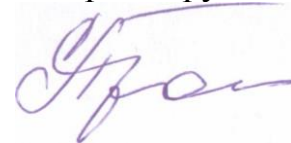


ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

На правах рукописи



ПРОКОПЬЕВ СЕРГЕЙ АМПЕРОВИЧ

**ТЕХНОЛОГИЯ СТАДИАЛЬНОГО ВЫДЕЛЕНИЯ МАГНЕТИТОВОГО
КОНЦЕНТРАТА С ПОМОЩЬЮ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ**

Специальность 25.00.13 – «Обогащение полезных ископаемых»

Диссертация на соискание учёной степени
кандидата технических наук

Научный руководитель –
доктор технических наук,
доцент Пелевин А. Е.

Екатеринбург – 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ СТАДИАЛЬНОГО ВЫДЕЛЕНИЯ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЙ	11
1.1 Анализ состояния железорудной базы России	11
1.2 Практика обогащения магнетитовых руд.....	16
1.3 Анализ научно-исследовательских работ по стадильному выделению магнетитового концентрата	23
1.3.1 Повышение эффективности работы измельчительных и классифицирующих операций.....	23
1.3.2 Магнитная сепарация в слабом поле	25
1.3.3 Магнитная сепарация в переменном магнитном поле.....	27
1.3.4 Магнитно-гравитационная сепарация	29
1.3.5 Тонкое грохочение.....	32
1.3.6 Флотация.....	36
1.3.7 Гравитационное обогащение	38
1.4 Постановка задач исследований.....	40
2 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА МАГNETИТОВЫХ РУД И МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ.....	44
2.1 Минеральный состав скарных магнетитовых руд Абагурской обогачительно-агломерационной фабрики.....	44
2.2 Схема обогащения и характеристики промпродуктов Абагурской обогачительно-агломерационной фабрики.....	46
2.3 Характеристика промпродукта первой стадии мокрого магнитного обогащения Абагурской фабрики	52
2.4 Комплекс методов исследований и экспериментов	56
2.5 Выводы.....	59
3 ОСОБЕННОСТИ ГИДРОДИНАМИКИ И РАЗДЕЛЕНИЯ ЧАСТИЦ ПО ПЛОТНОСТИ НА ВИНТОВЫХ АППАРАТАХ	60
3.1 Характеристики водных потоков на винтовых аппаратах.....	61
3.2 Исследование поперечной циркуляции водных потоков в винтовых аппаратах.....	64
3.3 Исследование волн потока и структуры внутренних течений	66

3.4 Механизм процесса концентрации в винтовом потоке.....	73
3.4.1 Транспортирование и разрыхление частиц в винтовом потоке	75
3.4.2 Закономерности движения пульпы на винтовом желобе	78
3.4.3 Расслоение и разделение минеральных частиц	84
3.5 Выводы.....	92
4 ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МАГНЕТИТСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ.....	94
4.1 Фракционный состав продуктов первых стадий измельчения и обогащения, потенциально пригодных для выделения из них части готового концентрата с помощью винтовой сепарации	94
4.2 Лабораторные испытания по стадийному выделению железного концентрата из продуктов первой стадии измельчения и обогащения Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики	97
4.3 Экспериментальные исследования процесса винтовой сепарации с использованием винтового сепаратора СВ	99
4.3.1 Влияние режимов работы винтового сепаратора СВ на технологические показатели обогащения	99
4.3.2 Фракционирование потока пульпы по поперечному сечению желоба винтового сепаратора СВ	102
4.4 Экспериментальные исследования процесса винтовой сепарации с использованием винтового сепаратора СВМ.....	106
4.4.1 Влияние режимов работы винтового сепаратора СВМ на технологические показатели обогащения	107
4.4.2 Фракционирование потока пульпы по поперечному сечению желоба винтового сепаратора СВМ	111
4.5 Сравнение эффективности применения винтовых сепараторов СВ и СВМ для стадийного получения магнетитового концентрата	117
4.6 Опытно-промышленные испытания по выделению концентрата с помощью винтовой сепарации после первой стадии измельчения на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике	119
4.7 Выводы.....	125
5 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МАГНЕТИТОВОЙ РУДЫ НА ОСНОВЕ СТАДИЙНОГО ВЫВЕДЕНИЯ КОНЦЕНТРАТА И ОБОСНОВАНИЕ ЕЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ	127
5.1 Разработка технологической схемы обогащения магнетитовых руд с применением технологии винтовой сепарации	127

5.2 Экономическая оценка предложенной технологии.....	130
5.3 Выводы.....	132
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	133
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	136
ПРИЛОЖЕНИЕ А	153
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	155
ПРИЛОЖЕНИЕ В	157

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы

Обладая крупнейшими в мире подтвержденными запасами железной руды (17 % мировых), наша страна обладает перспективным потенциалом для усиления своего присутствия на мировых рынках.

Несмотря на удовлетворительную в целом обеспеченность базовых отраслей экономики разведанными запасами основных видов полезных ископаемых, наметились или обострились проблемы минерально-сырьевой базы практически по каждой группе минерального сырья применительно к конкретным горнорудным районам.

Для промышленности чёрной металлургии России характерно постоянное увеличение объёмов добычи и обогащения магнетитовых руд. При этом с одной стороны, массовая доля железа в добываемых рудах постоянно снижается, но, с другой стороны, повышаются требования к качеству железных концентратов.

Уменьшение массовой доли железа в добываемой руде связано с вовлечением в переработку значительной доли магнетитовых руд с тонкой рудной вкрапленностью. Для компенсации снижения качества руды на фабриках усложняются технологические схемы измельчения и обогащения. В основном это связано с увеличением тонины помола готовых продуктов, что приводит к росту затрат на измельчение, доля которых достигает 60 % от общих затрат передела обогащения.

Повышение качества концентратов при увеличении объёмов производства и доли добываемых труднообогатимых руд невозможно при имеющихся схемах обогащения и количестве оборудования. Решать эту проблему можно путём простого наращивания производственных мощностей, что приведёт к росту себестоимости продукции и снижению рентабельности производства. Но лучше использовать интенсивный путь, связанный с внедрением новых процессов и аппаратов и технологических решений и позволяющий не только не снижать экономические показатели передела обогащения, но и улучшать их.

Типовая схема обогащения магнетитовых руд построена по принципу стадийного выделения хвостов. После каждой операции уменьшения крупности

осуществляется магнитная сепарация с целью удаления хвостов. Готовый концентрат получается только в последней стадии обогащения. Каждая стадия обогащения предусматривает раскрытие зерен магнетита от сростков, которые готовы формировать железорудный концентрат. Однако современные конструкции магнитных сепараторов не позволяют селективно выделять не только отвальные хвосты, но и часть готового железорудного концентрата. Магнитный продукт, представляющий собой рудную смесь раскрытых зерен магнетита и его сростков, направляется на следующую стадию измельчения, где свободный от сростков магнетит подвергается переизмельчению и ошламованию.

В этой связи, особую актуальность в настоящее время приобретает разработка схем обогащения магнетитовых руд с применением технологии стадийного выделения готового железорудного концентрата по мере раскрытия сростков магнетита, начиная с ранних стадий обогащения. Такие схемы являются одним из наиболее перспективных и развивающихся в инновационном направлении развития технологий обогащения магнетитовых руд.

В представленной диссертационной работе рассматривается научное направление, связанное с разработкой технологии переработки магнетитовых руд, позволяющее разрешить проблему стадийного выведения не только отвальных продуктов, но и качественных магнетитовых концентратов на ранних стадиях обогащения с применением гравитационного метода обогащения с использованием процесса винтовой сепарации. К настоящему времени винтовая сепарация магнетитовых продуктов является новым процессом при обогащении магнетитовых руд, недостаточно изученным и поэтому исследования в этой области являются актуальными.

Объект исследований – схемы обогащения магнетитовых руд.

Предмет исследования – закономерности гравитационного разделения минералов в винтовых сепараторах.

Цель работы – разработка рациональной комбинированной технологии переработки магнетитовых руд, включающей гравитационный и магнитный методы обогащения.

Идея работы заключается в применении комбинированной гравитационно-магнитной схемы обогащения магнетитовой руды со стадийным выделением концентрата с помощью винтовой сепарации.

Поставленная цель достигается решением следующих задач

1. Изучение особенностей гидродинамики водного потока и механизма разделения частиц по плотности в винтовых аппаратах.

2. Выявление закономерностей влияния параметров винтового сепаратора и технологических факторов на эффективность процесса винтовой сепарации при выделении готового магнетитового концентрата на ранних стадиях обогащения.

3. Разработка гравитационно-магнитной схемы обогащения магнетитовой руды со стадийным выделением концентрата с помощью винтовой сепарации.

В процессе выполнения диссертационной работы использованы следующие **методы исследований**: обобщение и анализ научно-технической информации; гранулометрический, оптический, минералогический, химический, рентгенофлуоресцентный методы анализа, определение раскрытия минералов; методы прикладной математики и механики; экспериментальные исследования технологии винтовой сепарации в лабораторных и промышленных условиях, статистические методы обработки результатов экспериментов, технико-экономический анализ.

Научные положения, выносимые на защиту

1. Применение комбинированной технологии, включающей винтовую сепарацию для стадийного выделения части магнетитового концентрата и магнитную сепарацию для получения основного концентрата, определяется закономерностями изменения фракционного состава промпродуктов по крупности, плотности и массовой доле железа в процессе измельчения магнетитовых руд, проявляющимися в наличии раскрытых зёрен магнетита.

2. Разделение частиц по плотности и крупности в винтовом сепараторе обеспечивается расслоением частиц по высоте потока и наличием циркулирующих потоков, движущихся в нижнем слое потока к внутреннему борту, а в верхнем слое потока к внешнему борту. Основными силами, обеспечивающими разделение частиц, являются подъемные силы и гидродинамические силы, возникающие при поперечных циркуляциях потоков и волновых явлениях.

3. Комбинированная гравитационно-магнитная схема обогащения магнетитовой руды со стадийным выделением концентрата с помощью винтовой сепарации позволяет увеличить выход концентрата без снижения его качества и снизить нагрузку на последующие стадии измельчения.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается большим объемом экспериментальных исследований, выполненных для магнетитовых руд, сопоставимостью результатов лабораторных экспериментов и промышленных испытаний в условиях действующей фабрики, применением статистических методов математической обработки результатов и апробированных методик. Максимальная относительная ошибка расчётов по теоретическим формулам составляет $\pm 20\%$ при количестве экспериментальных данных для различных режимов 22–80. Максимальная относительная средняя ошибка предсказания составляет $\pm 2,2\text{--}44,26\%$.

Научная новизна результатов исследований состоит в следующем.

1. Установлено, что при обогащении магнетитовых руд для стадийного выделения магнетитового концентрата в качестве признака разделения, кроме магнитной восприимчивости и крупности, следует использовать плотность.

2. Выявлен механизм разделения частиц по плотности в винтовых сепараторах, обусловленный поперечными циркуляциями воды, наличием капиллярных волн гидродинамической и центробежной силами и силой тяжести. В винтовом водном потоке можно наблюдать капиллярные, гравитационные и переходные между ними волны одновременно. Поперечная циркуляция водного потока в винтовом желобе приводит к перемещению тяжёлых частиц в сторону внутреннего борта, а лёгких частиц в сторону внешнего борта винтового сепаратора.

3. Технологические показатели винтовой сепарации при стадийном выделении магнетитового концентрата зависят от конструктивных параметров винтового сепаратора, от производительности и массовой доли твёрдого в питании, от фракционного состава исходного продукта и раскрытия зерен магнетита в нем.

Практическая значимость работы

1. Разработана комбинированная гравитационно-магнитная схема обогащения магнетитовой руды с выделением магнетитового концентрата после первой стадии измельчения с помощью винтовой сепарации.

2. Установлены конструктивные параметры винтового сепаратора и необходимые технологические режимы процесса винтовой сепарации, обеспечивающие выделение магнетитового концентрата после первой стадии измельчения.

3. В промышленных условиях испытана и рекомендована к внедрению технология стадийного выделения магнетитового концентрата после первой стадии измельчения с помощью винтовой сепарации, позволяющая снизить затраты на последующее измельчение и увеличить выход концентрата.

Реализация результатов работы

Разработанные в диссертации методы и методики оценки обогатимости, модель винтового аппарата с установленными конструктивными параметрами использованы в научно-исследовательских работах, выполненных для промышленных предприятий.

Разработанная технология стадийного выделения части железного концентрата с помощью винтовой сепарации после первой стадии измельчения апробирована в промышленных условиях на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике. Экономический эффект при использовании технологии выделения части готового концентрата после первой стадии мокрой магнитной сепарации, составит 105,59 млн рублей в год.

Апробация работы

Основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались на XXIX Международном конгрессе переработки минерального сырья (IMPC-2018, Moscow, Russia), на Международном совещании «Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого сырья» (Плаксинские чтения, г. Казань, 2010 г.), на III, V, VI, IX Конгрессах обогатителей стран СНГ (г. Москва, МИСиС, 2001, 2005, 2007, 2013 г.), на Международном совещании «Современные методы комплексной переработки руд и нетрадиционного минерального сырья» (г. Апатиты, 2007 г.), на XXIII Международной науч-

но-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» (г. Екатеринбург, 2018 г.), на Международной научно-практической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов» (г. Алматы, Казахстан, 2018 г.), на технических совещаниях промышленных железорудных предприятий «ЕВРАЗруда», «Оленегорский ГОК», «Михайловский ГОК», «Стойленский ГОК».

Публикации

Основные положения диссертации опубликованы в 17 работах, в том числе в четырёх статьях в рецензируемых научных журналах, входящих в перечень ВАК, в одной монографии и в одном патенте на изобретение РФ.

Личный вклад автора в публикациях, выполненных в соавторстве, состоял в формировании основной идеи, анализе имеющейся априорной информации, постановке задач исследований, организации и разработке методик лабораторных исследований и промышленных испытаний, участии в исследованиях и испытаниях, интерпретации полученных результатов, написании текстовой части публикаций и докладов.

Объём и структура работы. Диссертация состоит из введения, пяти глав, заключения, трёх приложений, списка использованных источников из 154 наименований, содержит 161 страницу машинописного текста, 31 рисунок, 27 таблиц.

1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ СТАДИАЛЬНОГО ВЫДЕЛЕНИЯ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Анализ состояния железорудной базы России

К началу XXI века в области переработки полезных ископаемых обострился ряд проблем, обусловленных несоответствием постоянно снижающегося качества добываемого минерального сырья, с одной стороны, и возможностями традиционных процессов обогащения – с другой [1, 39, 40, 65].

Крупными подтвержденными запасами железных руд (более 3 млрд т) располагают 11 стран: Россия, Австралия, Украина, США, Канада, Бразилия, Китай, Казахстан, Индия, ЮАР, Швеция (таблица 1.1). Их суммарная доля в мировых подтвержденных запасах составляет более 75 % и свыше 90 % выпуска товарных железных руд [2, 67].

Таблица 1.1 – Запасы железных руд, средние содержания железа в них и производство товарных железных руд

Страна	Запасы общие, млрд т	Запасы подтвержденные, млн т	Доля в мире, %	Содержание железа, %	Производство, млн т	Доля в мире, %
Россия	43 075	29 281	16,9	36	70,9	6,7
Австралия	32 200	18 000	10,4	64	157,1	14,9
Украина	19 387	16 836	9,7	35	53,0	5,0
США	25 000	16 000	9,3	24	63,0	6,0
Канада	26 000	12 000	6,9	40	37,3	3,5
Бразилия	17 000	11 000	6,4	58	188,0	17,8
Китай	9 000	9 000	5,2	33	250,0	23,7
Казахстан	7 392	5 504	3,2	39	12,6	1,3
Индия	12 000	5 400	3,1	61	69,0	6,6
ЮАР	9 300	4 000	2,3	62	30,7	2,9
Швеция	4 600	3 000	1,7	53	21,9	2,0

Добываемые за рубежом железные руды представляют собой крупно- и средневкрапленные не крепкие и часто хрупкие железистые породы, содержащие

мощные прослойки магнетита и гематита (до 70 мм) и кварца (до 40 мм) и не имеющие аналогов в отечественной практике.

Главным импортёром железорудного сырья (ЖРС) и крупнейшим производителем железа является Китай. Однако в большинстве случаев руда имеет низкое качество как из-за низкого содержания железа в руде, так и высокого содержания в ней вредных примесей – алюминия и фосфора. В КНР, среди примерно 2000 месторождений, 1700 признаны для переработки непригодными или малопригодными. Другие месторождения обеспечивают Китаю 23,7-процентную долю в мировой добыче (таблица 1.1).

Руды Австралии считаются одними из лучших в мире: они содержат от 67 % (гематитовые) железа до 53-56 % (пизолитовые) и в обогащении не нуждаются. При этом руда добывается только открытым способом и отличается низким содержанием фосфора (0,05 %), диоксида кремния (3-4 %) и глинозёма (менее 2 %). Практически вся руда (140–155 млн т) с континента экспортируется, а страна потребляет лишь около семи миллионов тонн.

Месторождения Бразилии содержат более 60 % железа и поэтому не обогащаются. Другие руды (с содержанием железа 45–55 %) подвергаются обогащению. Как и австралийские, бразильские руды характеризуются малым содержанием диоксида кремния, глинозёма и серы.

Четвёртым по величине производителем ЖРС является Индия.

Индийские руды относятся к богатым с содержанием железа от 62 до 65 %, но их отличает высокое содержание диоксида кремния (2,5–7 %), глинозёма (2–4 %) и серы (0,1 %). Более 60 % выпускаемого в стране ЖРС экспортируется, причём около 80 % экспорта направляется в Китай.

В Европе единственным крупным производителем товарной железной руды является Швеция с запасами в 3,5 млрд т. Швеция полностью обеспечивает железными рудами себя, а также стабильно экспортирует их в количестве 16–18 млн т в год, чему благоприятствуют высокое качество руд, высокий уровень механизации добычи и близость к странам-импортёрам.

В мировом балансе железорудного сырья по запасам, производству, потреблению и экспорту Россия занимает одно из ведущих мест. Недра России содержат около 17 % мировых запасов железной руды. Россия на мировом рынке традиционно занимает 4–5 место, уступая лишь Китаю, Бразилии и Австралии. Доля российского производства составляет не менее 9 % от общего объема мирового производства. Исходя из современного уровня добычи железорудного сырья, российская металлургия обеспечена балансовыми запасами на 250 лет. Железородная металлургическая отрасль в настоящее время не только обеспечивает потребность отечественных металлургических предприятий, но и часть продукции направляет на экспорт.

Государственным балансом в России учтено 172 месторождения железных руд, 53 из которых находятся в стадии разработки. Разведанных запасов железных руд в России вполне достаточно для обеспечения потребностей отечественной черной металлургии. Несмотря на лидерство по количеству запасов, качество российской железорудной базы (содержание Fe в руде 16–40 %) уступает ведущим мировым производителям ЖРС (содержание Fe в руде 58–64 %) [64].

Железородные запасы в стране чётко разделены по географическому принципу (таблица 1.2) [55, 67, 85].

Таблица 1.2 – Распределение запасов железорудного сырья по регионам России

Регионы	Запасы, %	Добыча, %
Центральный	57,0	38,8
Уральский	17,0	27,1
Сибирский	13,0	13,0
Северо-Западный	5,0	21,1
Дальневосточный	8,0	-

Из четырёх Федеральных округов с железорудной и сталелитейной промышленностью только в Северо-Западном округе производство товарных железных руд примерно равно мощностям по их переделу. Добывающий более половины железных руд Центральный округ выплавляет менее четверти всей стали и испытывает недостаток металлургических мощностей. Обратная картина наблюда-

ется в Уральском округе. Его предприятия, выплавляющие свыше 40 % российской стали, обеспечены местным сырьём только на 50–60 %. Нестабильно положение с поставками сырья двум западносибирским металлургическим комбинатам.

Российский рынок железорудного сырья представлен в настоящее время 12 крупными производителями и рядом мелких производителей. Основная часть произведённого в России ЖРС потребляется внутри страны, однако ряд предприятий обладают значительным экспортным потенциалом. Это, прежде всего, крупнейшие комбинаты – «Лебединский ГОК» и «Михайловский ГОК».

Дальневосточный регион располагает достаточно крупными балансовыми запасами железных руд (около 7 млрд т или 7 % общероссийских), представленных в основном скарново-магнетитовыми рудами и железистыми кварцитами. Наибольший интерес, с точки зрения перспектив освоения, представляют месторождения в зоне БАМа (Чаро-Токкинская группа – Тарыннахское, Горкитское и другие месторождения железистых кварцитов, Десовское и Таежное скарново-магнетитовые в Республике Саха-Якутия, Гаринское скарново-магнетитовое в Амурской области, Кимканское и Сутарское железистых кварцитов в Еврейской АО). Вовлечение этих месторождений в эксплуатацию имеет смысл только при условии создания на их базе нового горно-металлургического комплекса [53].

В последние годы завершился процесс консолидации, в результате которого крупные горнодобывающие предприятия вошли в состав вертикально-интегрированных холдингов (таблица 1.3) [85].

Из приведённой информации следует, что основная часть запасов железных руд промышленных категорий сосредоточена в Европейской части, в пределах которой находится крупнейший железорудный бассейн – Курская магнитная аномалия и ведущие железорудные предприятия России – ОАО «Лебединский ГОК», ОАО «Михайловский ГОК», ОАО «Стойленский ГОК», комбинат «КМАруда».

Таблица 1.3 – Metallургические холдинги и ведущие предприятия отрасли

Холдинг/компания	Виды товарной продукции
УК «Металлоинвест» – «Лебединский ГОК», «Михайловский ГОК»	концентрат, окатыши, ГБЖ аглоруда, концентрат, окатыши
«ЕвразХолдинг» – «Качканарский ГОК», «ЕВРАЗ-руда»	окатыши, агломерат
Группа компаний «НЛМК» – «Стойленский ГОК»	аглоруда, концентрат
«Северсталь» – «Карельский Окатыш», «ОЛКОН»	концентрат, окатыши, концентрат
Компания «ЕвроХим» – «Ковдорский ГОК»	концентрат
«Мечел» – ОАО «Коршуновский ГОК»	концентрат
«УГМК-Холдинг» – Богословское РУ	аглоруда
Группа КОКС – «Комбинат КМА-руда»	концентрат
Группа компаний НПРО «Урал» – «Высокогорский ГОК»	концентрат, агломерат

Из приведённой информации следует, что основная часть запасов железных руд промышленных категорий сосредоточена в Европейской части, в пределах которой находится крупнейший железорудный бассейн – Курская магнитная аномалия и ведущие железорудные предприятия России – ОАО «Лебединский ГОК», ОАО «Михайловский ГОК», ОАО «Стойленский ГОК», комбинат «КМАруда».

Железорудные предприятия России производят как стандартные виды ЖРС (концентрат, аглоруда, окатыши) так и продукцию с большей добавленной стоимостью – агломерат и горячебрикетированное железо (ГБЖ). Структура выпуска железорудной продукции в России по данным компании оценки ОЛМА представлена на рисунке 1.1 [85].

Массовая доля железа в концентратах, получаемых по технологии магнитной сепарации, находится на одном уровне – от 60,2 до 67,6 %. Основной прирост массовой доли железа в концентратах получают за счет введения доводочных операций, которые позволяют повысить содержание железа в концентратах до 67,5–71,8 % и понизить содержание в них лимитируемых компонентов [1].

