышленных испытаний винтовой сепарации, были рассмотрены различные варианты аппаратного оформления схемы получения гематитового концентрата из промпродукта магнитной сепарации АО «Олкон». Определены качественно-количественные показатели дообогащения черновых концентратов и промпродуктов винтовой сепарации с использованием гравитационных методов (винтовая сепарация, концентрация на столе, центробежная концентрация) и высокоинтенсивной магнитной сепарации. Рассмотрена целесообразность введения в схему получения гематитового концентрата процессов рудоподготовки с целью снижения количества сростков в обогащаемом материале. На основании анализа полученных результатов и сравнения различных вариантов качественно-количественных схем исходного сырья была разработана технология получения гематитового концентрата (рисунок 4.32).

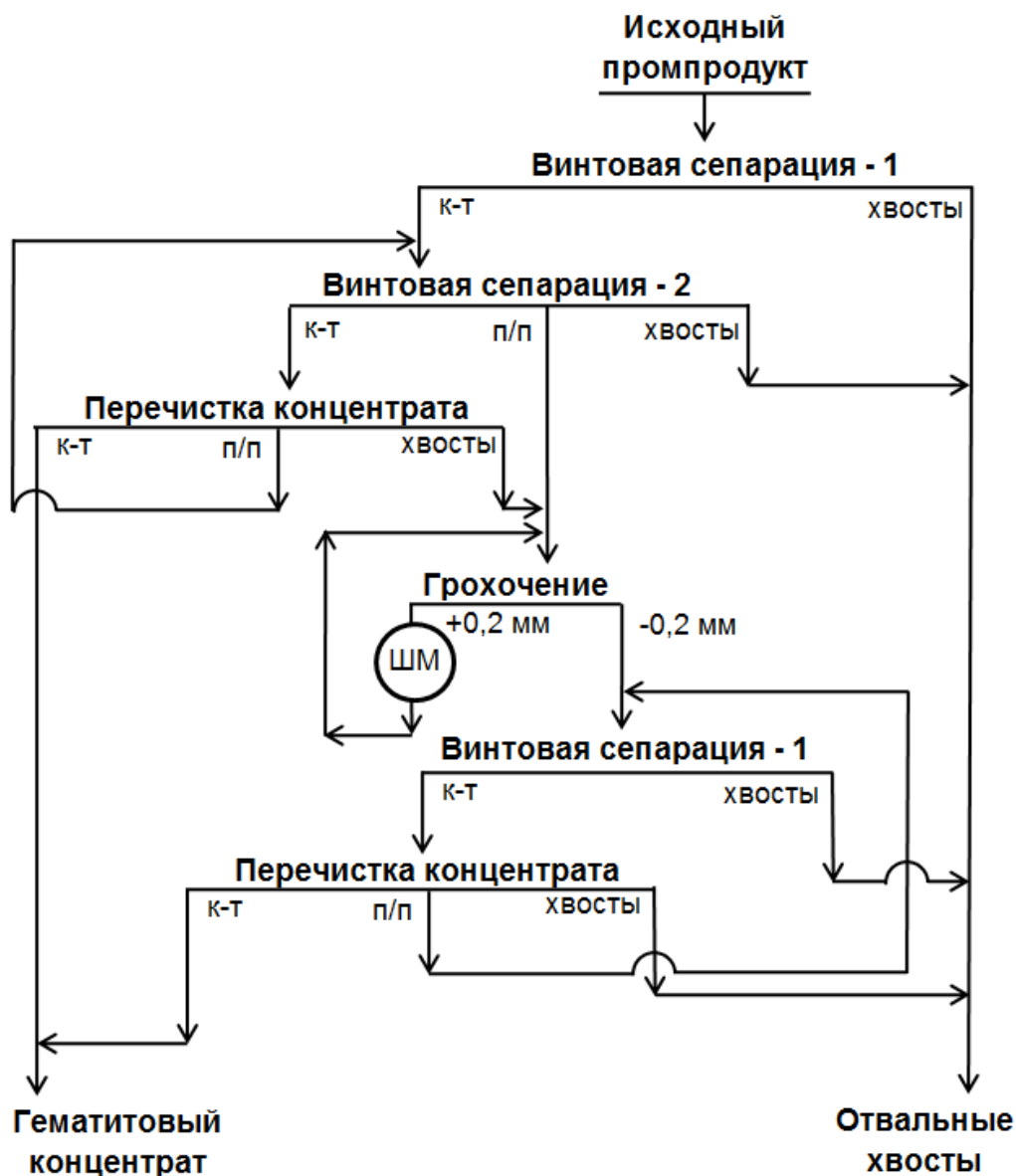


Рисунок 4.32. Рекомендуемая схема получения гематитового концентрата.

Первая стадия обогащения включает в себя две операции винтовой сепарации, где происходит формирование отвальных хвостов и чернового концентрата с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 35-40%. Для перечистки чернового концентрата рассмотрены 2 варианта с установкой различного оборудования – концентрационных столов и винтовых сепараторов (рисунки 4.33, 4.34). Вторая стадия обогащения включает в себя доизмельчение промпродукта до крупности -0,2 мм, винтовую сепарацию (с получением отвальных хвостов и чернового концентрата с содержанием 30-35% $Fe_{\text{общ}}$) и операцию перечистки концентрата, для которой рассмотрены также 2 варианта.

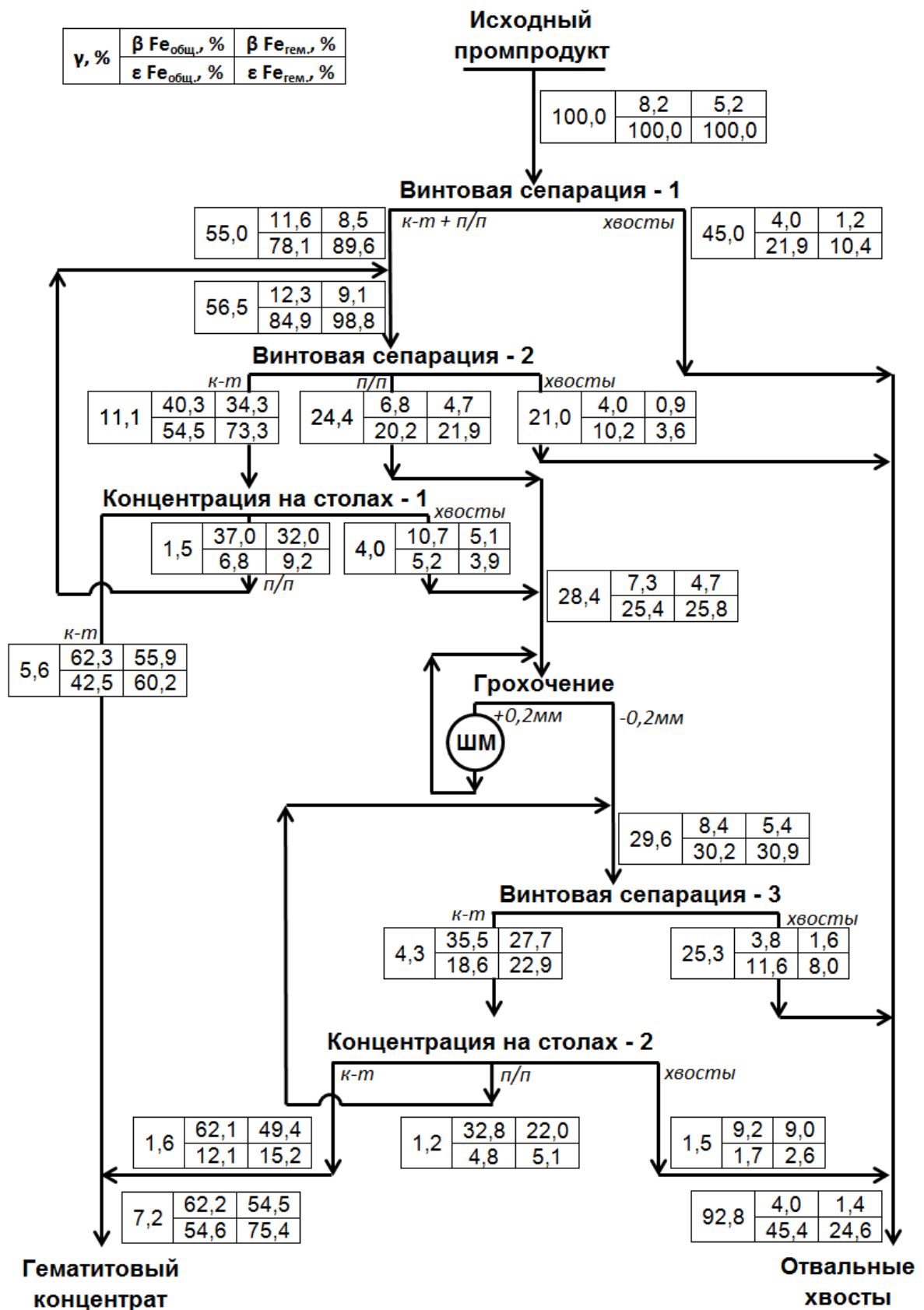


Рисунок 4.33 - Схема получения гематитового концентрата с установкой на доводке концентрационных столов

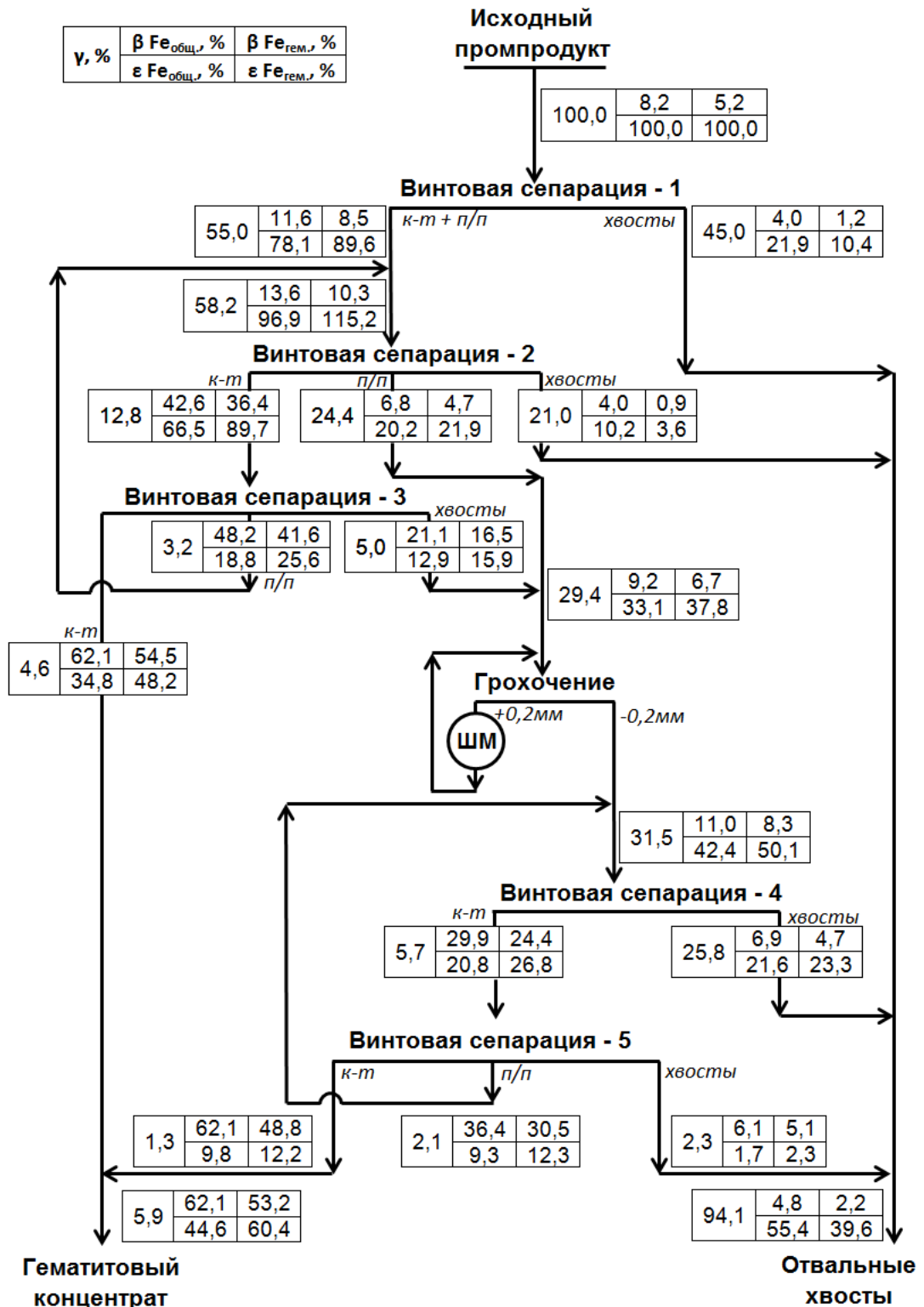


Рисунок 4.34 - Схема получения гематитового концентрата с установкой на доводке винтовых сепараторов

Следует отметить, что при использовании концентрационных столов получается стабильно высокое качество концентрата, в отличие от винтовой сепарации, где содержание Fe_{общ.} в готовом концентрате может колебаться в пределах 60-62%. С целью

стабилизации качества готового продукта при расчете схем рассмотрен вариант с возвратом промпродуктов перечистки черновых концентратов в голову предыдущей операции.