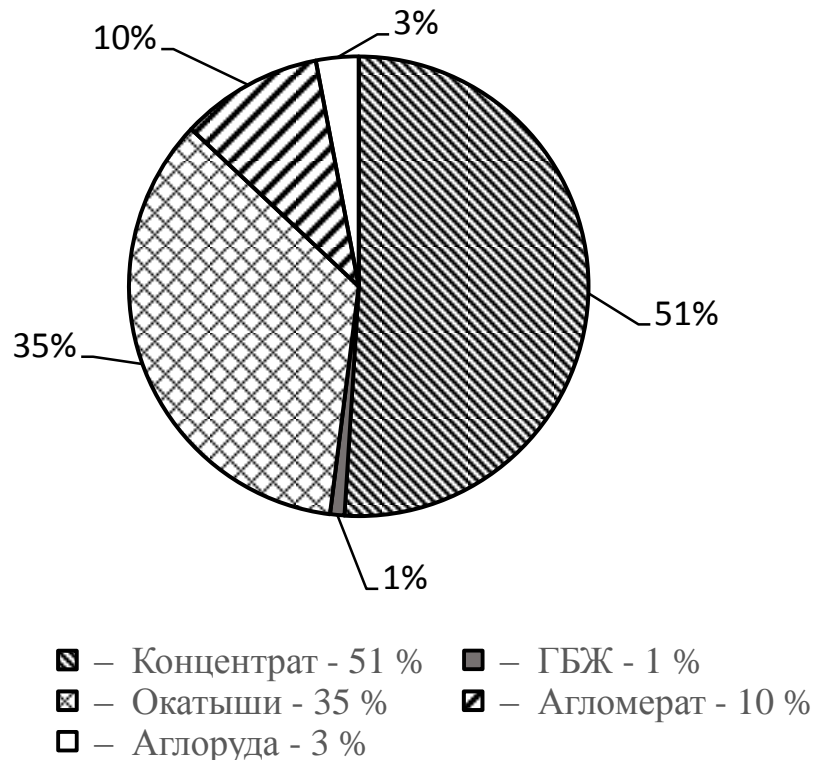


Рисунок 1.1 – Структура железорудной продукции России

1.2 Практика обогащения магнетитовых руд

Для обогащения железорудного сырья применяют сложные и весьма разнообразные технологические схемы. Сложность их определяется в основном составом и свойствами перерабатываемого сырья и тенденциями развития технологии обогащения, сложившимися в стране или на фирме. Кроме того следует отметить, что основное количество крупных предприятий, перерабатывающих такое сырье за рубежом, в России и странах СНГ построены в основном в 1960–1980 гг.

Для выделения железорудных концентратов за рубежом в зависимости от типа железных руд применяют разнообразные методы обогащения: магнитную и электрическую сепарацию, гравитационное обогащение, флотационные методы обогащения и комбинированные методы обогащения.

Гравитационное обогащение применяют в основном при переработке гематитовых руд. Магнитное обогащение применяют при переработке

магнетитовых руд. При обогащении гематит-магнетитовых руд применяют комбинированные схемы, например гравитационно-магнитные.

Например, железные руды месторождений «Мессабойн» и «Гефал» обогащают на фабрике «Марампа» (Сьерра-Леоне) по гравитационно-магнитной схеме с использованием в технологии для обработки обесшламленной руды конусов Райхерта, а для месторождений «Рипаблик» (США) и «Жерману» (Бразилия) используется технология обратной катионной флотации.

На обогатительных фабриках «Ла-Перла» (Мексика), «Уиксон» (Марокко), «Стип-Рок» (Канада), «Сан-Хаук» и «Сан-Николас» (Перу), «Табазимби» и «Сайшен» (ЮАР), «Том-Прайс» и «Уэлбек» (Австралия) руды обогащают в тяжелых суспензиях. Обогащение осуществляется на барабанных сепараторах и в гидроциклонах с использованием ферросилиция («Том-Прайс») или его смеси с магнетитом («Сайшен») [12, 69, 111].

В зарубежной практике известно широкое использование винтовой сепарации при переработке гематитовых руд. По данным фирмы «Хемпфрис» около 67% от общего количества выпускаемых винтовых сепараторов за рубежом установлено на железорудных фабриках [25, 111]. Винтовые сепараторы впервые были применены именно для обогащения железных руд (Шоберг, 1961 г.; Хендерсон, 1962 г.; Северсон, 1964 г. Шиллингс, 1968 г.), где было установлено до 1000 аппаратов. Характерным примером является предприятие «Квебек Картье», где работают 2300 винтовых сепараторов, а также «Маунт Райт», где установлено 4330 таких же аппаратов. Оба предприятия расположены в зоне железорудного пояса «Квебен-Лабродор» в восточной Канаде. Следует отметить также фабрику «Бонг» в Либерии, где установлено 2700 аппаратов, «Лейк-Джанин», «Керол-Лейк» (Канада) и др. [25]. Винтовая сепарация применяется самостоятельно или в комбинированных схемах в сочетании с магнитной сепарацией, флотацией или другими методами обогащения [11, 25].

В России в промышленных масштабах для обогащения гематитовых и магнетитовых руд винтовая сепарация не применяется, хотя и выполнены укрупнён-

ные лабораторные испытания для всех типов руд [30, 62, 88, 90, 93, 119] и для различных видов техногенного сырья [77, 95].

В настоящее время большинство предприятий перерабатывающих магнетитовое железорудное сырьё работают только с применением технологии магнитной сепарации. Типовая схема обогащения магнетитовой руды (Михайловский ГОК) приведена на рисунке 1.2.

Методом мокрой магнитной сепарации (ММС) измельченного железорудного сырья в хвосты выделяются только немагнитные зёрна пустой породы. Зёрна магнетита, богатые и бедные сростки переходят в магнитный продукт, в который попадают и немагнитные зёрна пустой породы за счет механического захвата и магнитной флокуляции сильномагнитных зерен. Поэтому скорость роста содержания железа в концентратах по стадиям обогащения невелика и растет только за счет раскрытия сростков при измельчении. Магнетит переизмельчается и транспортируется из стадии в стадию [115, 123]. Число стадий обогащения достигает три-пять и зависит от вкрапленности руды и требований к качеству концентрата.

Известно, что при получении высококачественного концентрата в циклах доводки повышение качества концентрата на 1 % в ныне действующем варианте технологии теряется до 3 % извлечения металла в концентрат, что и неудивительно, так как при измельчении до класса крупности минус 0,045 мм магнетит теряет 15–20 % своих магнитных свойств [37, 43, 54, 69].

Таким образом, задача магнитной сепарации сводится к максимальному извлечению магнетита в магнитный продукт независимо от степени его раскрытия и получению отвальных хвостов. Получение готового магнетитового концентрата, являющегося кондиционным продуктом, предусматривается лишь в последней стадии обогащения.

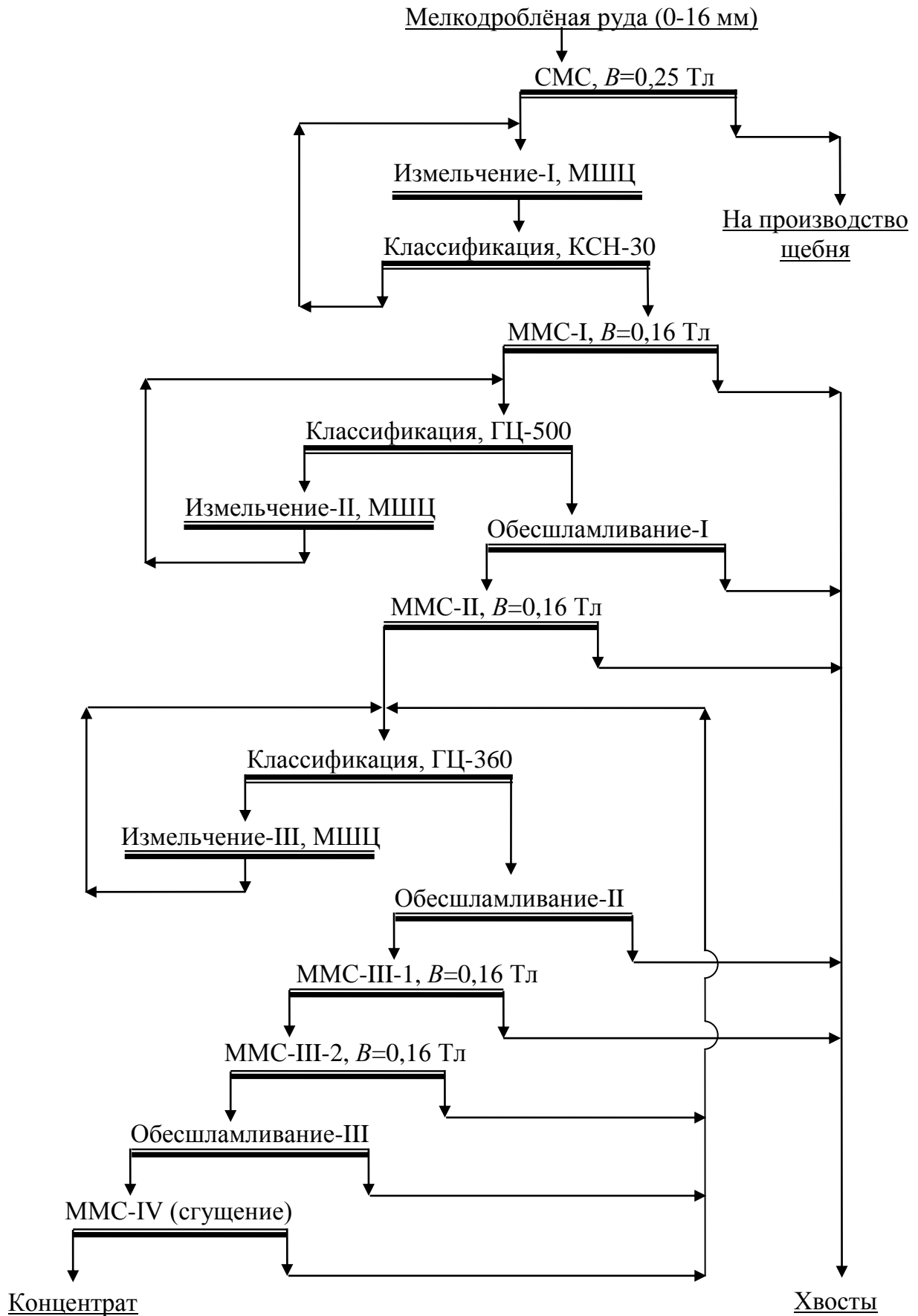


Рисунок 1.2 – Типовая схема обогащения магнетитовой руды (Михайловский ГОК)

С технологической точки зрения такое построение схемы обогащения нельзя назвать оптимальным, так как оно не обеспечивает выведение образовавшихся в процессе измельчения раскрытых зёрен магнетита в готовый концентрат. Данное обстоятельство связано с принципом работы магнитных сепараторов, которые не могут различить свободные частицы магнетита и его сростки, в процессе разделения селективно выводится нерудная масса с отвальным содержанием железа магнитного. При этом в магнитную фракцию извлекаются как свободные зёрна железосодержащих минералов, так и их сростки с породообразующими минералами. Последующее обогащение связано с дальнейшим раскрытием сростков в цикле измельчения, магнитной сепарацией с выводом в хвосты породообразующих минералов и повышением содержания железа в магнитной фракции.

Таким образом, значительное количество фактически готового концентрата в форме раскрытых зерен магнетита перетекает из одной стадии измельчения в другую, дополнительно измельчаясь и как следствие, как уже отмечалось, подвергаясь ошламованию.

Это является следствием низкой селективности современных конструкций магнитных сепараторов, на которых стадияльно выделять магнетит практически не возможно по трём причинам:

- контрастность магнитных свойств на границе разделения между магнитной рудной смесью и немагнитными породными минералами значительно выше, чем между элементами рудной смеси (магнетитом и сростками), а селективность сепараторов недостаточна для разделения раскрытых зерен магнетита и его сростков [43, 54, 59];

- магнитная флокуляция частиц магнетита в относительно сильном магнитном поле рабочей зоны сепаратора, вызывает захват бедных сростков и частиц пустой породы в концентрат [35, 36, 49, 50];

- высокая поверхностная физико-механическая активация материала в процессе измельчения вызывает адгезию частиц кварца на частицах магнетита.

Если первая причина связана с природными свойствами руд и частичное её устранение возможно в процессах самоизмельчения, то вторая и третья причины в

основном зависят от режима разделения и конструкции магнитного сепаратора, а именно применяемых повсеместно сепараторов серии ПБМ.

Негативные проявления технологии мокрой магнитной сепарации усугубляется неудовлетворительной работой гидроциклонов в операциях классификации чернового магнетитового концентрата в циклах измельчения.

Кроме того, анализ продуктов классификации показал, что тонкие фракции песков гидроциклонов, которые поступают на измельчение, обогащены свободным магнетитом, а сливы, направляемые на ММС, разубожены сростками магнетита с породообразующими минералами. Это отмечают на многих железорудных горно-обогатительных предприятиях. Нередко содержание железа в классе менее 0,071 мм песков гидроциклона II стадии измельчения практически соответствует качеству выпускаемого товарного концентрата на предприятии [9, 31, 48, 79, 110, 117, 129].

Многолетняя практика совершенствования технологических схем обогащения магнетитовых руд на большинстве железорудных обогатительных фабрик, как правило, шла по пути снижения крупности обогащаемого материала за счёт увеличения стадий измельчения с двух до трёх и даже до четырёх. При этом основной принцип построения технологических схем обогащения оставался неизменным: стадийное выведение отвальных хвостов, а концентрата – лишь в последней стадии магнитного обогащения.

Такой подход не даёт существенных преимуществ ни одной из известных схем независимо от глубины её развития, не обеспечивает высокого извлечения железа в концентрат из-за неизбежного переизмельчения рудных и нерудных минералов, ухудшает условия получения концентрата высокого качества и повышает удельный расход электроэнергии на обогащение.

Современные тенденции развития технологий и технических средств для их реализации свидетельствуют о необходимости комплексного подхода к проблеме обогащения магнетитового железорудного сырья [8, 129].

Один из эффективных способов, реализующих принцип «не измельчать ничего лишнего», является предварительная концентрация руды методом сухой

магнитной сепарации, позволяющая снизить количество материала, поступающего на измельчение и магнитную сепарацию [9, 38, 60, 70].

Резервом повышения качества концентратов и снижения их себестоимости является процесс мокрого самоизмельчения [9, 40].

Основные тенденции в современной переработке на железных руд на зарубежных ГОКах – это рост производственной мощности (до 200 млн т/год), увеличение размеров применяемого дробильно-измельчительного оборудования, широкое использование ИВВД (измельчающие валки высокого давления) и получение высококачественных железных концентратов с последующей металлизацией.

Из новейших проектов железорудных ГОКов мира, намеченных к пуску в ближайшие годы или уже строящихся, является доминирующей технология стадийной рудоподготовки на базе ИВВД [128, 132, 141, 144, 145, 148, 149, 152, 154].

Измельчающие валки высокого давления в настоящее время представляют собой хорошо конструктивно разработанное помольное оборудование, которое может заменять дробилки третьей и четвертой стадий дробления, а также стержневые мельницы.

Следует отметить, что проекты, находящиеся на различных стадиях реализации зарубежных железорудных ГОКов, базируются на технологии пресс-валкового дробления и шарового измельчения, признанной на современном этапе наиболее энергетически целесообразной для железных руд, особенно для магнетитовых кварцитов, отличающихся, как правило, трудной измельчаемостью. Она позволяет снизить энергозатраты на рудоподготовку за счет сокращения крупности питания шаровых мельниц до 1–3 мм, сократить число стадий измельчения с традиционных двух-трех до одной и сбросить до 40 % и более отвальных хвостов мокрой магнитной сепарацией перед шаровым измельчением, не усложняя технических решений фабрики введением операции сухой магнитной сепарации [128, 131, 135, 137, 138, 151].

Получение высококачественных концентратов, то есть глубокая переработка сырья, обеспечивает значительный прирост добавленной стоимости продук-

ции, что способствует выведению предприятия на более высокий уровень рентабельности [1, 128, 131, 138, 148].

Флотационная доводка концентратов имеет целью снизить содержание серы, кремнезема в форме кварца и силикатов и других лимитируемых примесей. Попутно снижается содержание щелочей (K_2O+Na_2O), которые в основном входят в состав силикатов [1, 15, 16, 20, 34, 52, 100, 101].

Одним из направлений совершенствования традиционных схем обогащения железорудного сырья может быть использование комбинированных методов обогащения, позволяющих успешно выделять раскрытые зерна магнетита на ранних стадиях обогащения, где создаются условия для выделения продукта, состоящего из частиц магнетита и богатых сростков, то есть высококачественного концентрата [68, 69, 101].

1.3 Анализ научно-исследовательских работ по стадийному выделению магнетитового концентрата

1.3.1 Повышение эффективности работы измельчительных и классифицирующих операций

Проблемы повышения качества железорудного сырья, выявление возможностей получения готовой продукции в межцикловых операциях с одновременным снижением ресурсозатрат на ряде предприятий (ОАО «ОЛКОН», ОАО «Карельский Окамыш») решается путём повышения результативности измельчительных и классифицирующих (разделительных) операций за счёт уменьшения объёмов технологических потоков, перераспределения их по обогатительным операциям [22, 23, 73].

Например, при обогащении руд Желтореченского месторождения отличительной особенностью новой технологии является применение дополнительной стадии классификации сливов спиральных классификаторов и стадии классификации песков второй стадии магнитной дешламации с последующими разделительными приёмами магнитной сепарации потоков несфлуктурированной рудной пульпы различного гранулометрического состава и стадийным выделением

кондиционных концентратов. Такой приём изменения технологических потоков внедрён на обогатительной фабрике СП «ВостГОК-Ашурст» и позволил на первых стадиях магнитной дешламации и магнитной сепарации сбросить до 50 % отвальных хвостов и выделить более 17 % кондиционного концентрата. На третью стадию измельчения и классификации поступает всего лишь одна треть материала в виде обогащённого промпродукта, содержащего не менее 60 % железа. На третьей стадии мокрой магнитной сепарации выделяется до 12 %, а на конечной стадии мокрого магнитного обогащения – до 19 % кондиционного концентрата. На всех стадиях обогащения выделяются также и отвальные хвосты. Массовая доля железа в концентрате увеличилась на 1,22–1,3 % без снижения выхода последнего, а извлечение металла в концентрат – на 1,5 % [121].

Изменение технологических потоков при обогащении железистых кварцитов Стойленского месторождения в узле классификации на гидроциклонах ГЦ-1000 и дешламации в магнитных дешламаторах позволило повысить качество конечного концентрата на 1,0 % [54].

На обогатительной фабрике ОАО «Качканарский ГОК», технологический процесс которой включает три стадии измельчения, классификации и мокрой магнитной сепарации, проверено введение операции предварительной классификации концентратов I и II стадий. Это позволило выделить готовый по крупности материал (выход 58,8 %) и направить его на конечную III-ю стадию. Зернистая часть концентрата II-ой стадии мокрой магнитной сепарации (выход 41,2 %) направляется по существующей технологии в III-ю стадию измельчения, классификации и мокрой магнитной сепарации. Предлагаемый способ изменения технологической схемы позволяет увеличить производительность секции на 4 т/ч, уменьшить удельные расходы на 1 т концентрата: электроэнергии около 3 кВт·ч/т, шаров на 0,126 кг/т [72].

На ОАО «Михайловский ГОК» разработана и испытана технология, включающая мокрую магнитную сепарацию песков гидроциклонов ГЦ-360 для выделения крупнозернистых хвостов, межстадиальную рециркуляцию измельченных продуктов и получение после каждой стадии измельчения кондиционных концен-

тратов. Разработанная и апробированная технология позволила увеличить содержание железа в концентрате на 0,67%, выход - на 0,07%, извлечение – на 0,71 %. Кроме того, разработанная технология предусматривает разделение хвостов на крупно- и тонкозернистые. Это создает предпосылки для использования крупнозернистых хвостов при производстве облицовочной плитки и силикатного кирпича, а тонкозернистых – при производстве ячеистого бетона.

1.3.2 Магнитная сепарация в слабом поле

Во многих работах показана возможность реализации стадийного получения готового концентрата при магнитной сепарации в слабом поле. Результаты исследований ММС различных продуктов обогащения показали, что наибольшая эффективность отделения магнетита от сростков с породой достигается при более низкой напряжённости магнитного поля 15,9–23,9 кА/м [35, 49]. При снижении напряжённости магнитного поля с 79,6 до 15,9 кА/м массовая доля железа в магнитном продукте возрастает до кондиционного. Немагнитный продукт (сростки и порода с включениями магнетита) может быть направлен на доизмельчение и обогащение, а магнитные продукты являются высококачественными концентратами. Отсюда следует, что мокрая магнитная сепарация в постоянном магнитном поле напряжённостью 15,9–23,9 кА/м может быть использована для стадийного получения кондиционных концентратов [9, 24].

Для реализации технологии выведения готового концентрата в начальных стадиях обогащения обогатительный использован агрегат на базе серийных магнитных сепараторов типа ПБМ-ПП-90/250, состоящий из загрузочного устройства и двух магнитных сепараторов, установленных последовательно. Первый из них с высокой напряжённостью магнитного поля служит для сепарации магнитных и немагнитных зёрен. Часть магнитной системы второго сепаратора (с меньшим количеством магнитных пластин) имеет низкую напряжённость магнитного поля и служит для сепарации раскрытых рудных зёрен от сростков рудных зёрен с пустой породой. Таким образом, сепаратор с меньшей напряжённостью магнитного поля может служить в качестве перемесочной операции для магнитного продукта,

полученного на первом сепараторе. При обогащении на обогатительной фабрике руды с месторождения Малый Куйбас и горы Магнитной выделено 10 % готового концентрата с массовой долей железа 64,5 %; 42 % отвальных хвостов и 48 % промпродукта, который подвергается обогащению по действующей схеме. При этом в целом по схеме выход концентрата увеличивается на 0,3 %, а потери металла снижаются на 0,13 % [106].

Однако магнитная сепарация в барабанных сепараторах при понижении напряжённости магнитного поля до 36–40 кА/м сопровождается большими потерями тонкоизмельчённого магнетита. Это объясняется тем, что с уменьшением крупности частиц магнетита менее 0,050 мм их магнитная восприимчивость резко снижается и становится сравнимой или меньшей, чем у сростков магнетита с породообразующими минералами и в слабом поле эти частицы попадают в немагнитную фракцию [65].

Для секций по производству концентрата для агломерации обогатительной фабрики ОАО «Качканарский ГОК» «Ванадий» разработана технология стадийного выделения концентрата с применением магнитной сепарации, реализующей разделение не только по магнитным свойствам, но и, частично, по крупности. В качестве основного продукта для получения концентрата принят магнитный продукт III стадии мокрой магнитной сепарации [76, 79, 80, 81].

Анализ распределения железа по классам крупности в этом продукте показал, что магнетит концентрируется в мелких классах, так в классе менее 0,071 мм массовая доля железа практически всегда составляет 61 % и выше. Массовая доля железа в концентрате для производства агломерата должна быть не менее 60,8 %, поэтому часть этого магнитного продукта является готовым концентратом. Исходя из этого в Уральском государственном горном университете, разработан опытный образец магнитного сепаратора на основе серийного сепаратора ПБМ-90/250. Барабан и магнитная система сепаратора остались прежними, подверглась изменению ванна сепаратора, в результате которых удалось добиться некоторого расслоения материала по крупности по глубине ванны. При сепарации в верхних слоях пульпы (в зоне повышенной напряжённости магнитного поля) движутся

более тонкие частицы, а в нижних слоях (в зоне пониженной напряжённости) – более крупные [76, 79, 80, 81].