Ожидаемые показатели обогащения по рекомендуемой схеме рассчитаны для следующих исходных условий:

- содержание полезных компонентов в питании схемы соответствует рядовому промпродукту основной магнитной сепарации и составляет $Fe_{\text{общ.}}=8,2\%$, $Fe_{\text{гем.}}=5,2\%$;
- содержание в конечном концентрате $Fe_{\text{общ.}} \geq 62\%$;
- производительность по исходному питанию $Q=500$ т/ч. Данный параметр был установлен в соответствии с показателями работы гравитационной ветки 2-6 секции, на основе данных, полученных в результате генерального опробования, проведенного в 2017 году. Производительность по пескам ГЦ-360, направляемым на отсадку на 2-6 секциях, находилась в диапазоне от 416,7 до 512,7 т/ч; среднее значение по проведенным шести опробованиям составило 461,9 т/ч.

С целью оценки содержания гематита для каждого из рассматриваемых концентратов определен гранулометрический и ориентировочный минеральный состав (таблица 4.9).

Таблица 4.9 - Ориентировочный минеральный состав конечных концентратов

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание минералов					Σ
		Гематит	Магнетит	Кварц, п. шпаты	Амфиболы *	Сульфиды	
<i>Концентрат 1 ($d_{cp}=0,16$ мм; $d_{95}=0,31$ мм)</i>							
+0,315	5,8	97,0	0,4	0,3	1,8	0,5	100,0
-0,315+0,20	17,2	98,0	0,5	0,2	0,8	0,5	100,0
-0,20+0,10	49,1	85,0	1,5	5,5	7,5	0,5	100,0
-0,10+0,071	13,8	65,0	2,5	15,0	17,0	0,5	100,0
-0,074+0,045	12,0	50,0	2,5	25,5	21,5	0,5	100,0
-0,045	2,1	45,0	4,0	29,0	21,5	0,5	100,0
Итого:	100,0	80,0	1,5	8,5	9,5	0,5	100,0
<i>Концентрат 2 ($d_{cp}=0,11$ мм; $d_{95}=0,19$ мм)</i>							
-0,315+0,20	2,9	80,0	5,0	5,0	9,0	1,0	100,0
-0,20+0,10	46,0	80,0	5,0	2,0	11,5	1,5	100,0
-0,10+0,071	21,8	65,0	10,0	6,0	17,5	1,5	100,0
-0,074+0,045	19,8	60,0	13,0	7,0	18,5	1,5	100,0
-0,045	9,5	55,0	15,5	9,0	19,0	1,5	100,0
Итого:	100,0	70,0	8,5	5,0	15,0	1,5	100,0

* - в сумму входят помимо амфиболов гранаты, пироксены, эпидот, единичные пластинки слюды.

На рисунке 4.35 графически представлена гранулометрическая характеристика гематитовых концентратов.

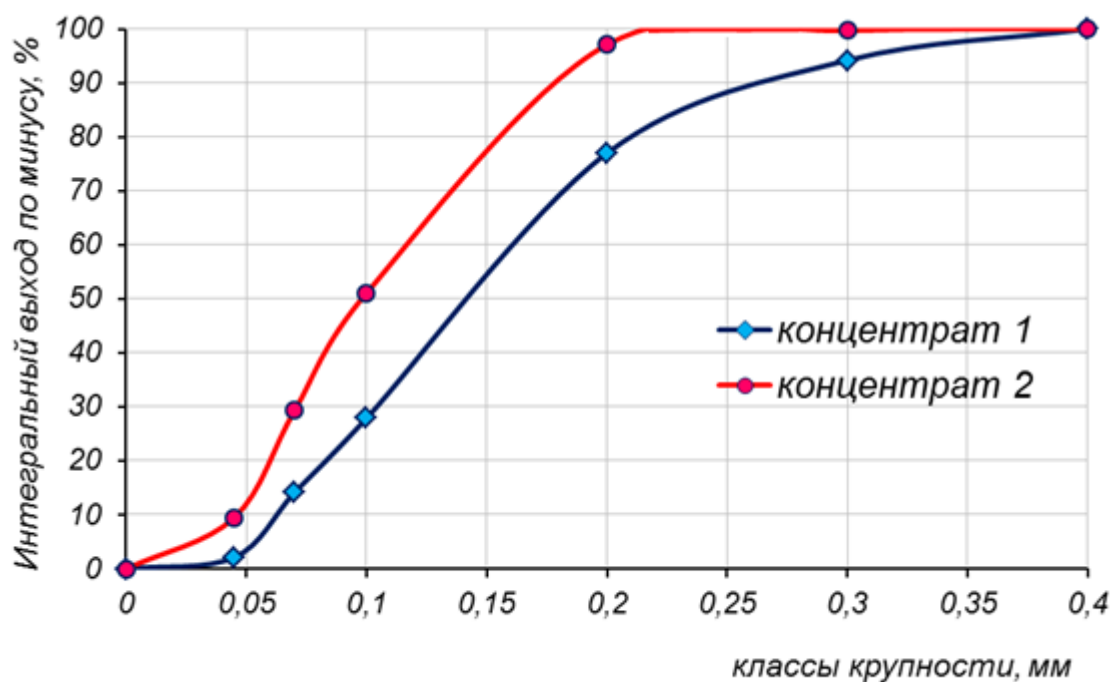


Рисунок 4.35 - Гранулометрический состав гематитовых концентратов.

Концентрат 1 представляет собой средне-мелкозернистый продукт ($d_{cp}=0,16$ мм) со следующим ориентировочным минеральным составом: гематит – $80\pm 5\%$ ($Fe_{гем}$ около 56,0%), магнетит – 1,5%; темноцветные минералы, в составе которых учтены амфиболы, гранаты, эпидот – 9,5%; кварц и полевые шпаты – 8,5%; сульфиды – 0,5%.

Концентрат 2 представляет собой мелкозернистый продукт ($d_{cp}=0,11$ мм), со следующим ориентировочным минеральным составом: гематит – $70\pm 5\%$ ($Fe_{гем}$ около 49,0%), магнетит – 8,5%; темноцветные минералы – 15%; кварц и полевые шпаты – 8,5%; сульфиды – 1,5%.