Разработанный магнитный сепаратор был установлен на технологической секции по производству концентрата для агломерации. Магнитная сепарация осуществлялась в два приёма: на первом приёме ММС-III-1 выводились отвальные хвосты, на втором приёме ММС-III-2 – готовый концентрат. Немагнитный продукт операции ММС-III-2 направлялся в третью стадию измельчения и на дальнейшее обогащение по существующей технологии. Сепараторы операций ММС-III-1 и ММС-III-2 установлены на одной отметке и скомпонованы как двухбарабанный сепаратор. В результате испытаний показана возможность получения готового концентрата при выходе 22,2 % с массовой долей железа 61,8 % и при извлечении 23,1 % от операции. При этом прирост содержания железа в концентрате составило 2,5 %, а по классу минус 0,071 мм – на 2,8 % [76, 79, 80, 81].

1.3.3 Магнитная сепарация в переменном магнитном поле

Продолжаются исследования в области создания способов и аппаратов на основе применения комбинированных физических воздействий на разделяемый материал, таких как магнитно-центробежное, магнитно-гидравлическое и магнитно-гравитационное разделение [36, 41].

Магнитная сепарация в центробежных, переменных, бегущих, пульсирующих, комбинированных и других магнитных полях – достаточно эффективный процесс для селективного магнитного обогащения, который позволяет реализовать энергосберегающие технологии магнитного обогащения за счёт эффективного вывода в голову процесса раскрытого магнетита [143]. Магнитные сепараторы данного типа конструируются на основе управления магнитной флокуляцией во вращающемся магнитном поле.

В сепараторах с бегущим магнитным полем вращается магнитная система внутри барабана (неподвижного или вращающегося с меньшими оборотами). При этом повышается частота смены полярностей магнитного поля, что приводит к вращению и разрушению магнитных флокул и прядей, высвобождению из них за-

путавшихся немагнитных частиц и, как следствие, к повышению качества концентрата [42, 78, 79].

В настоящее время промышленные сепараторы с бегущим магнитным полем в России не выпускаются, что связано, по всей видимости, с их более сложной конструкцией по сравнению с барабанными сепараторами. Разработка промышленного высокопроизводительного сепаратора позволит рассматривать метод обогащения в переменных магнитных полях как один из возможных методов стадийного выделения концентрата и повышения его качества.

В НТЦ «Горно-обогащительные модульные установки» МГИ НИТУ МИСиС продолжаются экспериментально-конструкторские и технологические исследования по созданию высокоселективных магнитных сепараторов, способных реализовать стадийное получение товарных концентратов по мере раскрытия магнетита [1, 40]. Установлено, что одним из направлений повышения селективности магнитной сепарации является вращение магнитной системы для повышения частоты магнитного поля, от которой зависит эффективность магнитной сепарации.

Промышленные испытания проведены на ОАО «Михайловский ГОК» и ОАО «Лебединский ГОК», которые показали перспективность разработанных в НТЦ МГИ НИТУ МИСиС высокоселективных магнитных сепараторов типа ВСПБМ-32,5/25 [75] с вращающейся магнитной системой и сепаратора типа ПМС-90/50.

При конструировании учтены и решены в той или иной степени вопросы негативного момента флокулообразования в процессе магнитной сепарации:

- управление ростом флокул в условиях перемешивания, когда в их ядро попадают только чистые магнетитовые зёрна и такие флокулы переходят затем в концентрат;
- постоянное разрушение флокул в процессах сепарации;
- разрушение флокул между процессами сепарации;
- ослабление флокулообразования за счёт снижения напряжённости внешнего намагничивающего поля в сепараторе;

– очистка магнетитовых флокул от зёрен пустой породы механическими воздействиями на их структуру.

Таким образом, можно заключить, что в последние годы успешно развиваются исследовательские работы в области применения магнитных полей различной конфигурации с целью повышения селективности магнитного разделения. Вместе с тем применение комбинации градиентного и бегущего полей создаёт вращающий момент частиц с магнитными свойствами, величина которого имеет один порядок для частиц с различным содержанием магнитной фракции и чистых магнитных зёрен в силу близости их магнитных восприимчивостей. Это обстоятельство приводит к равновероятному попаданию как сростков в магнитный продукт, так и магнитных частиц в промпродукт, что отрицательно сказывается на качестве магнитного продукта. Способы разделения, заключающиеся в воздействии на частицы вращающегося магнитного поля и низкочастотных вибраций, при которых магнитное поле реверсируется синхронно с вибрациями или бегущее поле включается синхронно вибрациям, позволяет повысить эффективность разделения, но в тоже время приводит к выносу тонких магнитных частиц во фракцию промпродукта [65].

1.3.4 Магнитно-гравитационная сепарация

Работы по изучению магнитно-гравитационного разделения позволили создать серию конструкций магнитно-гравитационных аппаратов различного назначения [86, 117, 124, 125].

Рассмотрим данное направление вывода готового концентрата на примере обогатительной фабрики ОАО «Лебединский ГОК» [117, 125]. Магнетитовые концентраты I и II стадий обогащения представляют собой продукты, содержащие в основном две фазы: свободный магнетит и его сростки с породообразующими минералами. Эти фазы отличаются не только массовой долей железа, но и плотностью, и магнитными свойствами. Концентраты, полученные в I-III стадиях обогащения, содержат соответственно 69,2; 83,5 и 92,4 % свободного магнетита. На долю сростков, которые сконцентрированы в основном в крупных классах, в ука-

занных концентратах приходится соответственно 18,7; 9,9 и 5,5 % железа. Причём сrostки магнетита имеют плотность в пределах 3900–4600 кг/м³, что значительно меньше плотности свободного магнетита. Вывод сrostковой фракции позволит постадиально выделять из концентратов I–III стадий обогащения концентраты высокого качества.

Однако из-за близости магнитных свойств тонких (менее 0,02–0,03 мм) частиц магнетита и относительно крупных (более 0,05 мм) сrostков перераспределение концентратов на существующих барабанных сепараторах с постоянными магнитами протекает неэффективно. Применение магнитной дешламации также не решает задачу удаления из концентрата грубозернистой сrostковой фракции.

Исходя из особенностей вещественного состава железорудных концентратов, их доводка может быть эффективно осуществлена путём одновременного разделения слагающих минеральных комплексов по плотности и магнитным свойствам. Этому принципу наиболее полно отвечает магнитно-гравитационный способ сепарации (МГ-сепарация). Сущность МГ-сепарации заключается в следующем. При наложении на магнетитовую суспензию, находящуюся в заданном гидродинамическом режиме, объемного электромагнитного поля напряженностью 4–16 кА/м и с градиентом неоднородности до 4 кА/м² ферромагнитные частицы под действием магнитных и гравитационных сил переходят в нижнюю часть потока суспензии с образованием сгущенного подвижного слоя. При этом немагнитные частицы и их сrostки восходящими водными потоками выносятся в верхний слой суспензии и удаляются в виде слива (хвостов). Особенность процесса заключается в том, что разделение осуществляется во всём объёме суспензии, а время сепарации можно регулировать в широких пределах путём изменения объёма концентрированного ферромагнитного слоя. Благодаря «утяжелению» магнитных частиц электромагнитным полем скорость восходящего водного потока можно увеличить для обеспечения вывода в слив крупных немагнитных частиц, а также сrostков. Селективность разделения минеральных комплексов по магнитным свойствам и плотности обеспечивается путём регулирования напряжённости магнитного поля и скорости восходящего водного потока.

Для практического осуществления МГ-сепарации разработан магнитно-гравитационный сепаратор с автоматической системой управления с учётом кинетической особенности магнитно-гравитационного разделения [114]. Результаты испытаний МГ-сепарации при доводке железных концентратов (ОАО «Лебединский ГОК») изложены в работах [113,116, 117]. При этом показана возможность получения из концентрата пятой магнитной сепарации за один приём высококачественного продукта с массовой долей железа 70,3 % и 2,1 % диоксида кремния при извлечении железа от операции 97,25 %, а из концентрата III магнитной сепарации – концентрат с массовой долей железа 69,7 % при извлечении 97,1 %. Основной эффект достигается за счёт перевода в слив бедной по железу грубозернистой фракции, которую после сгущения целесообразно направить на доизмельчение.

Для вывода качественных концентратов в I и II стадиях обогащения черновые концентраты с массовой долей железа 55–60 % подвергаются классификации методом тонкого грохочения по граничному классу крупности соответствующему раскрытию магнетита и требованиям к качеству готового концентрата. Необходимость тонкого грохочения обусловлена также тем, что параметры МГ-сепарации зависят от крупности обогащаемого материала. Предварительная классификация по классу 0,071 мм методом тонкого грохочения и последующая МГ-сепарация продуктов классификации магнетитового концентрата I стадии обогащения позволяют сразу вывести кондиционный концентрат (более 40 % от концентрата I стадии) и 14,8 % отвальных грубозернистых хвостов. Доизмельчение до 92-95 % класса менее 0,05 мм подвергается только около 40 % чернового концентрата. Из концентрата II стадии обогащения МГ-сепарация обеспечивает получение высококачественного концентрата без доизмельчения.

Таким образом, использование МГ-сепарации на обогатительной фабрике ОАО «Лебединский ГОК» позволяет получать концентрат с массовой долей железа не ниже 68,5 % по двухстадиальной схеме обогащения. При этом энергоёмкость производства концентрата снижается на 20–30 % по сравнению с существующей технологией.

Однако, в случае сепарации грубозернистых полидисперсных черновых магнетитовых концентратов, содержащих не более 50-60 % класса минус 0,05 мм, вследствие низкой эффективности МГ-сепарации классов более 0,10 мм и больших потерь при этом мелких свободных рудных частиц (менее 0,02–0,04 мм) с грубозернистыми продуктами МГ-сепарация не обеспечивает получение готового концентрата в виде тонкозернистого продукта. Это объясняется тем, что параметры МГ-сепарации зависят от крупности классифицируемого продукта: напряжённость магнитного поля изменяется обратно пропорционально, а скорость восходящего потока прямо пропорционально крупности частиц.

Таким образом, можно заключить, что метод магнитно-гравитационной сепарации, который осуществляется по трём физическим признакам: крупность, плотность и магнитные свойства минеральных комплексов позволяет эффективно выводить из процесса обогащения свободную рудную фазу только из классов менее 0,1 мм.

Повышение эффективности выделения готового концентрата может быть достигнуто путём предварительной классификации чернового магнетитового концентрата методом тонкого грохочения с последующей МГ-сепарацией тонкозернистой фракции. Грубозернистые хвосты и грубозернистую фракцию грохочения направляют на дораскрытие сростков магнетита в измельчение [71]. Выбор класса крупности при грохочении определяется, исходя из степени раскрытия рудных минералов исходном черновом концентрате.

1.3.5 Тонкое грохочение

На железорудных обогатительных фабриках для классификации измельчённого материала традиционно используются гидроциклоны, которые являются достаточно дешёвыми устройствами, не требующими больших производственных площадей и значительных капитальных затрат. Однако установлено, что при обогащении железных руд, содержащих магнетит, гидроциклоны не обеспечивают эффективного разделения материала по крупности [57, 110, 116, 142]. Это обусловлено тем, что в рабочей зоне аппарата разделение частиц минералов проис-

ходит не только по крупности, но и по плотности. Рудные и породообразующие минералы существенно различаются по плотности: магнетит $4900\text{--}5200\text{ кг/м}^3$, а, например, кварц – около 2700 кг/м^3 . Из-за разности в плотности в процессе классификации возникают две проблемы. Во-первых, сростки «уходят» со сливом гидроциклона и остаются в магнетитовом концентрате, вызывая повышение массовой доли диоксида кремния. Во-вторых, свободные зерна магнетита поступают в пески гидроциклона и переизмельчаются. Это явление при классификации в гидроциклонах получило название «эффект удельного веса» [116]. В обычном гидроциклоне, применяемом при классификации железорудного сырья, частицы кварца крупностью $0,30\text{ мм}$ будут двигаться с той же скоростью, что и частицы свободного магнетита крупностью $0,06\text{ мм}$. Сростки будут вести себя согласно их размеру и фактической плотности, но, как правило, их больше в сливе гидроциклона.

При работе гидроциклона в замкнутом цикле наблюдается тенденция увеличения процента сростков в сливе (из-за «эффекта удельного веса») и переизмельчения магнетита, так как свободный магнетит возвращается на измельчение с песками гидроциклона. При последующей магнитной сепарации сростки, имеющие небольшие включения магнетита, извлекаются в магнитную фракцию и остаются в концентрате.

Поэтому для решения проблемы эффективного разделения материала по крупности корпорацией Derrick (США) разработаны и предложены высокочастотные грохоты, особенностями которых являются оригинальный вибрационный привод и рациональное использование активной поверхности грохота за счёт распределения питания [57, 142].

Из всех высокочастотных виброгрохотов корпорации «Derrick Corporation», работающих на комбинатах по обогащению железорудного сырья, около 45 % машин используются для удаления сростков из магнетитовых концентратов в надрешётный продукт. Подрешётный продукт представляет собой конечный концентрат высокого качества с приемлемой массовой долей диоксида кремния.

Виброгрохоты корпорации «Derrick Corporation» с целью классификации или выделения готовых концентратов получили распространение на многих фабриках США, Канады, Бразилии [134, 136, 140, 146, 150, 153].

Еще один пример – ГПО «Соколовско-Сарбайское» (Казахстан), одно из крупнейших предприятий по производству железорудного концентрата на территории СНГ. Высокочастотные грохоты применяются для получения магнетитового концентрата с массовой долей железа более 68 % и для исключения одной из стадий измельчения на каждой из секций обогащения, что приведет к радикальному снижению затрат (в том числе и энергозатрат) на измельчение [5].

Тонкое грохочение используется на большом количестве железорудных предприятий для снижения массовой доли диоксида кремния в конечном концентрате. Путем отсева классов $-0,075+0,053$ мм из конечного магнитного концентрата с использованием тонкого мокрого грохочения уровень массовой доли диоксида кремния может быть снижен до 1–1,5 %. Инвестиционные и эксплуатационные затраты при тонком грохочении значительно ниже, чем при достижении тех же технологических параметров дальнейшим измельчением либо пенной флотацией.

На некоторых комбинатах в качестве доводочной операции применяют тонкое грохочение (ОАО «Карельский Окамыш»), позволяющее повысить массовую долю железа с 65,7 до 67,6 % и одновременно увеличить извлечение металла с 76,4 до 78 %.

В настоящее время на ОАО «Олкон» находятся в эксплуатации 20 единиц грохотов «Stack SizerTM» корпорации «Derrick Corporation» [66, 126], при этом достигнуто существенное снижение энергопотребления измельчительного передела, выразившееся в уменьшении количества эксплуатируемых мельниц с двух до одной во второй стадии измельчения. Отличительной особенностью данного проекта от известных технологических решений является применения тонкого грохочения в первой стадии обогащения (после операции основной магнитной сепарации).

Однако получение кондиционного магнетитового концентрата с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 65,7 % из подрешетного продукта тонкого грохочения с целью стадияль-

ного вывода применением только стандартной магнитной сепарации оказалось весьма затруднительным и требует применения более селективных методов разделения, одним из которых является магнитно-гравитационное обогащение в однородном магнитном поле и восходящем магнитном потоке.

Исследованиями Горного института КНЦ РАН показано, что применение магнитно-гравитационного разделения в технологии получения магнетитсодержащих концентратов в комбинации с тонким грохочением позволяет уже в начальных стадиях обогащения технологических схем выводить из процесса готовый концентрат требуемого качества за счет высокой эффективности МГ-сепарации при разделении узкоклассифицированных продуктов, каковым является подрешётный продукт операции тонкого грохочения.

Изучение кинетики магнитно-гравитационного разделения при известных свойствах разделяемого материала позволило разработать критерии оптимизации конструктивных решений и прогнозировать технологические показатели МГ-сепарации. В практическом плане эти результаты будут использованы для создания новой конструкции магнитно-гравитационного аппарата, обеспечивающего максимально высокие показатели разделения за счет реализации полученных в последние годы теоретических технологических результатов исследований.

Несмотря на кажущуюся простоту тонкого грохочения, на практике технологи предприятий столкнулись с некоторыми проблемами, такими как:

- низкая эффективность грохочения мелких классов крупности;
- высокая стоимость просеивающих поверхностей;
- невозможность получения высококачественного концентрата.

Существенным недостатком при использовании тонкого грохочения с целью выведения готового концентрата на ранних стадиях обогащения является и то, что в подрешётный продукт (готовый концентрат) не попадает крупный свободный магнетит, а невысокая эффективность операции грохочения обуславливает потери тонких классов магнетита в надрешётном продукте, которые поступают в процесс измельчения с надрешётным продуктом.

1.3.6 Флотация

В ЗАО «Механобр инжиниринг» проведены лабораторные исследования по стадийному выделению железорудных концентратов методом флотации из магнетитовых кварцитов. Исследования выполнены на концентратах магнитной сепарации после второй стадии измельчения железистых кварцитов ОАО «Лебединский ГОК», ОАО «Стойленский ГОК», ОАО «Михайловский ГОК» и ОАО «Карельский Окамыш» [101].

В практике флотации железосодержащего сырья применяют три основных метода: флотацию железных минералов анионными собирателями в кислой среде («прямая флотация»), флотацию минералов пустой породы (кремнезема) анионными собирателями в щелочной среде («обратная анионная флотация») или катионными собирателями («обратная катионная флотация»).

Высокое содержание железа в магнетитовых концентратах и промпродуктах и небольшое количество шламов являются фактором в пользу применения обратной катионной флотации для снижения количества кремнезема в концентратах.

С целью оценки эффективности действия катионных собирателей при флотации различных магнетитовых концентратов испытывались:

- реагент АНП (первичные технические амины, на основе парафинов с числом углеродных атомов 13–15);
- Лилофлоты (ацетаты и диацетаты алкиламинов, эфираминов, эфирдиаминов) из Швеции;
- флотигама (ацетаты алкилэфирамина) из Германии;
- ацетаты и хлориды первичных дистиллированных аминов (Россия).

На основании предварительной оценки селективности с учетом расхода и ориентировочной стоимости из испытанных собирателей были выбраны Лилофлоты.

Изучение процесса обратной катионной флотации на чистых минералах показало, что извлечение кварца из его смеси с магнетитом (соответственно 10 и 90 %) наиболее эффективно происходит в нейтральной и слабощелочной среде за

счет их различной флотационной активности по отношению к катионному собирателю. Крахмал депрессировал магнетит и не влиял на флотацию кварца.

Установлено, что флотация в схемах обогащения магнетитовых кварцитов некоторых отечественных фабрик может быть использована для получения части готовых концентратов после второй стадии измельчения (таблица 1.4).

Таблица 1.4 – Результаты исследований стадийного выделения концентратов методом флотации

Предприятие	Продукты	Выход*, %	Массовая доля Fe _{общ.} , %	Извлечение*, %
Лебединский ГОК	Fe концентрат II стадии (камерный продукт)	32,8	68,4	69,5
	Хвосты (пенный продукт)	9,2	36,9	10,5
	Исх.: Концентрат магнитной сепарации II стадии	42,0	61,7	80,2
ОАО «Карельский окатыш»	Fe концентрат II стадии (камерный продукт)	20,9	68,5	47,5
	Хвосты (пенный продукт)	19,1	49,2	31,2
	Исх.: Концентрат магнитной сепарации II стадии	40,0	59,3	48,7

Примечание: * – показатели от исходной руды.

При обратной катионной флотации в открытом цикле из концентратов магнитной сепарации после второй стадии измельчения получено:

– на Лебединском ГОКе при крупности измельчения 77 % класса менее 44 мкм 32,8 % готового железного концентрата с содержанием железа 68,4 % и кремнезема 4,6 %;

– на ОАО «Карельский окатыш» – 20,9 % готового железного концентрата с содержанием железа 68,5 % и кремнезема 4,5 %.

Сокращение объема измельчения в третьей стадии позволит уменьшить энергозатраты и как следствие повысить рентабельность производства. Предварительный расчет экономии электроэнергии от стадийного выделения концентрата на ОФ-3 ОАО «Лебединский ГОК» флотацией составит 54270 кВт·ч/год, в третьей стадии измельчения из эксплуатации высвободится 4 мельницы.

Высокое содержание железа в исходных продуктах для стадийного выделения готового железного концентрата предопределяет целесообразность приме-

нения, режима «обратной катионной флотации», имеющего высокую селективность разделения магнетита от кварца при его преобладании в породообразующих минералах. Однако, в магнетитовых рудах, где пустая порода, кроме кварца, представлена другими железосодержащими силикатами, в основном амфиболами и пироксенами, которые имеют близкие флотационные свойства с оксидами железа, и тесное взаимопрорастание рудных и породных минералов делают невозможным получение качественных концентратов. Данное обстоятельство объясняется отсутствием эффективного разделения минералов с близкими флотационными свойствами оксидов железа и железистых силикатов, депрессированных крахмалом.

Кроме того, внедрение флотационной технологии на железорудных обогатительных фабриках, отличающихся значительными объемами перерабатываемой руды, повлечет обострение экологической обстановки вследствие воздействия флотореагентов на окружающую среду.

Совершенно очевидно, что при выборе метода стадийного вывода железных концентратов в приоритете будут экологически чистые технологии.

1.3.7 Гравитационное обогащение

Гравитационный метод можно использовать для обогащения магнетитовых руд, в том числе и для стадийного выделения концентрата, так как магнетит имеет повышенную плотность по сравнению с минералами вмещающих пород [3, 11, 12, 25, 79, 130].

Необходимо отметить, что винтовая сепарация, основанная на разделении минералов по плотности, может позволить решить проблему вывода всех раскрытых минералов с высокой плотностью из процессов обогащения железорудного сырья [99].

Исследования с целью определения возможности применения винтовых сепараторов в технологии переработки железных руд Коршуновского месторождения проведены в Иргиредмете [112]. В задачу исследований входила оценка возможности выделения свободных зерен магнетита из магнитных продуктов техно-

логической схемы в кондиционный концентрат с использованием винтовых сепараторов. Обогащению на винтовых сепараторах были подвергнуты промпродукт ММС первой стадии и пески гидроциклонов и получены положительные результаты:

- из промпродукта первой ММС получен концентрат с содержанием 64,2 % железа при извлечении 40,0 % от операции;
- при обогащении песков гидроциклона выделен товарный концентрат с содержанием 63,67 % железа при извлечении 62,57 % от операции.

Разработаны рекомендации и предложения с целью уточнения технологических показателей и технической возможности внедрения на стадии промышленных испытаний.

На Оленегорской фабрике гравитационному обогащению на винтовых сепараторах подвергались как хвосты основной магнитной сепарации с целью извлечения гематита, так и магнитный продукт первой стадии ММС. Минералогический просмотр чернового концентрата первой стадии магнитного обогащения показал, что около 40 % магнетита находится в виде свободных зёрен, а остальная часть в виде сростков. Для отделения свободного магнетита от сростков магнитный продукт крупностью 26,8 % менее 0,071 мм и содержанием 50,2 % железа поступал на винтовую сепарацию. После двух перечисток был получен магнетитовый концентрат с содержанием 69-70 % железа при выходе 38 % и извлечении 52,8 % от операции. Отмечено о полученных преимуществах: на 17-20 % может быть уменьшено количество материала, поступающего во вторую стадию измельчения, и что значительно сократит потери магнетита за счет снижения ошламования и переизмельчения во второй стадии измельчения [112].

Промышленное использование винтовых сепараторов для стадийного выделения концентрата впервые в России было осуществлено на Высокогорском ГОКе, на котором перерабатываются скарновые магнетитовые руды Тагило-Кушвинской группы с преобладанием тонкой и частично мелкой рудной вкрапленностью (0,071-1 мм) [74, 79, 96, 97, 119]. Схема участка мокрого магнитного обогащения Высокогорского ГОКа включает две стадии измельчения в замкнутом

цикле и три стадии мокрой магнитной сепарации. Для такой схемы выделять часть готового концентрата возможно из магнитного продукта операции мокрой магнитной сепарации первой стадии (ММС-I), из слива шаровой мельницы и из песков гидроциклонов второй стадии измельчения. Исходя из возможности компоновки винтовых сепараторов СВ-3-750 (8 шт.) в существующем корпусе, было принято решение выделять концентрат из слива мельницы второй стадии [96].

Применение винтовой сепарации в замкнутом цикле измельчения второй стадии позволило получить концентрат требуемого качества из слива шаровой мельницы при выходе 9,1 %. Доля концентрата винтовой сепарации по отношению к суммарному концентрату составила 22 %. Суммарный выход концентрата не уменьшился по сравнению со стандартной схемой (было отмечено некоторое увеличение выхода концентрата и извлечения железа в концентрат) [96].

1.4 Постановка задач исследований

Традиционные пути совершенствования технологии обогащения железорудного сырья – это применение более развитых схем магнитной сепарации при снижении крупности обогащаемого материала с двумя, тремя и даже с четырьмя стадиями измельчения. Это неизбежно приводит к переизмельчению рудных и нерудных минералов и ухудшает условия получения концентрата высокого качества, не обеспечивает высокого извлечения железа в концентрат и ведет к увеличению числа аппаратов, задействованных в процессе обогащения. Все это, в конечном счете, приводит к увеличению затрат на переработку руды и повышению себестоимости одной тонны концентрата.

При этом основной принцип построения технологических схем обогащения остается неизменным: стадийное выведение отвальных хвостов, а концентрата – лишь в последней стадии магнитного обогащения. Это не даёт существенных преимуществ ни одной из известных схем независимо от глубины её развития.

Современные тенденции развития техники и технологии для их реализации свидетельствуют о необходимости комплексного подхода к проблеме обогащения железорудного сырья. Тем более установлено, что на современных предприятиях

уже после первой стадии измельчения в измельчённой руде, помимо большого количества раскрытых зёрен пустой породы, присутствует значительная часть раскрытых зёрен магнетита (до 30–60 %). По сути это готовый концентрат, который необходимо выводить из последующих циклов измельчения, уменьшая тем самым степень переизмельчения магнетита и потери его с отвальными хвостами.

Экономической предпосылкой стадийного вывода концентрата является снижение эксплуатационных затрат процесса обогащения, включая расход электроэнергии на железорудных обогатительных фабриках. Расход электроэнергии на фабриках обусловлен особенностями вещественного состава перерабатываемых руд, схемами рудоподготовки и обогащения, конечной крупностью измельчения и другими факторами. Например, в ОАО «Карельский Окамыш» расход электроэнергии на одну тонну руды – 20,1 кВт·ч, в ОАО «Стойленский ГОК» – 25,6 кВт·ч, в ОАО «Михайловский ГОК» – 29,1 кВт·ч, в ОАО «Лебединский ГОК» – 22,8 кВт·ч.

В настоящее время в среднем расход электроэнергии на отечественных обогатительных фабриках, перерабатывающих железорудное сырьё, составляет 42–48 % себестоимости обогащения, из них 60–70 % приходится на измельчение. В связи с повышением ростом цен на электроэнергию возникла необходимость создания энергосберегающих технологий, что в настоящее время является актуальным.

Первоочередная задача развития любого горно-обогатительного комбината, перерабатывающего железорудное сырьё, состоит в существенном снижении себестоимости производства товарной продукции и повышении её металлургической ценности, а значит и в увеличении разницы между ценой и себестоимостью. Выделение не только хвостов, но и готового концентрата, начиная с первой стадии, является перспективным решением этой проблемы.

Приведенный в диссертационной работе обзор научно-исследовательских работ и возможных способов стадийного вывода магнетитового концентрата, позволяет сделать вывод о том, что:

– перечисленные способы решения рассматриваемой задачи с использованием различного вида магнитных полей не имеют реальных конструкций аппаратов для промышленных предприятий;

– применение флотационного метода сопряжено с обострением экологической обстановки, а разработанные режимы для железистых кварцитов не могут быть использованы для других типов магнетитовых руд;

– существенным недостатком при использовании тонкого грохочения является то, что в подрешётный продукт – готовый концентрат не попадают крупные свободные зёрна магнетита, а невысокая эффективность операции грохочения обуславливает потери тонких классов магнетита с надрешётным продуктом, которые поступают в процесс измельчения.

Внедрение комбинированной гравитационно-магнитной схемы обогащения магнетитовых руд с выделением концентрата по мере раскрытия магнетита на основе применения экологически чистой энергосберегающей технологии винтовой сепарации является одним из наиболее перспективных направлений развития технологий обогащения магнетитовых руд.

Применение технологии винтовой сепарации с технологической точки зрения позволит решить кардинально проблему стадийного выделения концентрата по мере раскрытия магнетита, позволив одновременно снизить себестоимость обогащения руды.

К настоящему времени винтовая сепарация магнетитовых продуктов является недостаточно изученным процессом при обогащении магнетитовых руд. Поэтому исследования в этой области являются актуальными.

В диссертационной работе исследуются пути решения проблемы стадийного выведения магнетитовых концентратов из циклов измельчения с целью сокращения технологических потоков, повышения извлечения железа и рентабельности обогатительного передела на основе использования винтовой сепарации.

Идея стадийного выведения из операций не только породных минералов, но и магнетита актуальна, правильна, но не нова, она выражает ещё один из способов реализации правила Чечотта «не измельчать ничего лишнего».

На основе проведённого обзора возможных способов и методов выведения раскрытых зёрен магнетита в концентрат по мере его раскрытия при измельчении в диссертационной работе сформулированы следующие задачи исследований:

1. Изучение особенностей гидродинамики водного потока и механизма разделения частиц по плотности в винтовых аппаратах.
2. Выявление закономерностей влияния параметров винтового сепаратора и технологических факторов на эффективность процесса винтовой сепарации при выделении готового магнетитового концентрата на ранних стадиях обогащения.
3. Разработка гравитационно-магнитной схемы обогащения магнетитовой руды со стадийным выделением концентрата с помощью винтовой сепарации.

2 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА МАГНЕТИТОВЫХ РУД И МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ

Основные технологические свойства магнетитовых руд рассмотрены применительно к магнетитовым рудам различных месторождений, перерабатываемых на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики, так как технология стадийного выделения концентрата с помощью винтовой сепарации разработана и испытана в промышленных условиях на этой фабрике.

Абагурская обогатительно-агломерационная фабрика является филиалом ОАО «ЕвразРуда», входящего в состав ОАО «ЕвразХолдинг» как рудоперерабатывающее подразделение.

2.1 Минеральный состав скарновых магнетитовых руд Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики

Абагурская обогатительно-агломерационная фабрика перерабатывает скарновые магнетитсодержащие руды контактово-метасоматического генезиса, поступающие в виде магнитных продуктов сухой магнитной сепарации дробильно-обогатительных фабрик Казского, Таштагольского, Шерегешского, Ирбинского, Гоно-Шорского, Тейского, Абаканского рудников, представляющих Кондомскую, Тельбесскую, Восточно-Саянскую и Хакасско-Саянскую группы железорудных месторождений.

Исходная руда на дробильно-обогатительных фабриках дробится в три стадии до крупности менее 25 мм, подвергается обогащению методом сухой магнитной сепарации по схеме, включающей основную и контрольную магнитную сепарацию. Природный тип руд, добываемых для Абагурской фабрики – скарново-магнетитовый.

Горнодобывающие и горно-обогатительные предприятия подразделяются на филиалы, имеющие следующую минерально-сырьевую базу [67].

Ирбинский филиал – Ирбинское и Бурлукское месторождение. Ирбинское месторождение представлено контактово-метасоматическими залежами магнетитовых руд в эффузивно-терригенных породах. Главный рудный минерал – магнетит; второстепенные – гематит, мушкетовит, лимонит, пирит, халькопирит.

Основные рудные минералы Бурлукского месторождения: магнетит, мартит, мушкетовит, пирит, пирротин. Из нерудных присутствуют: амфиболы, пироксены, гранаты, кальцит, апатит, хлорит, эпидот. Магнетит образует тонко – мелкозернистые и крупнозернистые агрегаты. Мартит псевдоморфозно замещает магнетит.

По минеральному составу руды Тейского месторождения разделены на серпентин-магнетитовые, карбонат-магнетитовые и гематит-магнетитовые. Наибольшим распространением пользуются серпентин-магнетитовые и карбонат-магнетитовые руды. Магнетит представлен двумя разновидностями: чистый и с микровключениями. Нерудная часть представлена двумя разновидностями серпентина: хризотилом и антигоритом.

Особенностью руд Абагасского месторождения является широкое распространение в них мушкетовита. При ведущей роли мушкетовита в них постоянно присутствует гематит, магнетит, карбонат, пироксен, хлорит. По составу руды разделены на гематитовые, гематит-мушкетовитовые и магнетит-мушкетовитовые.

По минералогическому составу руды Изых-Гольского месторождения разделены на первичные и частично окисленные. Среднее содержание железа общего в рудах 44-49 %.

Абаканское железорудное месторождение контактово-метасоматическое скарнового типа. Рудные тела месторождения состоят из комплекса следующих минералов: магнетита, гематита, пирита, халькопирита, пирротина, лимонита. Из нерудных: хлорит, альбит, эпидот, актинолит. Среднее содержание железа общего 42,5 %.

Руды Таштагольского месторождения в основном магнетитовые. Перечень рудообразующих минералов: главный – магнетит, второстепенные: пирит, гематит, халькопирит, редкие: пирротин, сфалерит. Нерудные минералы: кальцит, эпидот, гранат, хлорит, кварц, серицит, доломит, полевые шпаты, редкие: апатит, флюорит, сфен.

Руды Шерегешского месторождения скарново-магнетитового типа. Главным рудным минералом является магнетит. Второстепенными минералами явля-

ются пирит, пирротин, халькопирит, сфалерит, галенит. Содержание железа в балансовых рудах месторождения составляет 35,8 %.

Основной рудный минерал Краснокаменской группы месторождений – магнетит, меньше развиты мушкетовит и гематит. Постоянно в качестве примесей встречаются пирит, пирротин, сфалерит, халькопирит, редко галенит, арсенопирит. В повышенных концентрациях в рудах встречается кобальт, цинк и медь. Кобальт в основном связан с пиритом, цинк – со сфалеритом, медь – с халькопиритом. Основные породообразующие минералы: пироксен, эпидот, гранат, карбонаты, серпентины, хлориты.

Результаты магнитного анализа промпродуктов сухой магнитной сепарации, поступающих на Абагурскую обогатительно-агломерационную фабрику представлены в таблице 2.1.

Характерная особенность железорудных промпродуктов, полученных из скарново-магнетитовых руд, являющихся питанием Абагурской аглофабрики, заключается в повышенном содержании серы, поскольку содержат значительное количество пирита и пирротина. Вместе с серой они часто приносят в концентраты некоторое количество меди, цинка, а иногда и кобальта [67].

2.2 Схема обогащения и характеристики промпродуктов Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики

Промпродукты дробильно-обогатительных фабрик Казского, Таштогольского, Шерегешского, Абаканского, Краснокаменского, Ирбинского и Тейского рудников являются исходным сырьем, перерабатываемым по двухстадиальной схеме обогащения в трех корпусах Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики.

Основной рудный минерал – магнетит, магномагнетит с преобладающей вкрапленностью 0,071–1 мм. Постоянно в качестве примесей встречается пирит, пирротин, сфалерит, халькопирит, гематит, редко галенит, кобальтин, ковеллин.

Наиболее распространенными нерудными минералами являются пироксены, полевые шпаты, карбонаты, кварц, хлорит, реже гранат, эпидот, амфиболы, сфен, серпентин.

Таблица 2.1 – Магнитный анализ промпродуктов сухой магнитной сепарации, поступающих на Абагурскую обогатительно-агломерационную фабрику

Наименование промпродукта по филиалам	Выход магн. фракц., %	Массовая доля, %														Извлечение Fe _м , %
		исходный промпродукт				магнитная фракция				немагнитная фракция						
		Fe _{общ.}	Fe _м	MgO	S	Fe _{общ.}	Fe _м	CaO	SiO ₂	MgO	S	Fe _{общ.}	Fe _м			
Ирбинский	63,3	43,4	39,32	3,06	0,374	63,03	61,77	1,73	5,99	1,29	0,116	9,56	0,70	91,93		
Абаканский	65,7	46,50	40,37	2,58	2,247	62,47	60,82	1,63	6,09	1,15	0,3	15,88	0,77	88,28		
Казский	67,7	46,00	40,29	2,53	2,947	61,10	58,99	2,45	5,72	1,39	1,863	14,33	0,82	89,92		
Горно-Шорский	65,9	41,40	38,04	3,84	0,669	59,02	57,63	2,14	5,94	2,20	0,340	7,34	0,60	93,95		
Таштогольский	61,8	43,09	38,42	1,87	0,833	63,95	62,57	1,99	4,72	0,81	0,187	9,39	0,64	91,72		
Краснокаменский	51,7	41,13	32,84	2,53	0,289	65,29	63,62	1,17	5,09	0,91	0,066	15,22	0,53	82,07		
Изых-Гольский	59,4	49,11	41,00	3,70	0,446	68,39	67,21	0,66	1,69	0,86	0,032	20,86	2,82	82,72		
Тейский	59,6	37,03	34,56	14,26	0,407	57,70	57,17	0,87	6,89	6,08	0,071	6,50	0,78	92,87		

Обогащение руд на фабрике производится в корпусах № 1, 2 и 3. Технологические испытания проводились в корпусе № 2. Разработанная технология стадийного выделения концентрата с помощью винтовой сепарации испытана в промышленных условиях в корпусе № 2. Сырьем, поступающим на переработку в этот корпус, служит промпродукт дробильно-обогащительной фабрики Тейского рудника Хакасского месторождения с добавкой 12–15 % промпродуктов дробильно-обогащительных фабрик рудников Горно-Шорского месторождения.

Тейский промпродукт относится к разряду труднообогащаемых и характеризуется гранулометрической характеристикой и химическим составом, приведенным в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Гранулометрическая характеристика исходного питания и массовая доля химических элементов и компонентов по классам крупности

Наименование	Исходный промпродукт	Класс крупности, мм								
		+16	-16+13	-13+10	-10+8	-8+6	-6+3	-3+1	-1+0,071	-0,071
Выход, %	100,0	0,1	3,4	15,2	10,5	19,7	17,6	16,2	11,6	5,7
Компоненты		Массовая доля, %								
Fe _{общ.}	41,7	43,3	41,0	42,9	42,9	43,6	43,3	40,8	39,1	33,3
FeO	20,6	17,91	19,52	20,05	20,72	21,17	20,90	19,92	18,55	16,25
Fe _{маг}	37,30	38,78	37,99	38,65	38,77	38,88	38,88	36,63	34,57	27,74
CaO	4,63	3,98	4,19	4,15	4,33	4,32	4,39	4,68	5,42	6,82
SiO ₂	17,35	13,30	16,52	16,49	16,41	16,61	16,79	17,67	19,27	21,33
MgO	8,42	10,73	9,81	9,01	7,99	7,60	7,80	8,70	8,63	10,28
S	1,06	0,77	0,92	0,84	1,12	1,09	1,04	1,06	1,28	1,09
Al ₂ O ₃	3,71	3,14	3,34	3,38	3,58	3,60	3,68	3,76	4,09	4,63
MnO	0,26	0,14	0,31	0,26	0,25	0,22	0,25	0,27	0,33	0,32
ппп	5,02	6,76	5,11	4,84	4,81	4,91	4,80	5,09	5,44	5,79
P	0,047	0,038	0,036	0,037	0,051	0,050	0,048	0,044	0,045	0,066
TiO ₂	0,23	0,235	0,213	0,214	0,228	0,222	0,227	0,232	0,254	0,265

Значимой концентрации каких-либо компонентов в классах крупности исходного питания корпуса № 2 не наблюдается. Часть общего железа является немагнитной и распределяется в немагнитную фракцию.

Преобладающая крупность магнетита 0,05–0,8 мм. Присутствуют трудноизвлекаемые выделения магнетита (см. рисунки 2.1–2.3) [31].

Действующая технологическая схема обогащения имеет типовое построение и базируется на стадийном выводе из процесса хвостов с дальнейшим направлением рудной смеси в следующую стадию измельчения, классификации и магнитной сепарации. Схема включает в себя две стадии измельчения в шаровых мельницах до крупности 40 % класса менее 0,071 мм в первой стадии и 65-70 % класса менее 0,071 мм во второй стадии, три стадии мокрого магнитного обогащения (см. рисунок 2.4).

Железорудный концентрат направляется в цех агломерации для окускования и последующей отправки потребителям. Хвосты мокрой магнитной сепарации напорным гидротранспортом перекачиваются в хвостохранилище. Осветленная вода хвостохранилища используется на фабрике в качестве оборотной.

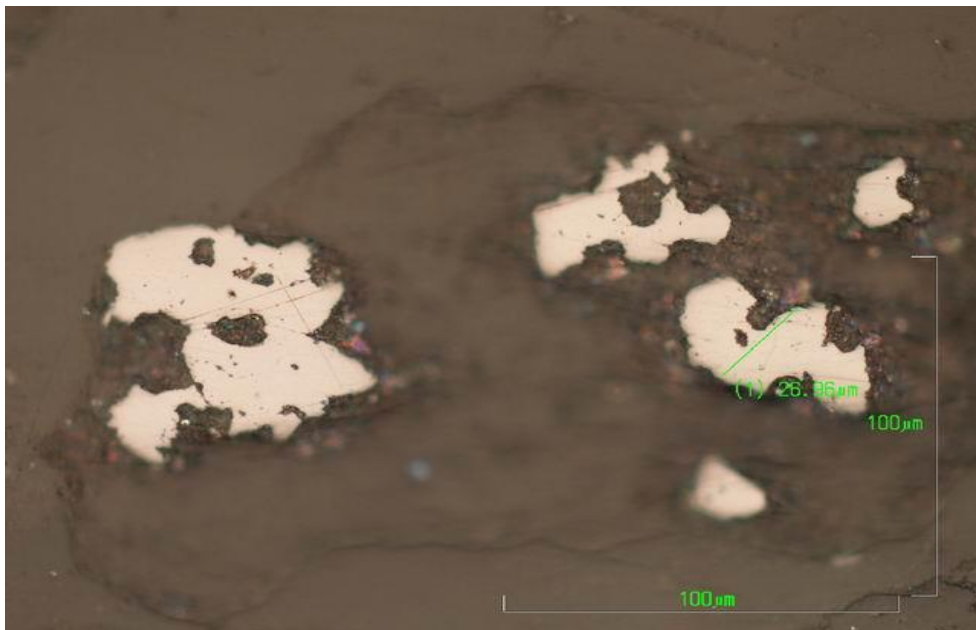


Рисунок 2.1 – Агрегатные включения магнетита (светлые зерна) различной крупности от 10 до 60 μm в порообразующих минералах.

Класс крупности $-0,25+0,1$ мм, легкая фракция плотности менее 2900 кг/м^3 , слабомагнитная фракция

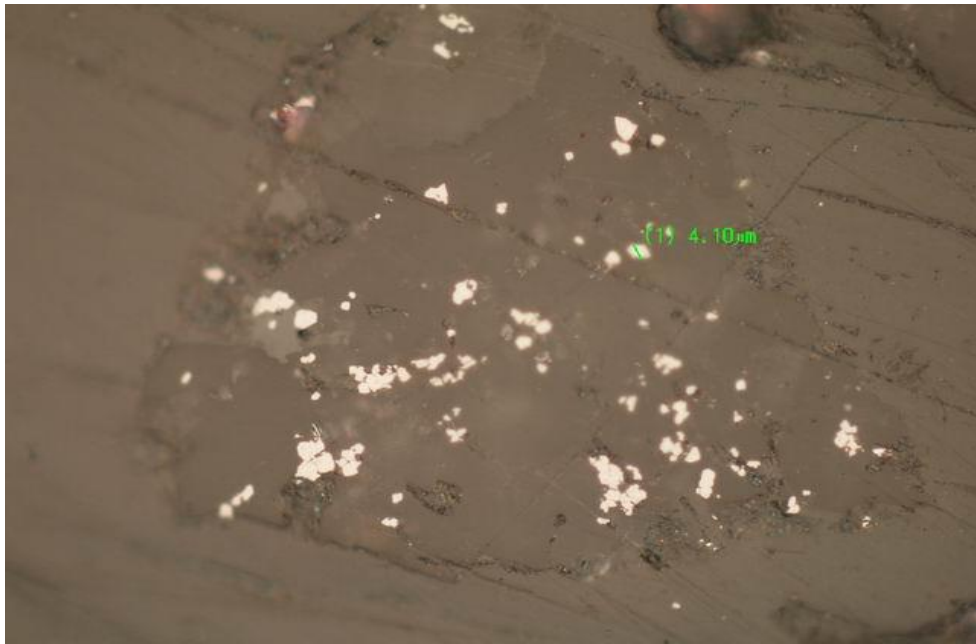


Рисунок 2.2 – Агрегатные мелкие включения магнетита (белые кристаллы) крупностью от 1 до 10 μm в породообразующих минералах. Класс крупности $-0,25+0,1\text{mm}$, фракция плотности менее 2900 кг/м^3 , слабомагнитная фракция