Разубоживание гематитовых концентратов происходит приблизительно в равной мере как за счет свободных зерен темноцветных силикатов (гранаты, амфиболы, пироксены, эпидот, редкие пластинки слюды), так и лейкократовых минералов – кварца и полевого шпата.

Гематит присутствует, в основном, в свободном виде, небольшая доля сростков встречается преимущественно в материале крупнее 0,20 мм.

По сравнению с *концентратом 1*, в *концентрате 2* произошло увеличение количества магнетита и сульфидов (8,5% и 1,5% соответственно) за счет раскрытия сростков при доизмельчении.

4.6. Предварительная экономическая оценка разработанной технологии

С целью предварительной оценки экономической эффективности применения рекомендуемой технологии для переработки немагнитной фракции основной магнитной сепарации произведен расчет капитальных и эксплуатационных затрат, требуемых для ее реализации на действующем производстве. Экономическое обоснование разработанных технологических решений осуществлялось с использованием методики, представленной в работе Федотова К.В.[49], годового отчета АО «Северсталь» [45] и данных технологического регламента обогатительного производства.

В качестве базового варианта технологии получения гематитового концентрата принята технология с установкой концентрационных столов на доводочных операциях (рисунок 4.33). Показатели работы действующей схемы получения гематитового концентрата основываются на результатах опробования участка отсадки. В таблице 4.10 приведено сравнение качественно-количественных показателей действующей схемы обогащения промпродукта с использованием отсадочных машин с разработанной технологией на базе винтовой сепарации.

Таблица 4.10 – Технологические показатели работы участка получения гематитового концентрата по действующей и разработанной схемам.

Наименование показателей	Единица измерения	Действующее производство	Разработанная технология	Разница
1	2	4	3	5
Годовая производительность по промпродукту основной магнитной сепарации	тыс. т	3000	3000	-
Содержание в промпродукте:				
- Fe _{общ.}	%	8,2	8,2	-
- Fe _{гем.}		5,2	5,2	-
Выход гематитового концентрата	%	4,7	7,2	+2,5
	тыс. т	141,0	216,0	+75,0

Продолжение таблицы 4.10

1	2	4	3	5
Выход отвальных хвостов	%	95,3	92,8	-2,5
	тыс. т	2859,0	2784,0	-75,0
Технологическое извлечение				
- Fe _{общ.}	%	26,0	54,6	+28,6
- Fe _{гем.}		38,0	75,4	+37,4
Содержание в концентрате:				
- Fe _{общ.}	%	45,4	62,2	+16,8
- Fe _{гем.}		42,0	54,5	+12,4
Содержание в хвостах:				
- Fe _{общ.}	%	6,4	4,0	-2,4
- Fe _{гем.}		3,4	1,4	-2,0
Степень концентрации:				
- Fe _{общ.}		5,5	7,6	+2,1
- Fe _{гем.}		8,1	10,5	+2,4
Степень сокращения:		21,3	13,9	-7,4
Эффективность обогащения (по гематиту):	%	36,0	73,7	+37,7

Разработанная технология обеспечивает прирост выхода гематитового концентрата порядка 75 тысяч тонн в год при одновременном увеличении качества концентрата на 17% по железу общему и извлечении гематитового железа на 37%.

Поскольку АО «Олкон» не выделяет гематитовый концентрат в отдельный вид продукции для отгрузки получателям, а шихтует его с магнетитовым концентратом в коллективный железорудный концентрат (ЖРК), в таблице 4.11 приведены результаты расчета качественно-количественной характеристики производимого коллективного концентрата по действующей и рекомендованной технологии.

Стоимость ЖРК определена в соответствии с годовыми отчетами АО «Северсталь» в период 2018-2020 годы. Надбавка за повышение качества рассчитана исходя из средней стоимости 1 % Fe_{общ.} в концентрате.

Как следует из представленной таблицы, объединение магнетитового и гематитового концентрата, полученного по разработанной технологии, обеспечит прирост качества производимого коллективного концентрата на 0,4% по железу общему. Увеличение качества и объемов выделяемого гематитового концентрата позволит предприятию увеличить годовую прибыль примерно на 7 миллионов долларов в год без учета капитальных и эксплуатационных вложений.

Таблица 4.11 - Качественно-количественная характеристика производимого ЖРК и его стоимости.

Продукция	Производство, тыс. т/год	Содержание Fe _{общ.} , %	стоимость концентрата на внутреннем рынке, долл. США	
			долл./т	суммарная, тыс. долл.
Действующая технология				
Магнетитовый концентрат	4227,8	69,0		
Гематитовый концентрат	141,0	45,4		
Итого ЖРК	4368,8	68,2	69,6	304068,48
Разработанная технология				
Магнетитовый концентрат	4227,8	69,0		
Гематитовый концентрат	216,0	62,2		
Итого ЖРК	4443,8	68,7	70,0	311066,00
Разница с базовым вариантом	+75,0	+0,4	+0,4	+6997,52

В таблице 4.12 приведен перечень основного технологического оборудования для реализации предлагаемых технологических решений по совершенствованию технологии получения гематитового концентрата. Также приведены данные по установочной мощности электродвигателей и удельной потребляемой мощности (усреднено принято за 85% от установочной мощности).

При реализации предлагаемой технологии обогащения промпродукта основной магнитной сепарации предусмотрено использование существующего классифицирующего и измельчительного оборудования: мельница МШЦ, грохота тонкого грохочения Derrick. Исключение данного оборудования из технологической цепочки 2-6 секций связано с отказом от использования секции дообогащения в связи с реализацией технологии магнитно-гравитационной сепарации на АО «Олкон» [36]. Данное обстоятельство позволяет существенно сократить капитальные затраты на внедрение разработанной технологии и освободить площади в существующем цехе для установки нового оборудования.

Таблица 4.12 - Технологическое оборудование, предлагаемое для реализации разработанной технологии.