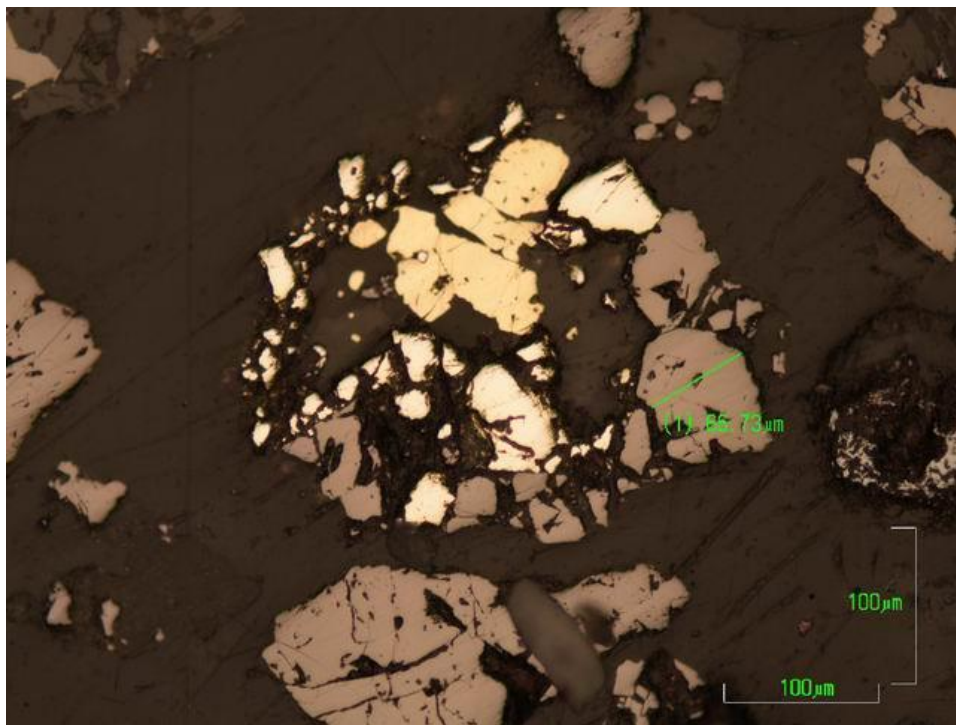


Рисунок 2.3 – Агрегаты магнетита (серые зерна крупностью от 5 до 100 μm) в ассоциации с пиритом (белые зерна) и халькопиритом (желтые зерна) в матрице породообразующих минералов. Класс крупности $-0,25 +0,1\text{mm}$, тяжелая фракция плотности $3200\text{--}4000\text{ кг/м}^3$, магнитная фракция

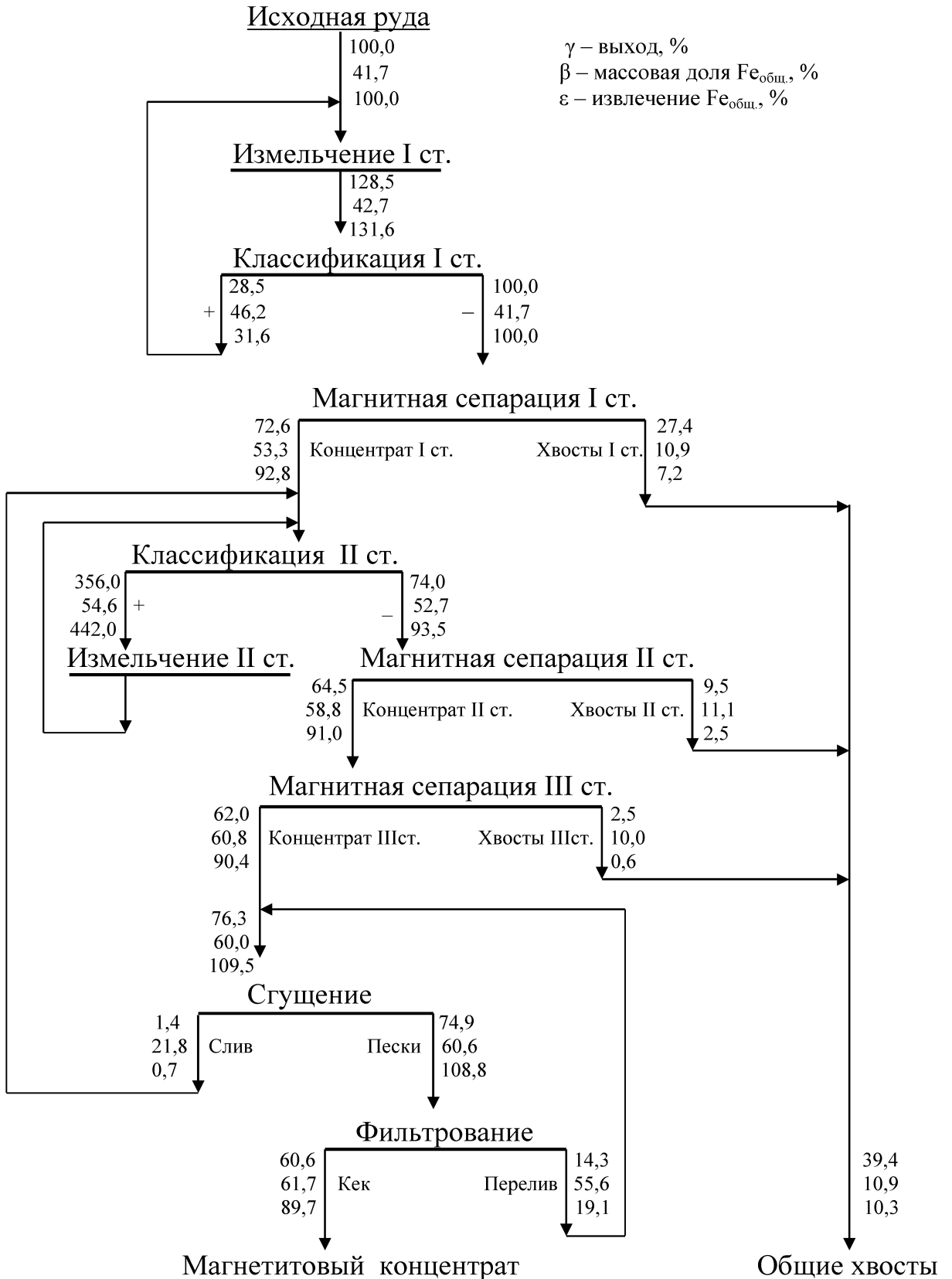


Рисунок 2.4 – Качественно-количественная схема обогащения корпуса № 2 Абагурской фабрики

Поскольку вторая стадия измельчения происходит в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами, то в пески гидроциклона вследствие так называемого «эффекта удельного веса» попадают тяжелые частицы раскрытого магнетита, а тонкие минералы породы и бедные сростки оказываются в сливе. Большое количество готового класса в песках гидроциклона, направляемого в мельницу второй стадии измельчения, снижает её производительность и эффективность шаровой загрузки (таблица 2.3).

Таблица 2.3 – Гранулометрическая характеристика и распределение железа по классам крупности слива мельницы и песков гидроциклона

Класс крупности, мм	Слив мельницы			Пески гидроциклона		
	Выход, %	Массовая доля Fe _{общ} , %	Распределение, %	Выход, %	Массовая доля Fe _{общ} , %	Распределение, %
+1	1,47	44,02	1,18	3,74	40,11	2,74
-1+0,5	6,59	43,32	5,24	10,47	43,46	8,31
-0,5+0,25	17,58	47,52	15,34	22,44	49,16	20,14
-0,25+0,125	25,27	53,94	25,03	26,93	56,60	27,82
-0,125+0,071	21,25	59,25	23,11	16,72	61,21	18,66
-0,071+0,04	12,82	60,65	14,28	7,73	62,89	8,87
-0,04	15,02	57,33	15,81	11,97	61,63	13,46
Итого:	100,00	54,46	100,00	100,00	54,80	100,00

По крупности обогащенные продукты представлены минеральными зёрнами менее 1 мм. Характерно, что для песков гидроциклона – классы менее 0,25 мм обогащены железом и соответствуют по качеству железорудному концентрату. Это указывает на то, что в данном продукте есть часть магнетита свободного, который в силу существующей на фабрике технологии поступает в процесс измельчения. В мельнице происходит переизмельчение и ошламование магнетита.

2.3 Характеристика промпродукта первой стадии мокрого магнитного обогащения Абагурской фабрики

Наиболее предпочтительным с точки зрения компоновки оборудования и наличия раскрытых зёрен магнетита является промпродукт первой стадии мокрой магнитной сепарации (ММС-I), в котором сконцентрированы раскрытые зёрна магнетита, полученные при измельчении в первой стадии [96].

Элементный состав промпродукт первой стадии мокрой магнитной сепарации изучен методами полуколичественного спектрального анализа (таблица 2.4.) и атомно-эмиссионного с индуктивно связанной плазмой (таблица 2.5) [87].

Таблица 2.4 – Результаты полуколичественного спектрального анализа промпродукта ММС-I

Элемент	Массовая доля, %	Элемент	Массовая доля, %
Si	8	Cu	0,008
Al	1	Pb	0,001
Mg	3	Zn	0,05
Ca	0,6	As	<0,01
Fe	>10	Sb	<0,002
Na	0,1	Ag	0,00003
K	0,3	Ge	<0,0001
Mn	0,1	Bi	<0,0002
Ni	0,005	B	0,001
Co	0,008	Sn	<0,0002
Ti	0,2	Be	0,0002
V	0,01	Sr	0,01
Cr	0,0003	Li	<0,001
W	<0,001	Y	0,002
Mo	0,0004	Nb	0,0006
Zr	0,01	P	<0,06
La	<0,003	Ba	0,03

Таблица 2.5 – Химический состав промпродукта ММС-I

Элементы и соединения	Массовая доля, %	Элементы и соединения	Массовая доля, %
Fe _{общ.}	53,64	CaO	2,24
Fe ₂ O ₃	51,12	Na ₂ O	0,21
FeO	22,79	K ₂ O	0,23
SiO ₂	10,10	SO ₃ /S	2,00/0,80
TiO ₂	0,05	P ₂ O ₅	0,06
Al ₂ O ₃	2,70	ппп	2,28
MnO	0,24	Au, г/т	не обнаружено
MgO	4,94	Ag, г/т	1,3

Промпродукт ММС-I состоит в основном из оксидов железа, главный минерал носитель которых является магнетит. Разубоживающие минералы обогащенного железом продукта – минералы, содержащие в основе своего состава оксиды кремния, алюминия, кальция и магния. Из благородных металлов определено

присутствие серебра немногим более грамма на тонну продукта, что не представляет промышленного интереса.

По классам крупности концентрат ММС-I представлен зёрнами менее 1 мм (таблица 2.6). Распределение материала по классам крупности колеблется от 12,25 до 19,19 %.

Таблица 2.6 – Гранулометрический состав и распределение железа по классам крупности промпродукта ММС-I

Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля Fe _{общ.} , %	Распределение Fe _{общ.} , %
-1+0,5	16,82	41,15	12,92
-0,5+0,25	18,39	49,75	17,09
-0,25+0,125	17,56	53,41	17,52
-0,125+0,071	15,69	58,11	17,02
-0,071+0,04	12,25	60,09	13,75
-0,04	19,29	60,23	21,7
Всего:	100,00	53,55	100,00

Обращает на себя внимание устойчивая закономерность повышения содержания железа и доли свободных зёрен магнетита в классе крупности с уменьшением крупности класса (таблица 2.7).

Характер раскрытия магнетита в промпродукте ММС-I (таблица 2.7) свидетельствует о том, что он состоит в основном из двух фаз: свободный магнетит и его сростки с породообразующими минералами. Эти фазы отличаются не только содержанием железа, но и плотностью. Сростки магнетита имеют плотность в пределах 3200–4600 кг/м³, что значительно меньше плотности свободного магнетита (5000–5200 кг/м³).

Таблица 2.7 – Раскрытие зерен магнетита в классах крупности продукта ММС-1

Классы крупности, мм	Массовая доля, %													
	магнетит						нерудные свободные						Итого	
	свободный		богатые сростки (>90 %)		рядовые сростки (15-90 %)		бедные сростки (<15 %)							
	от класса	от исх.	от класса	от исх.	от класса	от исх.	от класса	от исх.	от класса	от исх.	от класса	от исх.	от класса	от исх.
+0,5	9,95	1,70	35,59	6,08	30,02	5,12	17,34	2,96	7,10	1,21	100,00	17,07	100,00	
-0,5+0,25	26,90	4,98	36,80	6,81	15,70	2,90	16,10	2,98	4,50	0,83	100,00	18,50	100,00	
-0,25+0,125	37,00	6,16	30,60	5,09	14,10	2,35	13,60	2,26	4,70	0,78	100,00	16,65	100,00	
-0,125+0,071	55,00	7,95	17,20	2,48	14,50	2,10	6,40	0,93	6,90	1,00	100,00	14,45	100,00	
-0,071+0,04	60,80	7,36	13,20	1,60	11,00	1,33	8,00	0,97	7,00	0,85	100,00	12,11	100,00	
-0,04+0	75,56	16,03	0	0	0	0	0	0	24,44	5,19	100,00	21,22	100,00	
Итого:	-	44,18	-	22,06	-	13,80	-	10,10	-	9,86	100,0	100,00	100,0	100,00

Средневзвешенное содержание свободных и богатых сростков магнетита, которые могут формировать концентрат при гравитационном методе обогащения данного продукта, составляет 66,24 %. Это характеризует промпродукт ММС-I, как перспективный для обогащения гравитационным методом с применением технологии винтовой сепарации.

Значительная разница в плотностях показывает на возможность разделения минеральных частиц (магнетит, нерудные минералы и их сростки), содержащихся в промпродукте ММС-I с помощью винтовой сепарации [31, 79].

Обогащение методом винтовой сепарации относится к экологически чистым и энергосберегающим технологиям, где непосредственно процесс сепарации материала кроме расходов на подачу питания не требует затрат электроэнергии.

2.4 Комплекс методов исследований и экспериментов

Для выявления закономерностей изменения основных показателей технологических процессов при различных технологических режимах проводилось исследование вещественного состава исходных материалов и продуктов обогащения (рисунок 2.5) по классическим методикам [21, 58, 63, 107,].



Рисунок 2.5 – Схема подготовки исходного материала к изучению вещественного состава и технологическим исследованиям

Изучение вещественного состава исходного материала и продуктов обогащения проводилось с применением комплекса современных и классических методов исследования: минералогического анализа, методом гравитационного фракционирования классов крупности в бромформе (плотность 2890 кг/м³) и в жид-

кости Клеричи (плотность 4000 кг/м^3) и изучением распределения минералов по фракциям для каждого класса крупности. Для оптических методов исследований использовалась аппаратура фирмы «Nikon»: поляризационный микроскоп ECLIPSE LV100- POL и оптический стереомикроскоп SMZ-1500.

Для количественного определения элементов на разных стадиях обогащения использованы: элементный анализ определения массовых долей элементов в рудах и продуктах обогащения ISP-FES – атомно-эмиссионный с индуктивно связанной плазмой (спектрометр эмиссионный с индуктивно связанной плазмой ISAP6300); рентгенофлуоресцентный анализ (рентгено-спектральный анализатор OHILIPSPW 1404/10), пробирный, атомно-абсорбционный метод (спектрометр A Analyst-300 «PerkinElmer»; спектрометр AA 6300 «Shimadzu»).

Гранулометрический состав изучаемого материала определен методом ситового анализа с мокрым способом для тонких классов крупности с применением набора лабораторных сит на анализаторе A20. Выход фракционированного по крупности материала определялся после сушки с помощью лабораторных электронных весов марок MW-T 150x0,001g и CASBEE 1200x0.1g.

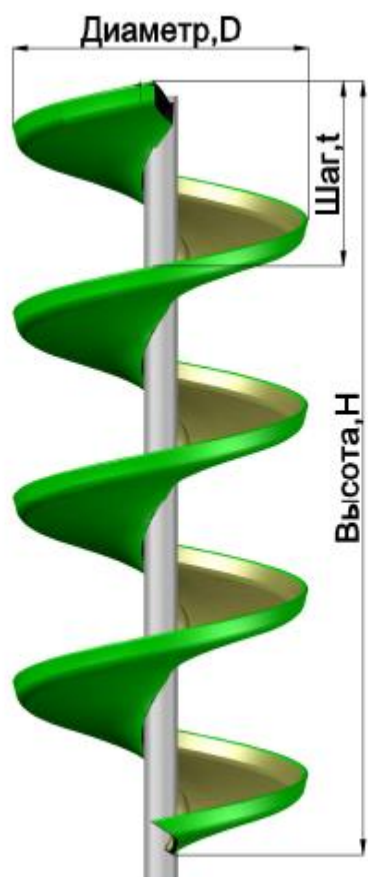
Технологические испытания по оптимизации процесса винтовой сепарации проводились на размагниченном исходном продукте с использованием лабораторной установки состоящей из полупромышленного винтового сепаратора максимально приближенного к промышленному типу марки СВ-500 или СВМ-500, пескового насоса ПР 12,5/12,5, зумпфа, системы трубопроводов для подачи пульпы на аппарат.

При технологических испытаниях исходный материал подавался в зумпф насоса, перемешивался с водой в соотношении с заданной плотностью питания и закачивался насосом на желоб винтового шлюза. Вывод продуктов обогащения производится путем отсечки необходимой части потока пульпы отсекателем в приемник.

Основными геометрическими параметрами винтовых аппаратов являются: диаметр, форма поперечного сечения желоба, шаг, количество витков (рисунок 2.6). Влияние указанных параметров винтовых аппаратов и характеристик

процесса установлено экспериментально и подробно проанализировано в работах [3, 25, 130].

a



б



в

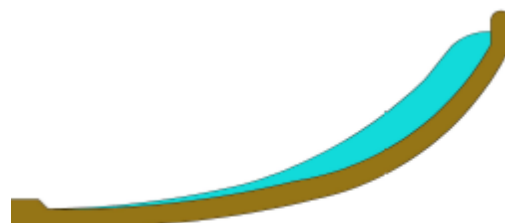


Рисунок 2.6 – Геометрические параметры винтового аппарата:

a – общий вид винтового сепаратора; *б* – поперечное сечение винтового сепаратора типа СВ;
в – поперечное сечение винтового сепаратора типа СВМ

В качестве методики технологических испытаний использовался метод очередного варьирования одного из исследуемой переменной при фиксированных значениях всех остальных параметров или стандартный метод «крутого восхождения». Обработка экспериментальных данных проводилась в среде Microsoft Excel 2007.

Конечной целью настоящих исследований является доказательство того, что при соответствующем управлении процессами массопереноса в технологических процессах винтовой сепарации продуктов обогащения в межцикловых операциях железорудных горно-обогатительных комбинатов возможно стадийное выделение конечного магнетитового концентрата с помощью винтовой сепарации.

Использование операции выделения концентрата с помощью винтовой сепарации после первой стадии измельчения из промпродукта операции ММС-I позволит совершенствовать топологию технологической схемы магнитного обогащения исходного сырья на Абагурской фабрике. В результате чего может быть уменьшено количество материала, поступающего на следующую стадию измельчения, сокращено необходимое количество мельниц, и снижен расход потребляемой электроэнергии. Очевидно, что при стадийном получении концентрата повысится извлечение железа в концентрат в связи со снижением переизмельчения магнетита в последующих стадиях измельчения.

2.5 Выводы

1. Абагурская обогатительно-агломерационная фабрика перерабатывает скарновые магнетитовые руды. Действующая схема обогащения имеет типовое построение и базируется на стадийном выводе из процесса отвальных хвостов магнитной сепарации с дальнейшим направлением рудной смеси в следующую стадию измельчения, классификации и магнитной сепарации.

В промпродукте ММС-I содержание свободных и богатых сростков магнетита, которые могут быть выделенными в концентрат, составляет 66,24 %. Это характеризует промпродукт ММС-I, как перспективный продукт для выделения из него концентрата.

2. Промпродукт ММС-I характеризуется повышенной массовой долей железа (58,11–60,23 %) в мелких классах крупности $-0,125+0$ мм и повышенной плотностью этих классов. Это указывает на возможность применения комбинированной гравитационно-магнитной технологии, включающей гравитационное обогащение для стадийного выделения части магнетитового концентрата и магнитное обогащение для получения основного концентрата.

3. Для стадийного вывода части готового концентрата после первой стадии измельчения Абагурской фабрики можно использовать винтовую сепарацию исходя из крупности исходного продукта и наличия раскрытых зёрен магнетита с повышенной плотностью.

3 ОСОБЕННОСТИ ГИДРОДИНАМИКИ И РАЗДЕЛЕНИЯ ЧАСТИЦ ПО ПЛОТНОСТИ НА ВИНТОВЫХ АППАРАТАХ

В конце сороковых годов прошлого века были проведены первые исследования процесса винтовой сепарации (ВС) в Советском Союзе по изучению механизма процесса концентрации минеральных частиц, оценке влияния формы профиля, шага, диаметра и других факторов винтовой поверхности сепаратора на эффективность гравитационного разделения.

В течение последних шестидесяти лет вопросами теории и практики применения винтовых аппаратов занимались такие исследователи как Р. Берт, А. Таггарт, В. Глиси, Р. Багнольд, Л. Б. Левенсон, М. Ф. Аникин, В. Д. Иванов, Г. И. Требуховский, М. Л. Певзнер, К. В. Соломин, М. И. Акимов, Б. В. Кизевальтер, А. М. Базилевский, Г. А. Стаханов, Н. Г. Холодов, В. Н. Шохин, Л. Г. Подкозов, И. Н. Исаев, А. В. Богданович и многие другие. В СССР основные исследования проводились в институтах Иргиредмет и Механобр.

Исследования, проводившиеся на винтовых аппаратах, имели прикладную к промышленности направленность. Велись работы по обогащению руд черных, цветных и редких металлов, титановых песков, россыпей благородных металлов и алмазов.

Появились конструкции высокопроизводительных винтовых сепараторов, созданы новые разновидности винтовых аппаратов (винтовые шлюзы, винтовые концентраторы), которые расширили пределы обогащения по крупности с 0,07-2 мм до 0,02 мм по нижнему пределу крупности и до 12 мм – по верхнему [25].

В результате выполненных исследований были установлены основные закономерности процесса винтовой сепарации. Однако в силу прикладной направленности винтовых сепараторов, технология ВС базируется скорее на эмпирических данных, нежели на теоретических основах. Поэтому трактовка механизма разделения минеральных частиц на винтовых сепараторах остается дискуссионной.

3.1 Характеристики водных потоков на винтовых аппаратах

Для изучения процесса концентрации на винтовых аппаратах были установлены наиболее важные особенности винтовых водных потоков.

Состояние или кинетичность водного потока определяется числом Фруда

$$\text{Fr} = \frac{v^2}{gH}, \quad (3.1)$$

где Fr – число Фруда; v – скорость водного потока, см/с; H – глубина водного потока, см; g – ускорение силы тяжести, см/с².

Режим движения водных потоков определяется соотношением сил инерции и вязкости, или числом Рейнольдса:

$$\text{Re} = \frac{vH}{\nu}, \quad (3.2)$$

где Re – число Рейнольдса; ν – кинематический коэффициент вязкости, см²/с.

Для определения состояния и режимов водных потоков на винтовых аппаратах использовался косвенный способ, сущность которого заключается в определении графической зависимости между основными критериями Фруда и Рейнольдса. Применительно к винтовым желобам диаметрами от 0,4 до 1,5 м с различной геометрией желоба по всему сечению каждого желоба замерялись глубины, определялись средние скорости водного потока и рассчитывались соответствующие Fr , Re . По графикам $\text{Fr}=f(\text{Re})$ определялись границы перехода одного состояния в другое и смена режимов водного потока (рисунок 3.1).

Для замера глубин водного потока использовались специально сконструированные приспособления, позволяющие фиксировать поверхность водного потока и глубину потока. Скорости водного потока определялись с помощью трубки Пито и по расходу воды.

Сопоставление данных, полученных в винтовых желобах, с результатами исследования водного потока в прямолинейном желобе показывает, что критические значения чисел Рейнольдса совпадают. Видимо, центробежные силы, действующие на водный поток на винтовых аппаратах, не настолько велики, чтобы изменить характер зависимостей.

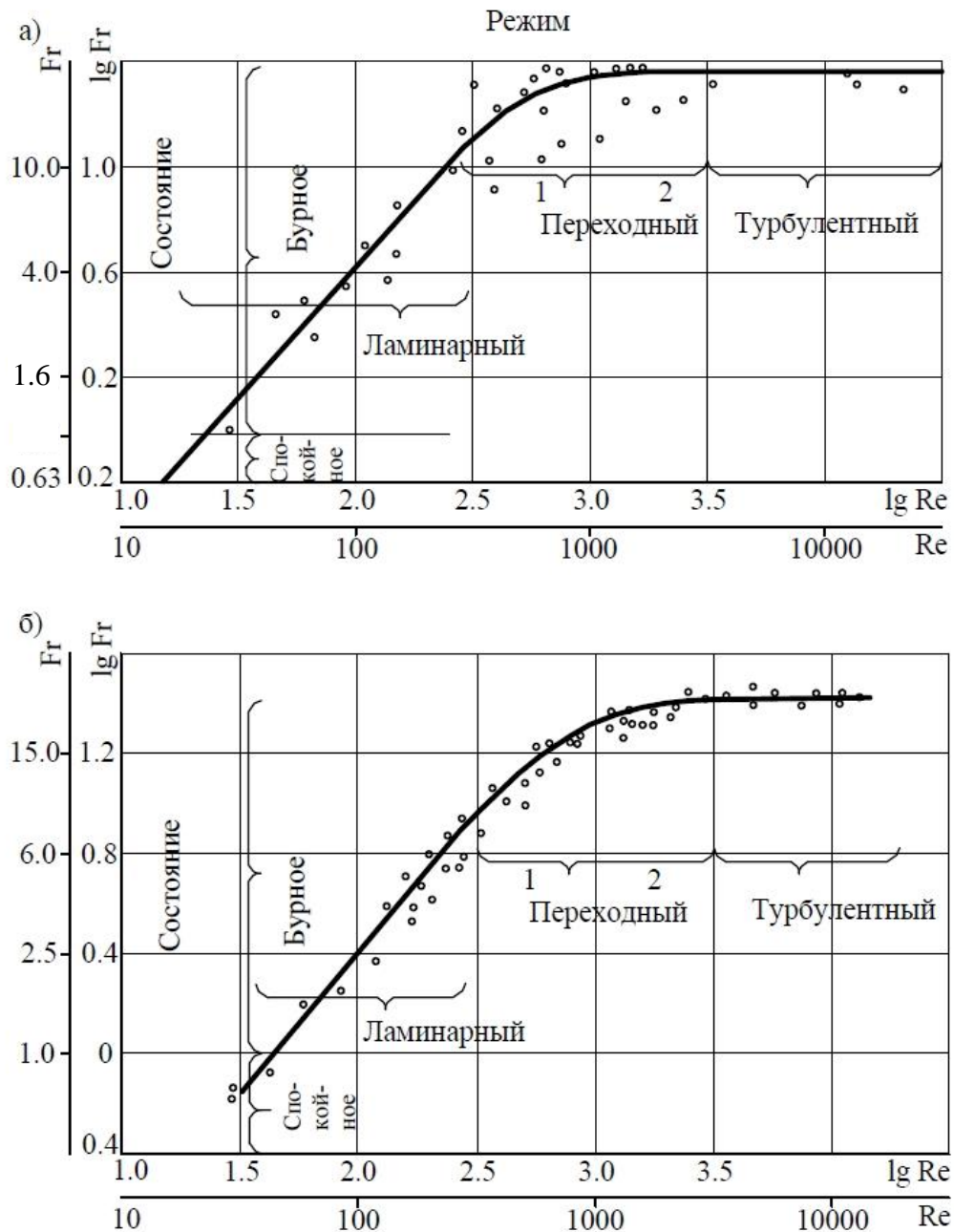


Рисунок 3.1 – Зависимость между числом Фруда и Рейнольдса:

а – применительно к водному потоку на винтовых желобах;

б – применительно к водному потоку в прямолинейном желобе

Оценивая состояние винтового потока, можно отметить, что большая часть потока характеризуется числом Фруда более единицы. На этом основании состояние потока следует считать «бурным». Свободная поверхность, как и положено таким потокам, имеет волны, которые можно обнаружить визуально. И только небольшая часть водного потока у внутреннего борта имеет «спокойное» состояние при $Fr < 1$. Состояние потока при $Fr = 1$ следует отнести к критическому.

В целом, на винтовых желобах наблюдаются следующие водные потоки [25, 89, 92].

1. Ламинарный докритический или «спокойный» ($Re < 300$; $Fr < 1$);
2. Ламинарный критический ($Re < 300$; $Fr = 1$);
3. Ламинарный сверхкритический или «бурный» ($Re < 300$; $Fr > 1$);
4. Первый переходный режим со сверхкритическим состоянием ($Re = 300-1000$; $Fr > 1$);
5. Второй переходный режим со сверхкритическим состоянием ($Re = 1000-3400$; $Fr > 1$);
6. Турбулентный сверхкритический или «бурный» ($Re > 3400$; $Fr > 1$).

Водные потоки на винтовых аппаратах относятся к сложным формам движения жидкости. Они не имеют постоянной глубины и скорости по ширине желоба, и в одном желобе водный поток одновременно имеет несколько режимов и состояний. Вследствие этого моделирование винтовых потоков сложнее, чем потоков в прямолинейном желобе. При моделировании винтовых потоков можно пользоваться критериями Рейнольдса и Фруда. Если на малой модели винтового желоба (с подобранной геометрией желоба для обогащения шламов) тонкий водный поток имел докритическое и в тоже время сверхкритическое состояние, а режим ламинарный и первый переходный, то естественно, эти же состояния и режимы должны быть в водном потоке в большом по размеру (диаметру) винтовом желобе. Это будет гарантировать в малом и большом потоках одинаковые гидродинамические свойства, то есть условия процесса концентрации. При этом числа Рейнольдса в соответствующих точках должны сохраниться. При втором переходном или турбулентном режиме водного потока на большой модели винтового желоба число Рейнольдса увеличится и процесс разделения по плотности нарушится. Потоки со средними скоростями и глубинами должны быть в том и другом случае «бурными» и охватывать весь переходный режим, частично ламинарный у внутреннего борта и турбулентный у внешнего. Только в этом случае можно надеяться, что технологические показатели на большой и малых моделях будут идентичными и сохранятся пределы обогатимости по крупности.

Винтовые водные потоки с большими скоростями и глубинами (турбулентные) моделируются также с сохранением состояния и режима движения. При этом $Fr = \text{Const}$, а число Рейнольдса – порядка 3400 и более.

3.2 Исследование поперечной циркуляции водных потоков в винтовых аппаратах

Предположение о наличии циркуляции воды на винтовом сепараторе было сделано В. Глисом (1945 г.) [139].

Проведено большое количество опытов по определению поперечной циркуляции на винтовых желобах с различной геометрией. Для этого использовалось нанесение краски на дно желоба, движение поплавков и подача на поверхность струи окрашенной олифы. Выяснилось, что водный поток при перемещении по винтовому желобу имеет сложный характер движения (рисунок 3.2) [3, 25, 122].

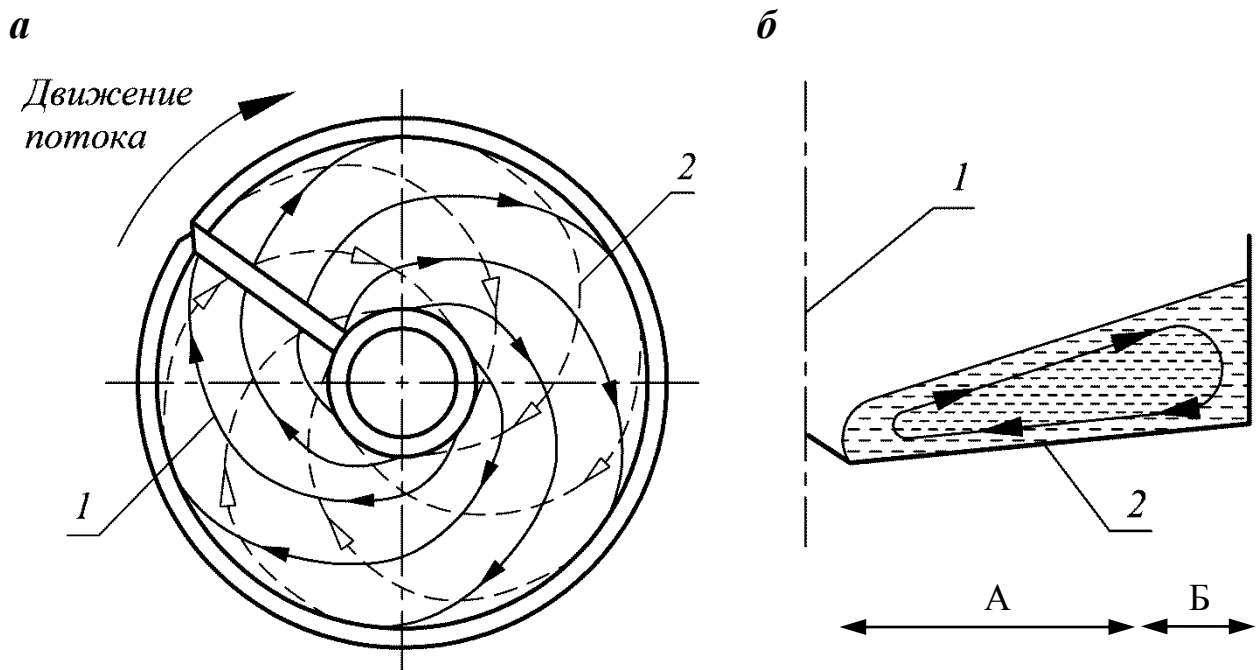


Рисунок 3.2 – Поперечная циркуляция воды на винтовом желобе:
а – схема циркуляции воды: 1 – движение поверхностных струй воды;
 2 – движение донных струй воды;
б – направление струй в поперечном сечении потока: 1 – ось винтового желоба;
 2 – винтовой желоб

Верхние струи потока движутся по развертывающим спиральям, постепенно приближаясь к внешнему борту, оказавшись вблизи дна, водные струи движутся по свертывающимся спиральям с уменьшающимся радиусом (рисунок 3.2, *а*).

При этом водные массы, с одной стороны, вращаются вокруг оси винтового желоба, с другой стороны, вокруг винтовой оси потока, которая находится в месте стыка двух зон. Такое движение водных масс возникает вследствие разности центробежных сил инерции по глубине [3, 25, 122].

Поперечная циркуляция на винтовых желобах – устойчивое явление, она не нарушалась даже в желобе, в котором на рабочей поверхности вдоль винтовых линий были выполнены рифли.

Водные струи при движении вниз по желобу не только отклоняются или приближаются к оси, но и опускаются постепенно вглубь потока у внешнего борта в зоне Б и поднимаются вверх относительно дна у внутреннего борта в зоне А (рисунок 3.2, *б*). На основании этого скорость водного потока можно разложить вдоль радиуса желоба – радиальная составляющая скорости и в вертикальном направлении – нормальные составляющие скорости [3, 25].

При исследованиях на винтовых желобах диаметром более одного метра у внешнего борта обнаружена вторичная поперечная циркуляция с другим направлением водных струй (рисунок 3.3) [3, 25, 89, 91, 92, 122].

Вторичная поперечная циркуляция возникает практически сразу же на первом витке и прослеживается вниз по желобу у внешнего борта до разгрузочной части. Между первой и вторичной циркуляциями отмечена промежуточная зона, которая выявлена при работе винтового желоба в замкнутом цикле с центробежным насосом при условии подсасывания воздуха. Выделенные из потока пузырьки воздуха двигались вместе с поверхностными водными струями как поплавки и скапливались в большом количестве именно в промежуточной зоне. Вследствие этого она хорошо просматривалась визуально по всей длине желоба, сохраняя постоянную ширину и расстояние от оси желоба.

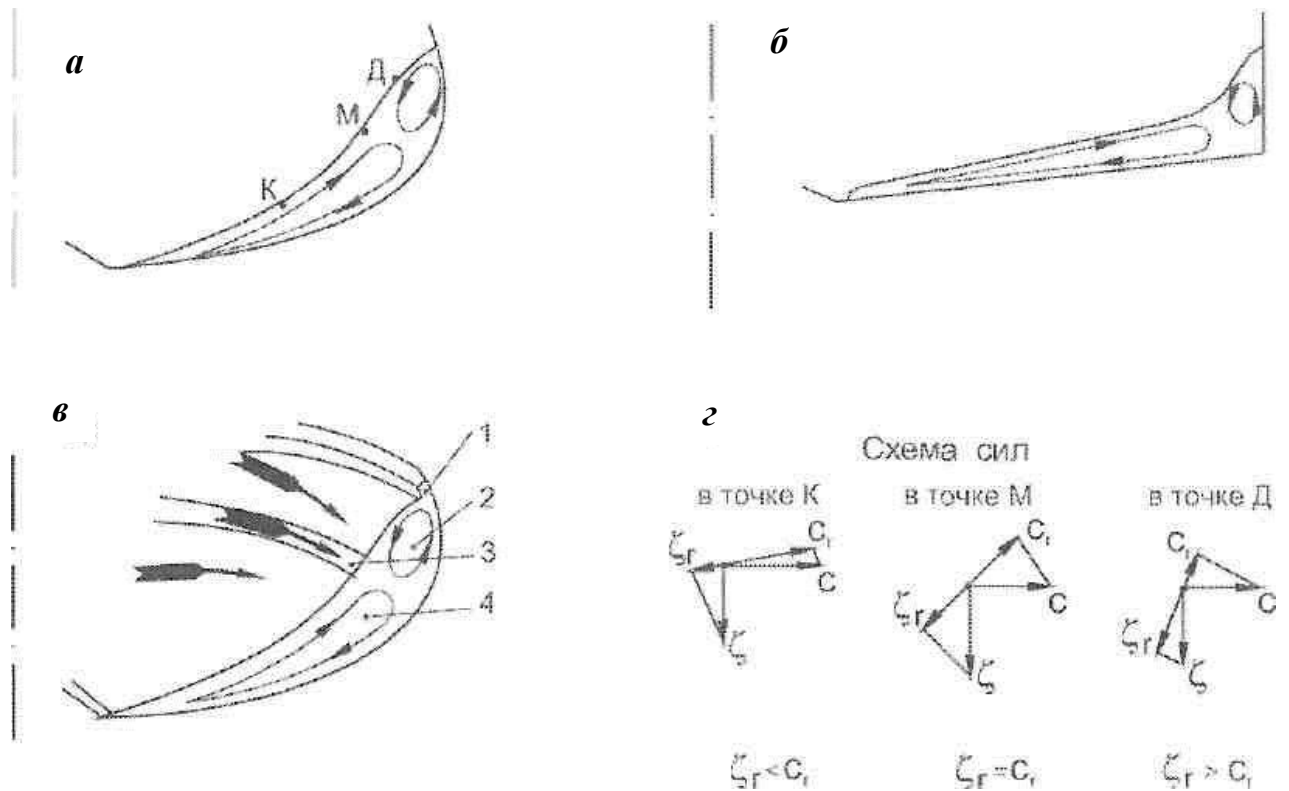


Рисунок 3.3 – Двойная поперечная циркуляция потока на винтовых аппаратах: а, б, в – различные профили винтовых желобов; z – схема сил, действующих на водный поток; 1 – внешний край потока; 2 – вторичная циркуляция; 3 – промежуточная зона; 4 – первичная циркуляция; C, C_r – центробежная сила и её тангенциальная составляющая; zeta, zeta_r – сила тяжести и её тангенциальная составляющая

Само по себе наличие поперечной циркуляции предопределяет наличие составляющих гидродинамической силы вдоль радиуса и в нормальной плоскости относительно рабочей поверхности желоба. Эти силы играют существенную роль в движении нижних слоев минеральных частиц в сторону оси аппарата и в разрыхлении твердой фазы в потоке.

3.3 Исследование волн потока и структуры внутренних течений

Тщательные визуальные наблюдения за свободной поверхностью водных потоков на винтовых желобах показали, что она имеет волнистую форму. Если водный поток на винтовом желобе с пологим профилем относительно невелик (нет подпора у внешнего борта), то в этом случае имеют место волны только одного вида, напоминающие прибрежные волны с ярко выраженным гребнем впереди (рисунок 3.4). На рисунке 3.4 размеры волн приведены в миллиметрах.

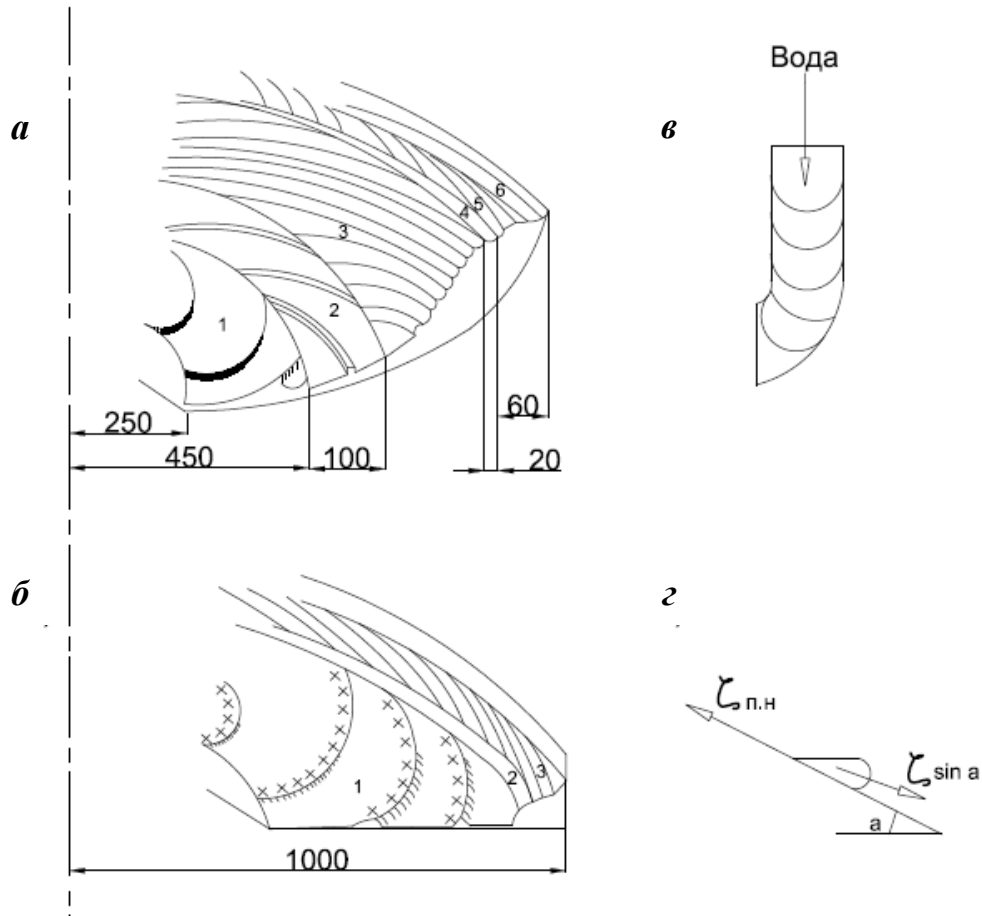


Рисунок 3.4 – Волны на поверхности винтового сепаратора СВ-1500: (а), на поверхности винтового шлюза ШВ-2000 (б) и в прямом желобе с закруглением на конце (в), г – схема сил, действующих на волну ($\zeta_{п.н}$ – поверхностное натяжение, ζ – сила тяжести)

Если в такой поток вертикально поставить стержень, то вода перед ним будет подниматься при подходе волны и понижаться при её удалении. Разность в отметках воды перед стержнем зависит от скорости и глубины потока и достигает 0,02–0,025 м. Эти волны при своем движении вниз постепенно отклоняются к внешнему борту, где исчезают. Если на этом же желобе мы имеем относительно большое наполнение, сопровождающееся подпором воды у внешнего борта, то в этом случае картина волн меняется: появляются еще две зоны у внешнего борта. Из них самая крайняя характеризуется направлением волн по спирали с уменьшающимся расстоянием до оси желоба. Ширина этой зоны небольшая: 0,03–0,06 м в зависимости от расхода потока, который колеблется в пределах 7–15 м³/ч на желобе диаметром 2 м.

Зона 2 является переходной между участками потока 1 и 3, её ширина – около 0,02 м. Направление волн здесь совпадает с винтовыми линиями.

Для изучения волн зоны 1 был поставлен следующий эксперимент. На специально изготовленном желобе (рисунок 3.4, в) шириной около 0,10 м с дном слабовогнутой формы, имеющим в начале прямой участок, а затем винтовой с углом наклона 0,35-0,44 радиан к горизонту, задавались водные потоки глубиной 0,0005–0,002 м. Поток на этом желобе имел вид пульсирующего с волнами, у которых передний край выражен четко, а задний сходит на нет. При этом передняя кромка волн в прямой части желоба имеет в плане форму языка с острой частью в середине. Однако на закруглении передняя кромка волны изменяет свою форму и направление движения. Кромка гребня волны была менее острой, при своем движении вниз она стала отклоняться в сторону внешнего борта желоба. При этом характер движения волны аналогичен тому, который проявляется в потоках на винтовых шлюзах. Этот опыт помог установить связь волн в винтовом потоке с пульсирующими потоками, описанными в литературе [26, 27, 28, 120].

Чтобы окончательно определиться с типом волн применительно к винтовому желобу диаметром 2 м с пологим профилем, сравним тангенциальную составляющую силы тяжести волны потока с поверхностным натяжением без учета сил трения. При угле наклона желоба в среднем 0,3 рад, площади волны $S=0,162 \text{ м}^2$, глубине $H=0,0006 \text{ м}$ тангенциальная составляющая силы тяжести ($\zeta_r = SHg \sin\alpha$) будет равна 27,6 Н. Поверхностное натяжение, приложенное на длине 1,35 м, будет равно $7,33 \cdot 1,35 = 9,9 \text{ Н}$ или 36 % от составляющей силы тяжести (7,33 – коэффициент поверхностного натяжения воды). Отсюда видно, что влияние поверхностного натяжения на формирование свободной поверхности потока достаточно велико, поэтому рассматриваемые волны можно отнести к капиллярным.

Более сложная картина наблюдается на винтовых желобах с более «крутым» поперечным сечением. Так, например, на винтовом сепараторе диаметром 1,5 м и профилем в виде эллипса поток в зоне 1 (рисунок 3.4) пульсирует так же, как на винтовом желобе с пологим профилем. На участке 3 волны движутся вплотную друг к другу по спирали с увеличивающимся радиусом. Положение каждой волны вполне

определенное и постоянное, поэтому они представляются неподвижными. Зона 2, ширина которой около 0,10 м, является промежуточной при переходе от одних выше отмеченных волн к другим. Здесь видны редкие, но большие по размеру волны, которые колеблются на указанной ширине потока.

В зоне 5 волны имеют такой же характер движения, как и волны в зоне 3, отличаясь только направлением. Гребни этих волн направлены по спирали с уменьшающимся радиусом. Участок потока 4, ширина которого лишь 0,02 м, характеризуется волнами, расположенными вдоль винтовой линии. Он является промежуточным между двумя другими резко отличными по направлению соседними волнами. Этот участок также достаточно хорошо виден визуально.

Для объяснения полученных результатов на винтовом сепараторе диаметром 1,5 м определили соотношение поверхностного натяжения и составляющей силы тяжести элемента потока без учета сил трения. Результаты расчетов показывают, что в зоне 1 потока поверхностное натяжение составляет 40 % от составляющей силы тяжести. Влияние его велико, и поэтому волны в этой зоне можно считать капиллярными.