Наименование оборудования	Производительность единицы, т/ч	Производительность в операции, т/ч	Расчетное количество единиц оборудования	Стоимость единицы, тыс. долл.	Суммарная стоимость, тыс. долл.	N _{дв.}	N _{УСТ} / N _{ПОТР}
винтовые сепараторы НХ5 (Multotec) I стадия	9	500	60	8,5	510	-	-
винтовые сепараторы НХ5 (Multotec) II стадия	8	282,5	40	8,5	340	-	-
винтовые сепараторы SC (Multotec) обогащение измельченного продукта	3	148	50	6,5	325	-	-
концентрационный стол СКО-22(завод Труд) основная доводка	4	55,5	14	18	252	2,2	30,8/26,2
концентрационный стол СКО-22(завод Труд) доводка после измельчения	2	21,5	12	18	216	2,2	26,4/22,4
шаровая мельница МШЦ 3600×4000 (действующая)	85	70	1	-	-	1000	1000/850
грохот Derrick 2sg48-60w-5stk (действующие)	80	142	2	-	-	22	44/37,4
насосы Warman	-	-	20	35	700	80	1600/1360
Итого:	-	-	-	-	2343	-	2701,2/2296

В качестве основного оборудования для переработки гематитового промпродукта предлагается использовать винтовые аппараты производства компании Multotec. Батареи сепараторов данного производителя оснащаются пульподелителями, приемными лотками и пульпопроводами необходимыми для их установки на обогатительной фабрике. Также они характеризуются хорошим качеством исполнения, износостойкостью, а их невысокая

стоимость сопоставима с аналогами отечественного производства. Данные аппараты хорошо себя зарекомендовали в цикле производства бадделеитового концентрата на Ковдорском ГОКе.

В цикле конечной доводки гематитового концентрата предложено использование отечественных многодечных концентрационных столов СКО, которые не уступают зарубежным аналогам по эффективности разделения и требуют существенно меньших капитальных вложений.

Значительную часть капитальных затрат занимает покупка насосного оборудования. Для реализации разработанной технологии предлагается использовать насосы фирмы Warman, которые уже эксплуатируются на обогатительной фабрике, что позволит унифицировать их обслуживание и ремонт.

В таблице 4.13 приведена общая структура капитальных затрат на реализацию проекта на действующем производстве.

Таблица 4.13 – Капитальные затраты на внедрение рекомендованной технологии.

Статья затрат	Сумма, тыс. долл.
Общая стоимость оборудования, тыс. долл.	2343,0
Стоимость дополнительного и вспомогательного оборудования (12 % общей стоимости)	281,2
Стоимость монтажа трубопроводов и кабелей (10 % от общей стоимости оборудования)	234,3
Строительно-монтажные работы (15 % от стоимости оборудования)	351,5
Общие затраты по оборудованию	3210,0
Непредвиденные расходы (10 % от затрат на оборудование)	321,0
Затраты на проектирование и инжиниринг (10 % от затрат по оборудованию)	321,0
Запасные и расходные части оборудования (10 % от затрат по оборудованию)	321,0
Итого:	4173,0

Таким образом, капитальные вложения оцениваются на уровне 4,17 миллионов долларов. Снижение капитальных затрат на реализацию предлагаемой технологии гравитационного обогащения обеспечивается возможностью монтажа и установки оборудования на существующих площадях технологических секций, после демонтажа отсадочных машин.

В таблице 4.14 показаны результаты расчета эксплуатационных затрат на обогащение исходного промпродукта в соответствии с рекомендованной технологией.

Таблица 4.14 – Эксплуатационные затраты по предлагаемой технологии

Наименование статей затрат	Единица измерения	Стоимость, долл.	Удельный расход на 1 т. продукта	Годовой расход			
				Количество	Стоимость, долл.	на 1 т промпродукта, долл.	на 1 т концентрата, долл.
Шары	кг	0,375	0,12	54000	20250,0	0,00675	0,09375
Футовка мельниц стальная	кг	1,19	0,07	31500	37485,0	0,01250	0,17354
Вода оборотная (технологическая)	м ³	0,02	3,0	9000000	180000,0	0,06000	0,83333
Электроэнергия силовая	кВт·ч	0,03	4,592	13776000	413280,0	0,13776	1,91333
Зарплата технологического персонала	долл.	-	-	-	72000,0	0,02400	0,33333
ЕСН (30 %)	долл.	-	-	-	21600,0	0,00720	0,10000
Амортизация	долл.	-	-	-	625950,0	0,20865	2,89792
Ремонтный фонд	долл.	-	-	-	312975,0	0,10433	1,44896
Цеховые расходы	долл.	-	-	-	109430,1	0,03648	0,50662
Итого:	долл.				1792970,1	0,59766	8,30079

Удельный расход мелющих тел и футеровки основан на данных работы ДОФ АО Олкон, с учетом повышенного содержания кварца и породных минералов. Зарплата технологического персонала и суммы Единого Социального Налога (ЕСН) рассчитана из среднемесячной заработной платы 750 долларов для восьми сотрудников обслуживающих участки получения гематитового концентрата.

Расход оборотной технологической воды определен в соответствии с рекомендациями по плотностям питания технологического оборудования и результатами лабораторных экспериментов и промышленных испытаний и составляет 3 м³ на 1 тонну исходного промпродукта основной магнитной сепарации.

Сумма амортизационных отчислений усреднено принята в пределах 15 %. Затраты на ремонтный фонд – 50 % от суммы амортизационных отчислений. Сумма затрат на цеховые расходы (расходы на администрацию, ИТР, обеспечение ТБ, расходы на тепло- и водоснабжение) приняты в пределах 6,5 % от общих затрат на производство.

Таким образом, себестоимость производства гематитового концентрата составила в среднем 8,3 долл./т. Низкая себестоимость переработки обусловлена следующими факторами:

- затраты на рудоподготовку (дробление и измельчение) определены в структуре затрат на получение магнетитового концентрата;

- использование оборудования с относительно низкой энергоёмкостью (наибольший расход энергии приходится на гидротранспорт продуктов обогащения насосами и доизмельчение промпродукта);

- в цикл доизмельчения поступает не более 15 % от общего объёма перерабатываемого промпродукта основной магнитной сепарации;

- затраты на обезвоживание и сушку ЖРК определяются по общему железорудному концентрату.

В таблице 4.15 приведены итоговые экономические показатели рекомендуемой технологии обогащения.

Таблица 4.15 – Итоговые экономические показатели разработанной технологии получения гематитового концентрата.

Параметр	Единица измерения	Значение
Себестоимость переработки исходного промпродукта	долл./т	0,5977
Себестоимость производства гематитового концентрата	долл./т	8,3008
Годовые эксплуатационные затраты	долл.	1792970
Удельные капитальные вложения	долл./т	1,391
Капитальные затраты	долл.	4173000
Годовая сумма дополнительно полученной прибыли	долл.	6997520
Срок окупаемости капитальных вложений	лет	1

В качестве основного метода оценки инвестиционных проектов предлагается использование метода определения срока окупаемости инвестиций, который рассчитывается делением единовременных затрат на величину годового дохода, обусловленного ими. Полученное расчетное значение срока окупаемости вложений составило 1 год, что подтвердило целесообразность внедрения рекомендуемой технологии получения гематитового концентрата.