Весьма интересной зоной оказалась зона 2. В результате воздействия поверхностного натяжения волны здесь пульсируют, а составляющая силы тяжести способствует получению волн более компактной формы, напоминающих гравитационные волны.

Применительно к зонам 3–5 водного потока составляющая силы тяжести значительно больше поверхностного натяжения. Следовательно, эти волны можно отнести к гравитационным. Они представляются неподвижными, следовательно, скорость их движения равна скорости потока. По этой причине волны в зоне 2 и 3 на винтовом желобе с пологим профилем являются также гравитационными.

Таким образом, в зависимости от параметров водного потока на винтовых желобах появляются волны либо капиллярные, либо гравитационные, либо те и другие вместе. Капиллярные волны имеют место в водных винтовых потоках с числом Рейнольдса менее ~ 3000 и числом Фруда более единицы. То есть их можно наблюдать на всех винтовых желобах в потоке, прилегающем к внутреннему борту. Гравита-

ционные волны проявляются при числах Рейнольдса потока более ~ 3000 , числе Фруда также более единицы и имеют место на винтовых желобах у внешнего борта.

Применительно к условиям винтового водного потока скорость капиллярных волн зависит от поверхностного натяжения $\zeta_{п.н.}$, плотности воды $\rho_{в.}$, частоты колебаний $n_{в.}$ и длины волны $\lambda_{в.}$:

$$v_{к.в.} = f(\zeta_{п.н.}, \rho_{в.}, n_{в.}, \lambda_{в.}). \quad (3.3)$$

Капиллярная волна не имеет постоянной глубины, как вдоль радиуса, так и вдоль винтовой линии. Глубина волны растет от оси к внешнему борту и уменьшается от гребня к задней части волны.

Параметры капиллярной волны (скорость, глубина, длина и частота) в винтовом потоке имеют устойчивый характер. При изменении расхода воды или плотности пульпы в питании их величины практически сохраняются. Это объясняется тем, что дополнительные массы воды располагаются у внешнего борта, а водный поток на основной ширине рабочей поверхности желоба практически не претерпевает изменений.

На винтовых сепараторах с профилем в виде эллипса или окружности в одном и том же потоке можно наблюдать капиллярные, гравитационные и переходные между ними волны одновременно. В области концентрата и первого промпродукта движутся капиллярные волны. В месте легкой фракции (хвостов) наблюдаются гравитационные волны. Последние своими гребнями направлены под углом к винтовой линии и в то же время расположены вдоль поверхностных водных струй, участвующих в поперечной циркуляции. В области бедных промпродуктов наблюдаются переходные волны. По форме они выглядят как гравитационные, а характер их движения такой же, как у капиллярных волн.

Волны в винтовом потоке проявляются во всем многообразии, они имеют сложный характер движения и имеют много специфических особенностей в сравнении с волнами в прямолинейных желобах. Все это дает основание по-новому оценивать механизм разделения минеральных частиц по плотности на винтовых аппаратах. Не преуменьшая роль поперечной циркуляции в этом явлении, можно

отметить, что, например, на винтовых шлюзах поверхностная ветвь циркуляции фактически представляет собой капиллярные волны. При этом нижние тяжелые частицы, оказавшиеся на дне в результате расслоения по плотности, придонной ветвью поперечной циркуляции смещаются в область концентрата, а легкие частицы, занимающие верхние слои потока, поверхностными пульсирующими водными массами (капиллярными волнами) смещаются к внешнему борту желоба, то есть в область хвостов. Так же, в принципе, осуществляется процесс концентрации на винтовых сепараторах в области концентрата и промпродукта.

Таким образом, капиллярные волны являются положительным явлением с точки зрения механизма разделения частиц по плотности в винтовом потоке. Однако это проявляется не всегда. Так при содержании тяжелой фракции более 25–30 % по весу в исходном материале на винтовом шлюзе, когда ширина и толщина полосы концентрата становятся весьма значительными (особенно при большой производительности по твердому), можно заметить, как тяжелые частицы из верхних слоев потока капиллярными волнами переносятся в область промпродукта. При этом эффективность обогащения такого материала уменьшается (рисунок 3.5).

Это еще раз показывает, что, с одной стороны, капиллярные волны, как верхняя ветвь поперечной циркуляции, участвуют в разделении частиц по плотности. Но с другой стороны, при перегрузке винтового аппарата по тяжелой фракции капиллярные волны могут осуществлять обратный перенос тяжелых частиц в поперечном направлении.

Изложенные выше представления о движении винтового потока необходимо учитывать при рассмотрении механизма процесса концентрации на винтовых аппаратах. Внутренние вихревые течения должны отразиться на транспортировании минеральных частиц, их разрыхлении, взвешивании и разделении по плотности. Исследования показали, что в водном потоке, когда влияние поверхностного натяжения велико, проявляются капиллярные волны. Они имеют место в винтовых потоках с $Re < 3000$ и $Fr > 1$. Их можно наблюдать практически на всех типоразмерах

винтовых шлюзов и сепараторов в области, прилегающей к внутреннему борту, а на первых из них – по всей ширине желоба.

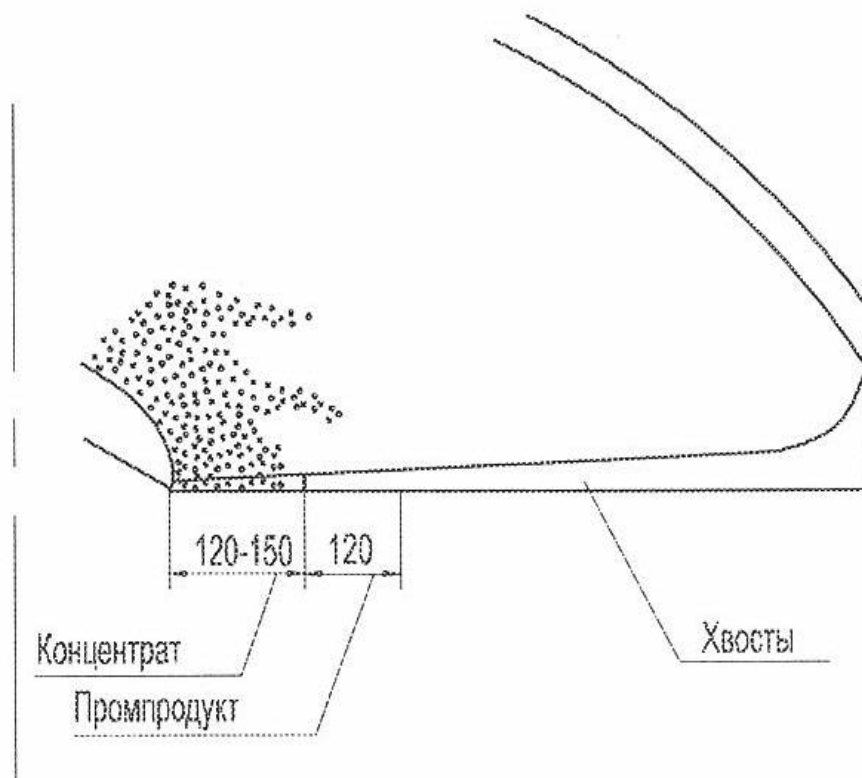


Рисунок 3.5 – Отклонение капиллярными волнами тяжёлых частиц в область промпродукта при массовой доле тяжёлой фракции в питании более 25-30 %

Капиллярные волны фактически являются составной частью поперечной циркуляции, представляя собой ее поверхностную ветвь. Следовательно, их наличие в винтовом потоке является положительным явлением и тесно связано с механизмом разделения частиц в процессе концентрации.

Подытоживая данные раздела, можно отметить, что исследование волн и структуры внутренних течений в водном потоке винтовых аппаратов проведено впервые. Установлено, что в водном потоке, когда влияние поверхностного натяжения велико, проявляются капиллярные волны. Они имеют место в винтовых потоках с $Re < 3000$ и $Fr > 1$. Их можно наблюдать практически на всех типоразмерах винтовых шлюзов и сепараторов в области, прилегающей к внутреннему борту, а на первых из них по всей ширине желоба. Капиллярные волны фактически являются составной частью поперечной циркуляции, представляя собой поверхност-

ную ветвь ее. Следовательно, наличие их в винтовом потоке является положительным явлением и тесно связано с механизмом разделения частиц в процессе концентрации.

3.4 Механизм процесса концентрации в винтовом потоке

Процесс обогащения полезных ископаемых на винтовых аппаратах представляет систему массопереноса минеральных частиц, протекающего в безнапорном криволинейном потоке пульпы малой глубины. Этот поток можно рассматривать как сложное трёхмерное движение двух дискретных потоков: несущей жидкости (воды) и твёрдой фазы, её расслоение, перераспределение, по ширине желоба на фракции, отличающихся по физическим свойствам.

На основе результатов исследований процесс концентрации в винтовом потоке пульпы можно условно разделить на три этапа [4, 25, 91, 105, 122, 127]:

- 1 этап – транспортирование минеральных зерен на винтовом аппарате в водном потоке;
- 2 этап – расслоение минеральных зерен по желобу винтового аппарата;
- 3 этап – разделение минеральных зерен в желобе винтового аппарата.

Первый этап достаточно полно изучен многими исследователями, как на лабораторных, так и на промышленных аппаратах. Физическое и математическое моделирование, описание и анимация этого этапа концентрации различными авторами принципиальных различий не имеет. В большинстве случаев транспортирование описывается как движение пульпы вниз по винтовому желобу с различными скоростями тяжелых, легких частиц и частиц промежуточной плотности. В зависимости от диаметра винтового желоба, а, следовательно, его производительности и размеров частиц, проходящих через желоб, режим движения пульпы на винтовых аппаратах может иметь характер как ламинарного (для винтовых шлюзов), переходного (для винтовых шлюзов и сепараторов), так и турбулентного (для винтовых сепараторов и винтовых концентраторов). Основными факторами, влияющими на поведение пульпы на этапе транспортирования, являются гидродинамическое давление, сила тяжести и сила трения.

По мере того, как пульпа течет по винтовому желобу сепаратора, происходит ее расслоение по вертикали. Это расслоение обычно рассматривается как результат сочетания стесненного падения минеральных зерен и просачивания их в промежутках между ними. Также, благодаря относительно высокой скорости сдвига потока в винтовом желобе, значительную роль играет сила Р. Багнольда (сила вертикального сдвига частиц). В результате этого этапа происходит следующее: по вертикали тяжелые частицы переходят в низкоскоростную зону потока пульпы у поверхности желоба, а легкие – наслаиваются над ними в зоне потока с большей скоростью.

Процесс разделения минеральных частиц качественно осуществляется следующим образом. Прежде всего, этот процесс следует связывать со стесненным движением, поскольку минеральные частицы движутся в большом количестве при малом расстоянии между собой. Поэтому при анализе сил, определяемых их разделение, в качестве объектов нужно принимать не отдельно взятую частицу, а элемент потока пульпы, включающего и твердую и жидкую фазы. Сила тяжести является одной из основных активных сил, определяющей общий характер движения потока пульпы в винтовом желобе. Ее составляющая в радиальном направлении в сочетании с составляющей центробежной силы определяют положение потока в целом, расстояние частиц от внутреннего радиуса сепаратора, траектории и скорости движения частиц по желобу.

Твердая фаза, находящаяся в пределах нижней ветви поперечной циркуляции, под воздействием гидродинамической силы, силы тяжести, центробежной силы и силы трения, при движении вниз постепенно смещается в сторону оси аппарата. Это смещение происходит независимо от того, есть в этом слое тяжелые частицы или нет; перемещается весь слой. Тяжелая частица, находящаяся в окружении сотен, а может быть и тысяч частиц пустой породы, подчиняется общему характеру движения всего слоя частиц. При этом верхние слои легких частиц постепенно оказываются в области поверхностной ветви поперечной циркуляции капиллярных волн, с помощью которых они при движении вниз отклоняются в сторону внешнего борта.

Таким образом, основными факторами, влияющими на процесс разделения, являются: гидродинамическая сила, сила тяжести, центробежная сила, сила трения, поперечная циркуляция потока.

3.4.1 Транспортирование и разрыхление частиц в винтовом потоке

Несмотря на большое количество исследований в области гидротехники по транспорту и взвешиванию частиц, использование их для потоков на винтовом желобе необходимо с поправкой на большую плотность пульпы и особенность «винтовых» потоков. На винтовых аппаратах водный поток имеет режимы от ламинарного до турбулентного; состояния – спокойное, критическое и бурное.

Транспортирование минеральных частиц в водной среде при определенных условиях определяется также и коэффициентом трения. А. Е. Смолдырев [102] пришел к выводу, что внутреннее трение в пульпе во многом определяется размерами частиц твердой фазы. В. Н. Покровская [84] предложила расклассифицировать транспортируемые водным потоком материалы на 4 группы. К первой относятся частицы, скорость стесненного падения которых меньше осредненных значений абсолютных величин вертикальных составляющих пульсирующей скорости. В этом случае частицы переносятся во взвешенном состоянии. Ко второй группе относятся частицы, у которых скорость стесненного падения больше среднего значения вертикальной составляющей скорости потока, но меньше ее максимальных значений. Частицы движутся в неустойчивом режиме, находясь то во взвешенном состоянии, то двигаясь скачкообразно. При этом частицы в основном концентрируются в нижней части сечения пульповода. Третьей группе соответствуют частицы, у которых скорость стесненного падения больше максимального значения вертикальной составляющей скорости. В этом случае частицы не взвешиваются, а перекатываются по дну пульповода. Четвертая группа соответствует режиму заиливания частиц, образующих слабоподвижный слой.

Положения, сформулированные А. Е. Смолдыревым и В. Н. Покровской применительно к процессу концентрации на винтовых аппаратах, использовались в работах Б. В. Кизевальтера и Ю. С. Бадеева [6, 7, 45, 47]. Для их концепции характер-

но, как они считают очень важным знать отношение между скоростями воды и частицы, а сила трения частиц о дно желоба ими не учитывается.

К. В. Соломин, заимствуя из теории движения одиночных частиц по сухому винтовому жёлобу, важную роль при транспортировании частиц отводит силе трения [103, 104]. Частицы приобретают различные скорости в результате разницы в коэффициентах трения F_c скольжения и качения. Под влиянием центробежной силы частицы отбрасываются к периферии до тех пор, пока составляющая центробежной силы не уравнивает составляющую силы тяжести. После этого частица должна перемещаться по винтовой линии с постоянной скоростью v_r согласно уравнению (3.3).

$$v_r = \sqrt{\frac{Rg(\operatorname{tg}\beta + F_c)}{1 - F_c \operatorname{tg}\beta}}, \text{ см/с}, \quad (3.4)$$

где R – расстояние до оси желоба, см; β – угол наклона поперечного сечения желоба к горизонту, град; g – ускорение силы тяжести, см/с²; F_c – коэффициент трения.

Позднее К. В. Соломин стал учитывать силу тяжести частицы и динамическое давление воды на частицу, по-прежнему придавая силе трения важное значение. «Красной нитью» работ К. В. Соломина является рассмотрение сил, действующих на отдельную частицу. Это относится и к исследованиям Г. А. Стаханова, Н. Г. Холодова, В. Н. Шохина, которые предложили соответствующую формулу для скорости отдельной частицы в винтовом потоке [108, 109]. Приближенный математический анализ движения одиночной частицы выполнил также Мейстер [147], который учитывал поперечную циркуляцию водного потока, размер частиц и коэффициент трения. Однако, очевидно, что движение одиночной частицы не может характеризовать весь процесс транспортирования твердой фазы в целом.

На современном уровне научно-технических представлений о гравитационных процессах необходимо изучать не только движение отдельных частиц, но и транспортирование всей их массы.

Твердая фаза в винтовом потоке движется в виде массы частиц, расположенных многослойно. Трудно себе представить, что в условиях непрерывного кон-

такта отдельные частицы могут иметь различные скорости в зависимости от их размера и коэффициентов трения. Поэтому можно предположить, что в этом случае следует оценивать транспортирование всей массы частиц с учетом особенностей водного потока и характеристики частиц, из которых образована пульпа.

В литературе можно найти сведения по «разрыхлению» частиц на отсадочной машине [44, 46, 56], концентрационном столе [33], но применительно к винтовым аппаратам подобных работ не имеется. Известно только утверждение Л. Г. Подкова [82, 83], что качественное разрыхление частиц на винтовых аппаратах определяется крупномасштабными турбулентными пульсациями. Следует отметить, что эта концепция не объясняет разрыхление частиц в ламинарном винтовом потоке и поэтому не является исчерпывающей.

Соломин К. В. [105] считает, что при оптимальном разрыхлении частиц улучшается их подвижность, увеличивается «пористость» и учащается образование межзерновых каналов. Это приводит к интенсивному проникновению тяжелых частиц в нижние слои потока. Он предполагает, что причиной разрыхления частиц является вертикальная составляющая скорости турбулентного потока.

Сила механического воздействия массы частиц на одиночную частицу в работах [61, 118] не измеряется и не рассчитывается. Так, например, О. Рейнольдсом было установлено, что при движении пульпы с высоким содержанием твердого сдвигающее (тангенциальное) напряжение является причиной разрыхления твердой фазы в потоке. Р. Багнольд получил зависимость сдвигающего напряжения от скорости потока, содержания твердого в нем, крупности и плотности минеральных частиц. Учитывая изменение скоростей движения минеральных частиц по глубине потока, он в основу своей концепции положил механику взаимодействия частиц между собой, считая, что при соударении частиц возникает реактивная сила, направленная вверх под определенным углом к вертикали. Вертикальная составляющая этой силы представляет собой подъемную силу, разрыхляющую твердую фазу в потоке. Особенно ценным в исследовании Р. Багнольда является то, что эту подъемную силу он зафиксировал экспериментально. Учёт результатов ранее проведен-

ных работ является наиболее перспективным при раскрытии сущности процесса разрыхления [133].

3.4.2 Закономерности движения пульпы на винтовом желобе

При выводе формул для расчета скорости движения пульпы на винтовых аппаратах использован опыт получения аналогичных закономерностей применительно к наклонной поверхности. Скорость пульпы в винтовом желобе для соответствующих режимов представляется следующими зависимостями [25]:

$$v_{\text{п.лам.}} = C_{\text{п.лам.}} \frac{g H_{\text{п}}^2 \frac{t}{D} (\text{tg}\beta)^{0,17} \rho_{\text{п}}}{\eta_{\text{п}}}; \quad (3.5)$$

$$v_{\text{п.пер.1}} = C_{\text{п.пер.1}} \frac{g^{0,8} H_{\text{п}}^{1,4} \left(\frac{t}{D}\right)^{0,8} (\text{tg}\beta)^{0,25} \rho_{\text{п}}^{0,6}}{\eta_{\text{п}}^{0,6}}; \quad (3.6)$$

$$v_{\text{п.пер.2}} = C_{\text{п.пер.2}} \frac{g^{0,65} H_{\text{п}}^{0,95} \left(\frac{t}{D}\right)^{0,65} (\text{tg}\beta)^{0,33} \rho_{\text{п}}^{0,3}}{\eta_{\text{п}}^{0,3}}; \quad (3.7)$$

$$v_{\text{п.турб.}} = C_{\text{п.турб.}} g^{0,5} H_{\text{п}}^{0,5} \left(\frac{t}{D}\right)^{0,5} (\text{tg}\beta)^{0,5}, \quad (3.8)$$

Где $v_{\text{п.лам.}}$, $v_{\text{п.пер.1}}$, $v_{\text{п.пер.2}}$ и $v_{\text{п.турб.}}$ – скорость пульпы в винтовом желобе в соответствующих режимах (ламинарный, переходный 1 и 2, турбулентный), см/с; $C_{\text{п.лам.}}$, $C_{\text{п.пер.1}}$, $C_{\text{п.пер.2}}$, $C_{\text{п.пер.}}$ – коэффициенты, зависящие от величины критерия Fr; $H_{\text{п}}$ – глубина потока пульпы, см; $\eta_{\text{п}}$ – эквивалентная вязкость пульпы; $\rho_{\text{п}}$ – плотность пульпы, г/см³; β – угол наклона поперечного сечения желоба к горизонту, град; g – ускорение силы тяжести, см/с²; D , t – диаметр и шаг желоба, см [25].

Из анализа соотношений (3.5–3.8) видно, что скорости водного потока на винтовых аппаратах определяются не только отношением t / D , но также зависят от угла наклона профиля к горизонту, причем эта зависимость различна в зависимости от режима потока. Приведенные зависимости позволяют проследить постепенный переход от ламинарного режима к турбулентному с учетом выявленных ранее критических значений числа Рейнольдса.

Для специалистов всегда представляло интерес, какие изменения претерпевает винтовой водный поток при введении в него твердой фазы. Проведённые эксперименты показывают, что глубина и скорость потока при этом возрастают и, как следствие, критерии Рейнольдса и Фруда увеличиваются (рисунок 3.6).

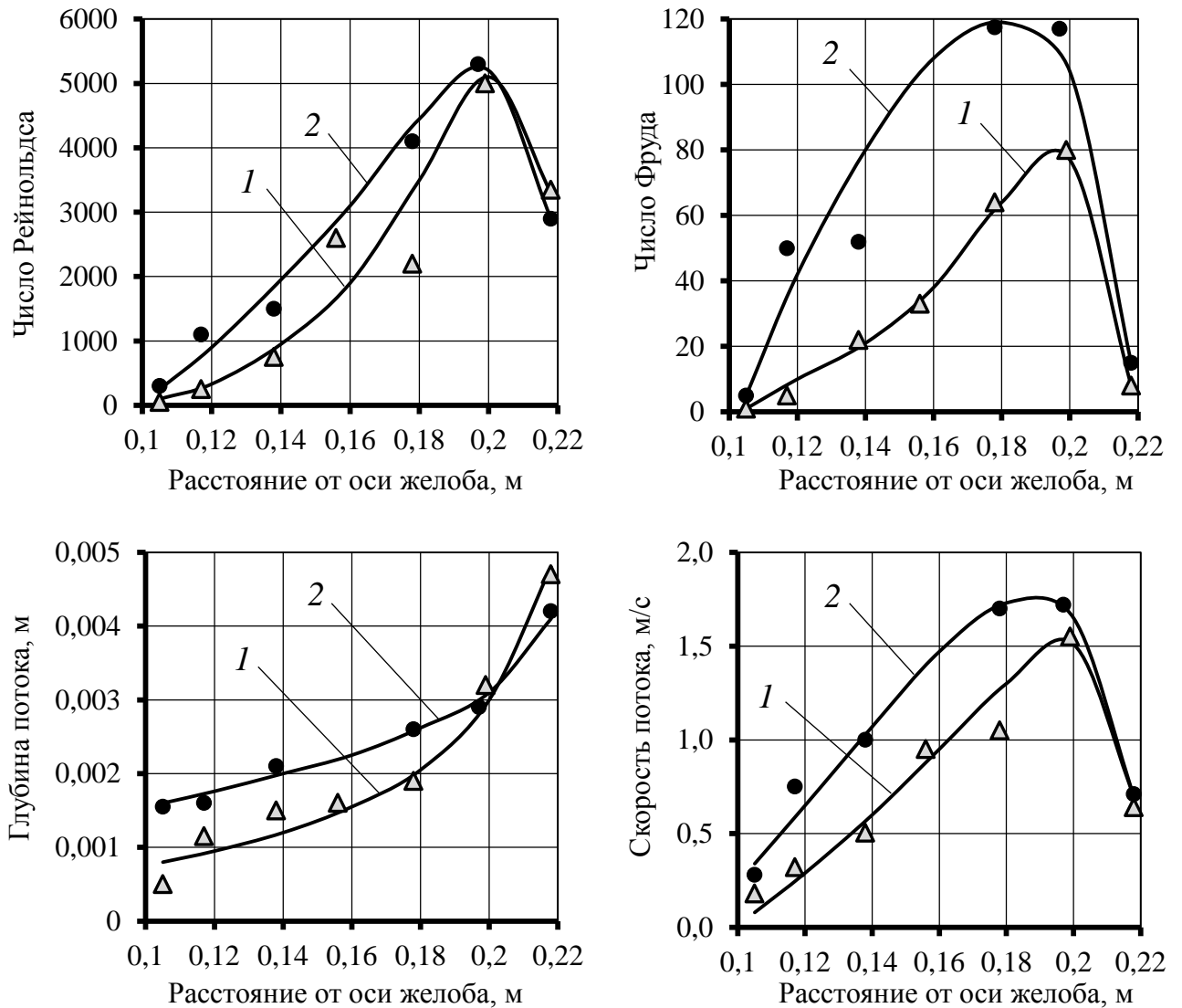


Рисунок 3.6 – Параметры водного потока и потока пульпы в винтовом желобе диаметром 0,5 м с шагом 0,35 м и эллиптическим поперечным сечением:
 1 – водный поток; 2 – поток пульпы (массовая доля твердого в питании 31 %)

Введение массы минеральных частиц в винтовой водный поток соответствует переходу его в состояние, когда ламинарный режим отдельных участков потока переходит в переходный режим, а участки водного потока с $Re = 2000-3400$ переходят в турбулентный режим. Эти результаты дополняют мнение, специалистов по

гидравлике [19], которые до сих пор не пришли к единому мнению по этому вопросу. При малом содержании твёрдого в водном потоке, по их данным, твёрдая фаза то увеличивает турбулентность, то уменьшает её.