Быстрый срок окупаемости капитальных вложений объясняется следующими факторами:

- увеличение объемов произведенного ЖРК и его стоимости за счет повышения его качества по сравнению с базовой технологией;

- использование существующей инфраструктуры обогатительной фабрики: корпуса, транспортные коммуникации, линии электро- и водоснабжения;

- отсутствие значительного объема строительных работ на объекте;

- наличие на предприятии трудовых и материальных ресурсов для обеспечения ввода в эксплуатацию разработанной технологии.

4.7. Выводы

1. Существующая технология получения гематитового концентрата не обеспечивает получение приемлемых качественно-количественных показателей переработки немагнитной фракции основной магнитной сепарации. Данный факт связан с низким извлечением частиц крупностью в основном менее 0,2 мм в концентрат отсадки, что требует разработки новых технологических решений по повышению эффективности данного обогатительного передела.

2. Результаты проведенных промышленных испытаний винтовой сепарации промпродукта основной магнитной сепарации в цикле получения гематитового концентрата на обогатительной фабрике показали, что винтовая сепарация обеспечивает повышение показателей обогащения исходного продукта, а также снижение извлечения ценного минерала в отвальные хвосты за счет более эффективного разделения тонких фракций минерального сырья по сравнению с отсадочными машинами, используемыми на действующем производстве.

3. Разработана технология получения гематитового концентрата из промпродукта основной магнитной сепарации, которая обеспечивает получение концентрата с содержанием общего железа и извлечением гематитового железа более 62% и 70% соответственно.

4. Рекомендуемая технология обеспечивает получение дополнительной прибыли в размере около 7 миллионов долларов в год, а срок окупаемости вложенных инвестиций составляет 1 год.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Представленная диссертация является научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных исследований процесса гравитационного разделения с применением методов численного моделирования изложены новые технологические решения по разработке гравитационной технологии обогащения гематитсодержащего промпродукта основной магнитной сепарации АО «Олкон», обеспечивающей повышение качественно-количественных показателей разделения по сравнению с существующей схемой переработки данного материала, за счет увеличения эффективности обогащения тонких фракций минерального сырья.

Основные научные и практические результаты заключаются в следующем.

1. Разработана методика компьютерного моделирования процесса винтовой сепарации, основанная на применении методов вычислительной гидродинамики и дискретных элементов. Показано, что моделирование процесса винтовой сепарации минерального сырья позволяет произвести прогнозную оценку гидродинамических параметров процесса разделения, траектории движения минеральных частиц, а также качественно-количественных показателей обогащения.

2. На основании численного моделирования винтовой сепарации установлено, что явление сегрегации по плотности оказывает существенное влияние на процесс разделения минеральных частиц в винтовых потоках малой толщины. Разработан метод количественной оценки эффективности явления сегрегации по плотности в потоках малой толщины. Установлено, что эффективность сегрегации зависит от массовой доли твердого в исходном питании винтовых аппаратах и увеличивается при повышении содержания твердого в нем.

3. В результате опробования цикла отсадки на обогатительной фабрике АО «Олкон» установлено, что используемая технология переработки немагнитной фракции не обеспечивает эффективного выделения гематита в концентрат за счет потерь тонких фракций ценного минерала крупностью в основном менее 0,2 мм с хвостами операции.

4. На основании результатов численного моделирования, а также промышленных испытаний показана целесообразность замены отсадочных машин на винтовые аппараты, что обеспечит повышение качественно-количественных показателей обогащения исходного промпродукта за счет увеличения эффективности разделения тонких фракций данного минерального сырья.

5. Установлены конструктивные параметры винтовых аппаратов, технологические параметры разделения винтовой сепарацией и концентрацией на столе, а также режимы рудоподготовки промежуточных продуктов, которые обеспечивают эффективное выделение гематита из исходного питания в концентрат.

6. Разработана гравитационная технология обогащения гематитсодержащего промпродукта основной магнитной сепарации на базе винтовой сепарации, которая обеспечивает существенный прирост качества гематитового концентрата и извлечения ценных компонентов в него.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Барский Л.А., Плаксин И.Н. Критерии оптимизации разделительных процессов. - М.: Наука, 1967. – 117 с.
2. Бейсеев О.Б., Бейсеев А.О., Шакирова Г.С., Байгожина Ж.М. Техноминералогические исследования руд нетрадиционных видов природных минеральных наполнителей типа асбестов, пригодных для производства био- и экозащитных композиционных материалов специального назначения // Вестник КазНТУ. – Алматы, 2007. – № 4.
3. Берт Р.О. при участии К. Миллза. Технология гравитационного обогащения: Пер. с англ./Пер. Е.Д. Бачевой. - М.:Недра, 1990. -574с.
4. Блехман И.И., Джанелидзе Г.Ю. Вибрационное перемещение. М., Наука, 1964. -412 с.
5. Блехман И.И., Хайман В.Я. О теории разделения сыпучих смесей под действием колебаний // Механика твердого тела. – 1968. - №6. -С.5-13.
6. Блехман И.И., Хайман В.Я.О теории вибрационного разделения сыпучих смесей // Изв. АН СССР. Механика. - 1965.- №5.- С.22-30.
7. Богданович А.В. Интенсификация процессов гравитационного обогащения в центробежных полях // Обогащение руд.- 1999. - №1-2. - С. 33-35.
8. Богданович А.В. Сравнительные испытания центробежных концентраторов различных типов // Обогащение руд. - 2001. - №3. - С.38-41.
9. Богданович А.В., Васильев А.М. Исследование работы гравитационных сепараторов для обогащения тонкозернистых материалов // Обогащение руд. - 2005. - №1. - С.12-15.
10. Богданович А.В., К. В. Федотов. Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков и тонковкрапленных руд // Горный журнал. - 2007. - №2 . - С. 51-57.
11. Богданович А.В., Петров С.В. Сравнительные испытания центробежных концентраторов различных типов // Обогащение руд. - 2001. - №3. - С. 38-41.
12. Бочковский В. М. Расслаивание как наиболее важный раздел теории и практики гравитации // Горный журнал.- 1954. - №1. - С. 47-55

13. Васильев А.М. Исследование влияния факторов вязкости воды и явления сегрегации на показатели обогащения полезных ископаемых // Записки Горного института. Полезные ископаемые России и их освоение. - Спб: СПГГИ, 2006. С.97-100.
14. Васильев А.М. Сегрегация мелкозернистого материала при гравитационном обогащении // Записки Горного института. Полезные ископаемые России и их освоение. - Спб: СПГГИ, 2006. - С.207-209.
15. Васильев А.М. Сегрегация мелкозернистых материалов при гравитационном обогащении: автореферат дис. кандидата технических наук. - С.-Петербург. гос. гор. ин-т им. Г.В. Плеханова, 2007.
16. Васильев А.М. Теоретические аспекты явления внутрислойной сегрегации // Записки Горного института. Полезные ископаемые России и их освоение. - Спб: СПГГИ, 2006. - С.93-96.
17. Верхотуров М.В. Гравитационные методы обогащения: учеб. для вузов. - М.: «МАКС пресс», 2006. -352 с.
18. Верхотуров М.В. Обогащение золота: учеб. пособие для вузов.- Красноярск: ГАЦМиЗ, 1998. - 128 с.
19. Горная энциклопедия в 5-ти томах / Гл. ред. Е.А. Козловский – М.: Сов. Энциклопедия. 1984 – 1991.
20. Иванов В.Д., Прокопьев С.А. Винтовые аппараты для обогащения руд и песков в России.- М.: Издательство Дакси, 2000. - 240с.
21. Иргиредмет > Деятельность > Поставка оборудования и реагентов для обогатительных фабрик > Оборудование [Электронный ресурс] - Режим доступа: http://www.irgiredmet.ru/activity/oborud/serv2_2.html
22. Исаев И.Н. Концентрационные столы. -М.: Изд. ГНТИ, 1962. - 100с.
23. Итомак КН-0.1 [Электронный ресурс] - Режим доступа: <http://www.itomak.ru/items/products/centrifugal-concentrators/1.php>
24. Кизевальтер Б.В. Теоретические основы гравитационных процессов. - М.: Недра, 1979. - 296с.
25. Кизевальтер Б.В., Гершенкоп А.Ш., Хохуля М.С. Определение скорости свободного падения минеральных частиц пластинчатой формы в жидкой среде // Обогащение руд. - 1982. - №3. - С.11-14.
26. Концентратор золота [Электронный ресурс] - Режим доступа: <http://www.grant-geo.ru/catalog/index.html?catid=2255>

27. Кравцов Е.Д. Новый тип центробежных концентраторов // Обогащение руд. - 2001. - №3. - С.31-33.
28. Кусков В.Б. Гравитационные методы обогащения: Конспект лекций. Санкт-Петербургский горный институт. - СПб, 2001. - 75 с.
29. Лапшин Е.С., Надутый В.П. Кинетика вибрационного грохочения влажного сырья //Вибрации в технике и технологиях: Всеукр. науч.-техн. журн. – Винница, 2008. – № 2(51). – С. 25-29.
30. Лященко П.В. Гравитационные методы обогащения. Учебн. для горных вузов. М., Л.: 1940.
31. Маньков В.М., Замятин О.В., Козловский В.Т. и др. Извлечение мелкого золота из россыпей с использованием центробежных методов обогащения // Горный журнал. -1994. -№11. -С. 44-46.
32. Морозов Ю. П. Теоретический анализ гравитационного разделения минералов в стесненных условиях движения // Вестник XXI. Горно-металлургическая секция. Разведка, добыча, переработка полезных ископаемых. - М. : Интернет инжиниринг. - 2007. - С.230-237.
33. Непомнящий Е.А. К теории самосортирования сыпучих смесей //Изв. ЛЭТИ. - №46. - 1961. - С. 217-277.
34. Нигматулин, Р. И. Динамика многофазных сред : в 2 ч. - М. : Наука, 1987.
35. Оборудование гравитационное, Гравитационное обогащение | Завод Труд [Электронный ресурс] - Режим доступа: <http://zavodtrud.ru/obogatitelnoe-oborudovanie/oborudovanie-gravitacionnoe/>
36. Опалев А.С., Хохуля М.С., Фомин А.В., Карпов И.В. Создание инновационных технологий производства высококачественного железорудного концентрата на предприятиях северо-запада России // Горный журнал. - №6. - 2019. - С.56-61.
37. Орлов Ю. А., Афанасенко С. И., Лазариди А. Н. Рациональное использование центробежных концентраторов при обогащении золоторудного сырья // Горный журнал. - 1997. - № 11. - С. 57–60
38. Пелевин А.Е. Вероятность прохождения частиц через сито и процесс сегрегации на вибрационном грохоте //Известия ВУЗов. Горный журнал. - 2011. - №1. - С.119-129.
39. Пелевин А.Е. Математическая модель разделения по крупности на гидравлическом грохоте // Известия ВУЗов. Горный журнал. - 2011. - №2. - С.87-96.

40. Политехнический словарь. -М.: Советская энциклопедия, 1980. -469с.
41. Польшкин С.И. Обогащение руд. М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по черной и цветной металлургии,1953. - 289 с.
42. Разработка технологии получения высококачественных концентратов на ДОФ АО «Олкон»: отчет о НИР по х/д №32132 (заключ.) / ГоИ КНЦ РАН; рук. А.С. Опалев; исполн.: М.С. Хохуля. - Апатиты, 2018, 150 с.
43. Разработка технологического регламента производственных процессов дробильно-обогатительной фабрики АО «Олкон»: отчет о НИР по х/д №3279 / ГоИ КНЦ РАН, рук. А.С. Опалев; исполн.: М.С. Хохуля. - Апатиты, 2018, 592 с.
44. Розин Л.А. Метод конечных элементов // Соросовский образовательный журнал. - 2000. - №4. - С.120-127.
45. Северсталь – Годовые отчеты [Электронный ресурс]: Режим доступа: https://www.severstal.com/rus/ir/results_reports/annual_reports/
46. Скороходов В.Ф., Хохуля М.С., Опалев А.С., Фомин А.В., Бирюков В.В., Никитин Р.М. Прикладные аспекты применения компьютерного моделирования гидродинамики многофазных сред в исследованиях процессов разделения минералов при обогащении руд // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - №2. - 2019. - С.139-153.
47. Справочник по обогащению руд. Основные процессы. Изд.2. - М.: "Недра", 1983.
48. Учитель А.Д. К анализу процесса сегрегации сыпучих материалов на вибрационных грохотах // Междувед. Сб. научн.тр. "Механобр" Исследование процессов, машин и аппаратов разделения материалов по крупности. Л.1988. -С.71-80.
49. Федотов К.В., Никольская Н.И. Проектирование обогатительных фабрик. – М.: Горная книга, 2012. -536 с.
50. Фомин А.В., Хохуля М.С. Моделирование методами вычислительной гидродинамики стесненного падения частиц пластинчатой формы// XVII межрегиональная научно-практическая конференция: тезисы докладов. - Апатиты: Изд-во КФ ПетрГУ. - 2014. - С. 47-78.
51. Фомин А.В., Хохуля М.С. Расчет скорости свободного падения частиц пластинчатой формы в ньютоновской жидкости на основе CFD-моделирования // 10 международная научная школа молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых»: тезисы докладов.- М.: ИПКОН РАН. - 2013. -С.273-275.

52. Хохуля М.С. Закономерности разделения пластинчатых частиц в потоках малой толщины и разработка технологии обогащения вермикулитовых руд: диссертация кандидата технических наук / Горный институт КФ АН СССР, Апатиты, 1986.
53. Хохуля М.С., Конторина Т.А., Сытник М.В. Интенсификация процесса сегрегационного разделения тонких фракций рудных минералов гидравлической сепарацией //Иновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья: матер. Междунар. совещ. «Плаксинские чтения-2013». – Томск: ТПУ, 2013. – С. 246-248.
54. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: учебн. для вузов - М.: Недра 1993. - 350с.
55. Ancia P.H., Frenay J., Dandois P.H. Comparison of the Knelson and Falcon centrifugal separators. Richard, M. (Ed.), Mozley International Symposium, 1997.
56. ANSYS FLUENT 17.0 Documentation [Электронный ресурс]: ANSYS Inc., 2016. – эл. опт.диск (CD-ROM).
57. Braun R.L. The fundamental principles of segregation //J. Inst. Fuel. 1939. Vol.13, p.15-19
58. Cundall P.A., StrackO.D.L.A Discrete Numerical Model for Granular Assemblies //Geotechnique. – 1979. – Vol. 29. - P.47–65.
59. DaheX. SLON magnetic separator applied to upgrading the iron concentrate // Physical Separation in Science and Engineering. 2003. Vol. 12. No. 2. P. 63–69
60. Daier F. Reverse classification by crowded settling in ore-dressing // Eng. and Min. Journ. v. 127, 1929, N 26, p.1030-1037.
61. Doheim M.A., Abdel Gawad A.F., Mahran G.M.A., Abu-Ali M.H., Rizk A.M. Numerical simulation of particulate-flow in spiral separators: Part I. Low solids concentration (0.3% & 3% solids)// Applied Mathematical Modelling. – 2013. - Vol. 37. -P.198–215.
62. Fletcher D.F., Doroodchi E., Galvin K.P. The influence of inclined plates on expansion behaviour of solid suspensions in a liquid fluidised bed—a computational fluid dynamics study //Powder Technology. - 2005.- Vol. 156, Issue 1. - P.1–7.
63. Fomin A.V., Khokhulya M.S. Improving efficiency of gravity separation of fine iron ore materials using computer modeling // Topical issues of rational use of natural resources, Volume 2. Taylor &Francis Group CRC Press, London. 2019. P. 509-516.
64. Galvin K.P., Walton K., ZhouJ. How to elutriate particles according to their density // Chemical Engineering Science. -2009. - Vol. 64, Issue 9. P.2003–2010.

65. Galvin K.P., Zhou J., Walton K. Application of closely spaced inclined channels in gravity separation of fine particles // Minerals Engineering. - 2010. - Vol. 23, Issue 4. -P.326–338.
66. GOLDTRON Finishing Table – Goldfield Engineering Company [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.goldfieldeng.com/goldtron.aspx>
67. Gravity Tables - Supplied by Holman Wilfey Ltd [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.holmanwilfley.co.uk/products/gravity-tables.php>
68. Matthews B.W., Fletcher C.A., Partridge T.C. Particle flow modelling on spiral concentrators: benefits of dense media for coal processing /B.W. Matthews, // Proceedings of Second International Conference on CFD in the Mineral and Process Industries. – 1999. -P.211-216.
69. Mishra B.K., Tripathy A. A preliminary study of particle separation in spiral concentrators using DEM // International Journal of Mineral Processing.- 2010.- Vol. 94. - P. 192–195
70. Narashima M., Brennan M., Holtham P.N. A review of CFD modelling for performance predictions of hydrocyclone // Engineering Applications of Computational Fluid Mechanics. – 2007.-Vol. 1, No. 2. -P.109-125.
71. NI 43-101 Technical Report on the Bloom Lake Mine Re-Start Feasibility Study [Электронный ресурс] - Режим доступа: http://www.championiron.com/wp-content/uploads/2014/04/2017_03-QIO-Feasibility-Study-Final.pdf
72. Raziye S., Ataallah S.G. CFD simulation of an industrial hydrocyclone with Eulerian–Eulerian approach: A case study // International Journal of Mining Science and Technology.- 2014. - Vol. 24, Issue 5. - P.643–648.
73. Report on the 2010 exploration program Julienne Lake iron deposit, Western Labrador, Newfoundland & Labrador, [Электронный ресурс] - Режим доступа: <https://www.gov.nl.ca/iet/files/mines-julienne-julienne-lake-tech-report.pdf>
74. Shaking Tables [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.mineraltechnologies.com/shaking-tables>
75. SILVER SPRINGS MINING EQUIPMENT [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.gold-rus.com/Gold/Silver-Springs-Mining-Equipment.html>
76. Simulating the Performance of Solid Cyclone Separator [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.ansys.com/Products/Simulation+Technology/Fluid+Dynamics/CFD+Technology+Leadership/Technology+Tips/Simulating+Solid+Separator+Cyclone>

77. Solnordal C.B., Hughes T., Gray S., Schwarz M.P. CFD modelling of a novel gravity separation device // Seventh International Conference on CFD in the Minerals and Process Industries CSIRO. Melbourne, Australia. - December 2009. - P.1-6.
78. Tano K. Comparison of control strategies for a hematite processing plant / Tano K., Oberg E., Samskog P. O., Monredon T., Broussaud A. // Powder Technology. No 105. 1999. P. 443–450
79. Technical report re-scoped preliminary economic assessment of the Kamistiatasset (Kami) iron ore property, Labrador [Электронный ресурс] - Режим доступа: https://www.miningdataonline.com/reports/Kami_PEA_03142017.pdf
80. Versteeg H.K. Malasekera W. An introduction to Computational Fluid Dynamics. The finite volume method. Second edition.– England, 2007. - p.9-113.
81. Xia Y., Peng F.F. Effect of structured plates on fine coal gravity separation in a liquid fluidized bed system // Engineering Applications of Computational Fluid Mechanics. – 2007. - Vol. 1 (3). -P.164-180.
82. Xia Y., Peng F.F., Eric Wolfe E. CFD simulation of fine coal segregation and stratification in jigs // International Journal of Mineral Processing. – 2007.- Vol. 82. P.164–176.