Следует также отметить, что кинетичность водного потока возрастает при введении в него твердой фазы. Это очень важно для оценки процесса концентрации на винтовых аппаратах. Не имея в распоряжении этих данных, К. В. Соломин и Л. Г. Подкосов [82, 105] утверждали, что на винтовых аппаратах при высокой вязкости потока поперечная циркуляция исчезает или сводится до минимума.

Массовая доля твёрдого в потоке пульпы на винтовом желобе не является одинаковой по его ширине. Она больше у внутреннего борта, достигая 60-66 % твёрдого по массе, и меньше у периферии желоба, где движется практически одна вода. Как показали опыты Л. Г. Подкосова и др. [82], массовая доля твёрдого пульпы у внутреннего борта зависит от длины пути. Так, при длине желоба в 1,75 витка массовая доля твёрдого в пульпе равна 62,0 %, при длине в 2,75 витка – 65,2 % и при 6 витках она в этом месте составила уже 66,4 %. То есть в процессе движения массы минеральных частиц в потоке винтового желоба у внутреннего борта происходит некоторое (в небольшом объёме) обезвоживание материала.

Разделяя точку зрения Багнольда и Рейнольдса [133], автор диссертационной работы также считает, что при движении пульпы с высокой массовой долей твёрдого сдвигающее тангенциальное напряжение между слоями частиц, возникающее вследствие градиента скорости по глубине, является причиной вертикального разрыхления частиц. Для оценки этого явления рассмотрим схему удельных сил (давлений), действующих на элемент пульпы (рисунок 3.7).

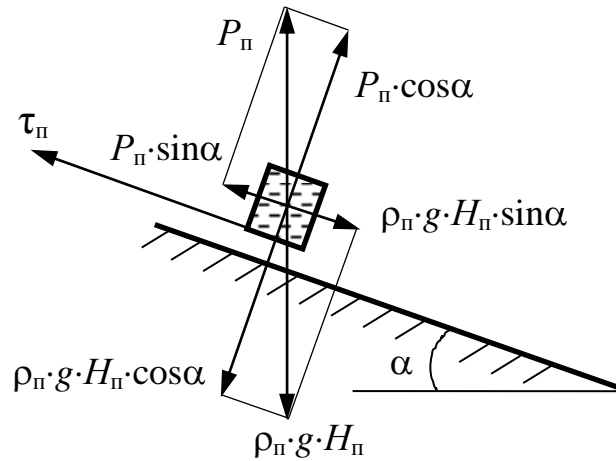


Рисунок 3.7 – Схема давлений, действующих на элемент потока пульпы по наклонной плоскости:

$\tau_{п}$ – тангенциальное сдвигающее напряжение, Па; $P_{п}$ – суммарная подъёмная (разрыхляющая) удельная сила (давление), включающая эффекты от соударения частиц, вращения внутренних течений, циркуляций капиллярных волн и водного потока в целом, Па

Опуская вывод формул, который описан в монографии [25], сдвигающее тангенциальное напряжение для пульп, движущихся в различных режимах, имеет выражение:

$$\tau_{п.лам.} = \frac{\eta_{п} v_{п.лам.}}{C_{п.лам.} H_{п} (\operatorname{tg}\beta)^{0,17}} ; \quad (3.9)$$

$$\tau_{п.пер.1} = \frac{v_{п.пер.1} g^{0,2} \left(\frac{t}{D}\right)^{0,2} \eta_{п}^{0,6} \rho_{п}^{0,4}}{C_{п.пер.1} H_{п}^{0,4} (\operatorname{tg}\beta)^{0,25}} ; \quad (3.10)$$

$$\tau_{п.пер.2} = \frac{v_{п.пер.2} g^{0,35} \left(\frac{t}{D}\right)^{0,35} \eta_{п}^{0,3} \rho_{п}^{0,7}}{C_{п.пер.2} (\operatorname{tg}\beta)^{0,33}} ; \quad (3.11)$$

$$\tau_{п.турб.} = \frac{v_{турб.}^2 \rho_{п}}{C_{турб.}^2 \operatorname{tg}\beta} . \quad (3.12)$$

При ламинарном режиме оно прямо пропорционально эквивалентной вязкости и скорости пульпы и обратно пропорционально её глубине. Сдвигающее тангенциальное напряжение элемента турбулентного потока не зависит от вязкости пульпы, но прямо пропорционально квадрату скорости движения пульпы.

Выражения для подъёмных удельных сил или давлений (3.13–3.16), обеспечивающих разрыхление частиц в элементе потока, получены с использованием исследований Р. Багнольда [133], в которых установлено соотношение этих сил от сдвигающего тангенциального напряжения.

$$P_{\text{п.лам.}} = \frac{0,75 \eta_{\text{п.}} v_{\text{п.лам.}}}{C_{\text{п.лам.}} H_{\text{п}} (\text{tg}\beta)^{0,17}} ; \quad (3.13)$$

$$P_{\text{п.пер.1}} = \frac{0,6 v_{\text{п.пер.1}} g^{0,2} \left(\frac{t}{D}\right)^{0,2} \eta_{\text{п}}^{0,6} \rho_{\text{п}}^{0,4}}{C_{\text{п.пер.1}} H_{\text{п}}^{0,4} (\text{tg}\beta)^{0,25}} ; \quad (3.14)$$

$$P_{\text{п.пер.2}} = \frac{0,45 v_{\text{п.пер.2}} g^{0,35} \left(\frac{t}{D}\right)^{0,35} \eta_{\text{п}}^{0,3} \rho_{\text{п}}^{0,7}}{C_{\text{п.пер.2}} (\text{tg}\beta)^{0,38}} ; \quad (3.15)$$

$$P_{\text{п.турб.}} = \frac{0,3 v_{\text{турб.}}^2 \rho_{\text{п}}}{C_{\text{турб.}}^2 \text{tg}\beta} . \quad (3.16)$$

Чтобы определить воздействие подъемных удельных сил на разрыхление, возьмем отношение удельных подъемных сил к составляющей удельной силы тяжести $\zeta = g H_{\text{п}} \rho_{\text{п}} \cos\alpha$. Данным отношением, названным коэффициентом разрыхления (ψ), можно пользоваться для оценки разрыхления частиц в движущейся пульпе.

$$\psi_{\text{п.лам.}} = \frac{0,75 \eta_{\text{п.}} v_{\text{п.лам.}}}{C_{\text{п.лам.}} g H_{\text{п}}^2 \rho_{\text{п}} \cos\alpha (\text{tg}\beta)^{0,17}} ; \quad (3.17)$$

$$\psi_{\text{п.пер.1}} = \frac{0,6 v_{\text{п.пер.1}} g^{0,2} \left(\frac{t}{D}\right)^{0,2} \eta_{\text{п}}^{0,6}}{C_{\text{п.пер.1}} g^{0,8} H_{\text{п}}^{1,4} \eta_{\text{п}}^{0,6} \rho_{\text{п}}^{0,6} \cos\alpha (\text{tg}\beta)^{0,25}} ; \quad (3.18)$$

$$\psi_{\text{п.пер.2}} = \frac{0,45 v_{\text{п.пер.2}} g^{0,35} \left(\frac{t}{D}\right)^{0,35} \eta_{\text{п}}^{0,3}}{C_{\text{п.пер.2}} g^{0,65} H_{\text{п}} \rho_{\text{п}}^{0,3} \cos\alpha (\text{tg}\beta)^{0,38}} ; \quad (3.19)$$

$$\psi_{\text{п.турб.}} = \frac{0,3 v_{\text{турб.}}^2}{C_{\text{турб.}}^2 g H \cos\alpha \text{tg}\beta} . \quad (3.20)$$

Можно отметить, что независимо от режима потока пульпы разрыхление тем больше, чем больше скорость пульпы. Увеличение плотности и глубины потока

пульпы способствует уменьшению разрыхления частиц. Вязкость пульпы наиболее сильно сказывается на разрыхлении частиц при малых числах Рейнольдса, а скорость наиболее эффективно влияет на разрыхление частиц при турбулентном режиме движения пульпы. Расчеты коэффициентов разрыхления для потоков пульпы на винтовом желобе диаметром 0,50 м, шагом 0,35 м и с эллиптическим профилем с использованием соотношений (2.17-2.20) показывают, что их значения составляют 0,60–0,22. Величина коэффициента разрыхления массы минеральных частиц у внутреннего борта больше, чем у внешнего. То, что величина коэффициентов разрыхления меньше единицы, говорит о том, что минеральные частицы достаточно разрыхлены и не находятся во взвешенном состоянии.

Необходимо отметить, что сведений по коэффициенту разрыхления частиц, движущихся в потоке пульп по наклонной поверхности, в литературе не имеется. Исследования Б.В. Кизевальтера [44, 46] по оценке коэффициента разрыхления применительно к отсадке использовать для процесса винтовой сепарации не представляется возможным, поскольку разрыхление осуществляется в пульсирующем потоке. Также невозможно учесть работы П. В. Лященко, Б.В. Кизевальтера и др. [47,61] по коэффициентам разрыхления при стесненном падении.

По транспортированию и разрыхлению минеральных частиц в водном потоке автором установлено следующее.

Изучение вопросов механизма процесса концентрации на гравитационных аппаратах показывает необходимость учета скоростей движения минеральных частиц и водного потока. От этого зависят особенности транспортирования частиц и характер воздействия на них сил.

Под воздействием внутренних течений минеральные частицы формируются в продольные полосы, которые являются элементом переноса твердого в водном потоке. При определенном режиме водного потока движение частиц осуществляется с помощью капиллярных волн в виде отдельных порций. На винтовом желобе с пологим профилем капиллярные волны, насыщенные минеральными легкими частицами, транспортируют их в сторону внешнего борта. В ряде случаев транспорт частиц происходит одновременно под воздействием и капиллярных волн и

внутренних течений. Это имеет значение для объяснения других актов процесса концентрации на винтовых аппаратах, являясь по своей сути новым направлением в оценке этих явлений.

Подъемные силы возникают от движения капиллярных волн, поскольку поверхностные массы имеют скорости большие, чем нижние. В пределах такой волны возникает поперечная циркуляция, которая и предопределяет вертикальную составляющую скорости. Весьма ощутимые подъемные силы в винтовом потоке возникают также от нормальной составляющей поперечной циркуляции. Значения их того же порядка, что и подъемные силы от внутренних течений.

Вероятно, подъемные силы от турбулентной пульсации также существуют в турбулентных водных винтовых потоках, но это специальный объект исследования применительно к бурным по состоянию и тонким потокам.

Разрыхление частиц в потоке пульпы, безусловно, определяется также взаимным их соударением, которое возникает вследствие градиента скорости по глубине. Эту точку зрения также можно взять на вооружение применительно к потоку пульпы на винтовых аппаратах с учетом особенностей «бурных» по состоянию потоков. То есть подъемные силы, возникающие от соударения частиц в потоке пульпы, являются не единственным фактором, а одним из отмеченных выше.

3.4.3 Расслоение и разделение минеральных частиц

Важным этапом процесса концентрации на винтовых аппаратах являются расслоение и сепарация (разделение) минеральных частиц. В. М. Бочковским [13] отмечалось, что при движении пульпы в наклонном желобе неизбежно возникает «просеивание» мелких частиц в промежутках между крупными. При этом крупные частицы движутся в верхних слоях потока за счет подклинивания и вытеснения мелкими. Этот естественный процесс и является расслоением по крупности. Одновременно с ним происходит и расслоение по плотности, которое можно усилить с помощью колебаний и восходящим водным потоком и чем больше общая подвижность или разрыхление частиц, тем лучше расслоение по плотности и хуже расслоение по крупности.

Оценивая исследования, посвященные расслоению частиц в винтовом потоке можно отметить, что частицы, находясь в разрыхленном состоянии, и при малых расстояниях между собой ударяются друг о друга и расстояние между ними то увеличивается, то уменьшается. Тяжелая частица может продвинуться в более низкий слой, если под ней образуется межзерновой канал размером несколько более ее. В последующий момент расслоение может сократиться, и продвижение тяжелой частицы может затормозиться. Это может повторяться много раз до тех пор, пока тяжёлая частица не достигнет дна желоба. В процессе движения тяжелой частицы через слой легких частиц на нее действует сила сопротивления или подъемная сила со стороны окружающих частиц, которая включает подъемную силу от соударения частиц, внутренних течений, поперечной циркуляции и турбулентных пульсаций.

Процесс разделения минеральных частиц в водном потоке винтового аппарата следует связывать с массовыми явлениями, поскольку минеральные частицы движутся в большом количестве при малом расстоянии между собой. Поэтому при анализе сил, определяющих их разделение, в качестве объекта необходимо принимать не отдельно взятую частицу, а элемент потока пульпы, включающего и твердую, и жидкую фазу.

Первоначальная точка зрения многих авторов [47, 83], которые рассматривали поведение отдельной частицы под воздействием соответствующих сил, сыграла определенную роль на первых порах, однако в настоящее время она не в состоянии объяснить многие важные явления. Так, например, непонятно, каким образом рассматриваемая частица на пути в область движения концентрата преодолевает сопротивление окружающих частиц. Эта точка зрения не дает ответа на вопрос, почему тяжелое зерно на дне в окружении массы легких частиц с боков и сверху при близком расстоянии между ними все-таки отделяется от них в радиальном направлении. Рассматривать действие различных сил на отдельную частицу из массы других можно только условно, в принципе отвлекаясь от реальной сути самого явления сепарации частиц.

Так, в частности, гидродинамическое давление поперечной циркуляции действует не на отдельно взятую частицу, а на весь поток целиком. Поведение группы частиц при малых расстояниях между ними в практике гравитационного обогащения получило название падения частиц в «стесненных» условиях. Определение характера воздействия жидкости на частицы в «стесненных» условиях является одним из важных вопросов теории гравитационных процессов обогащения. В некоторых работах [14, 51] показано, что в этом случае обтекание частиц сопровождается отсутствием отрыва слоев жидкости в кормовой части частицы. Это существенно отличается от обтекания частиц потоком жидкости в «свободных» условиях, когда происходит отрыв слоя жидкости в кормовой части тела. В «стесненных» условиях частицы во многом ведут себя как одно целое, доказательством чему является подъем на отсадочной машине всего слоя постели в сплоченном состоянии при восходящем движении воды.

С учетом вышеизложенного в диссертационной работе разделение частиц рассматривает с точки зрения массовых явлений или воздействия соответствующих сил на элемент потока (рисунок 3.8). С учетом представленной схемы рассмотрены особенности каждой из указанных сил.

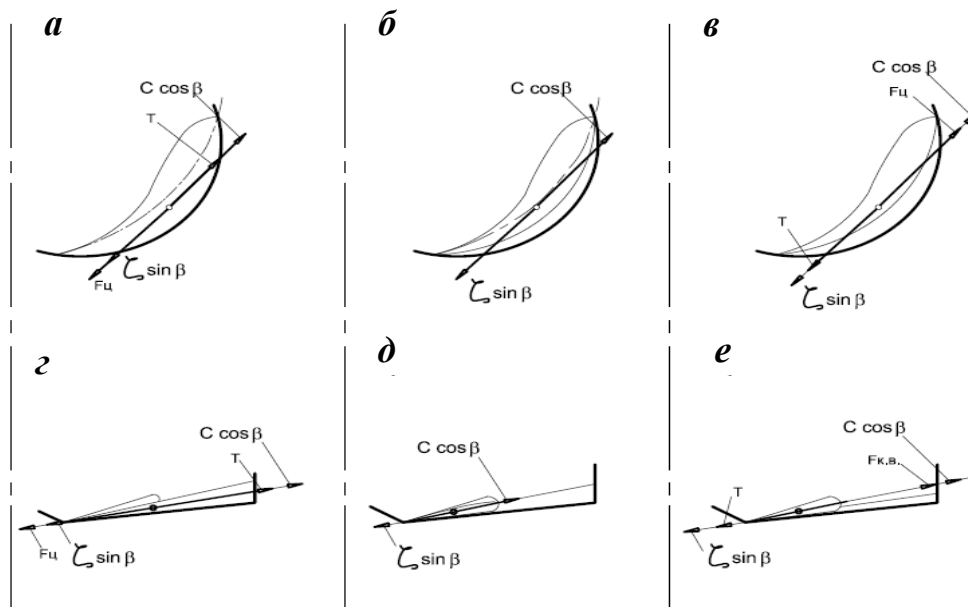


Рисунок 3.8 – Схема сил, действующих на частицы вдоль поперечного сечения жёлоба на винтовом сепараторе (а, б, в) и винтовом шлюзе (z, д, e):

$F_{ц}$, $F_{кв}$ – гидродинамические силы от поперечной циркуляции и капиллярной волны;
 C – центробежная сила; ζ , T – силы тяжести и трения

Сила тяжести является одной из основных активных сил, определяющих общий характер движения потока пульпы в винтовом желобе. Ее составляющая в радиальном направлении в сочетании с составляющей центробежной силы определяют положение потока в целом (расстояние от оси аппарата) и, с учетом поперечного сечения желоба – определенный профиль потока.

Для общей оценки гидродинамического воздействия на частицы в желобе винтового аппарата важно знать характер их движения в водном потоке. Если частицы находятся во взвешенном состоянии, то, естественно, их движение определяется гидродинамической силой. В случае перемещения частиц по дну в непосредственном контакте с ним учитывать нужно еще и силу трения. При промежуточном варианте, когда частицы периодически касаются дна, характер их движения в основном определяется гидродинамической силой и в меньшей степени – силой трения о дно.

По данным Г. А. Стаханова [108] скорость движения частиц на винтовом сепараторе составляет около 90 % от скорости водного потока данного направления. Это говорит о том, что влияние силы трения на движение частиц по желобу винтового сепаратора невелико, частицы движутся в этом случае с редким контактом с поверхностью дна желоба. Некоторым критерием в оценке этого явления может быть износ футеровки винтового желоба. То, что футеровка изнашивается от движения пульпы, говорит о наличии контакта частиц с дном желоба. Поэтому силой трения, возникающей от контакта частиц с поверхностью желоба пренебречь нельзя.

На винтовом сепараторе, на котором режим потока переходный и турбулентный можно прийти к выводу о частичном контакте частиц с дном желоба.

Применительно к винтовому шлюзу имеются некоторые особенности. На нем используются потоки с ламинарным и переходным режимами, а крупность обогащаемого материала менее 0,5 мм. Контакт с дном у таких частиц значительно больше, чем на винтовом сепараторе. Тот факт, что наилучшее извлечение ценных металлов из шламов получено на винтовом шлюзе, у которого рабочая поверхность выполнена из резины, бетона, линолеума и других материалов, характеризующихся наибольшими коэффициентами трения, говорит о существенном

контакте частиц с поверхностью желоба [29]. Следовательно, здесь характер движения частиц в радиальном направлении определяется в основном гидродинамической силой от поперечной циркуляции и силой трения частиц о дно желоба.

Чтобы оценить влияние поперечной циркуляции на процесс концентрации, когда винтовой желоб достаточно загружен как по воде, так и по твердому, автором проведены опыты. На винтовом сепараторе диаметром 1,5 м с помощью нитевого индикатора и специальной рамки для фиксации начала и конца нити определялись углы поверхностной циркуляции в потоке без твердой фазы и с ней при массовой доле твердого 12 и 24 % и производительности соответственно 6 и 10 т/час. В качестве исходного материала для питания сепаратора служили кварцевые пески крупностью 0,1–1,5 мм. Опытами установлено, что при введении твердой фазы в поток винтового желоба поперечная циркуляция сохраняется (рисунок 3.9). Углы поверхностной циркуляции у внешнего борта практически не изменились, поскольку содержание твердого здесь незначительное. В остальной части ширины желоба угол циркуляции пульпы был в 1,5–2 раза меньше, чем угол циркуляции водного потока.

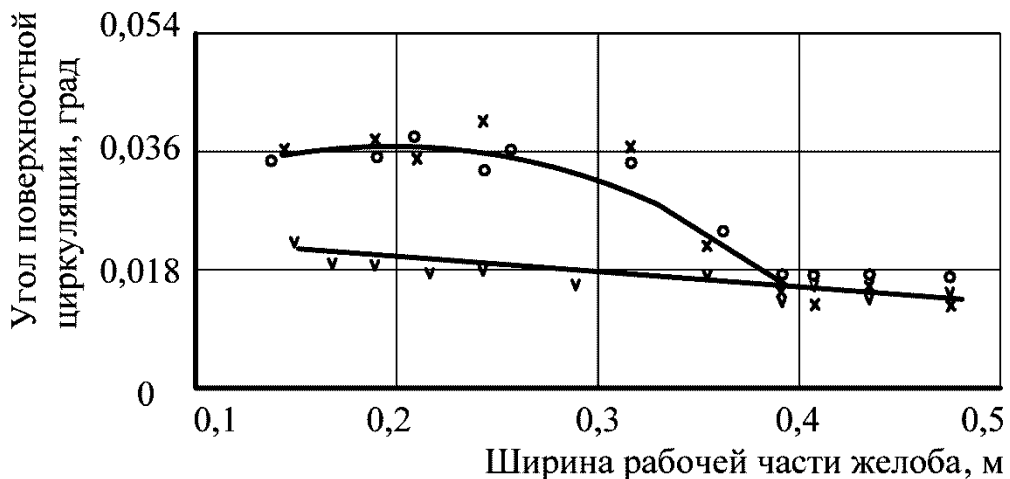


Рисунок 3.9 – Влияние твердой фазы в потоке винтового сепаратора диаметром 1,5 м на угол поверхностной циркуляции:

- – вода; х – пульпа (12 % твёрдого, нагрузка 6 т/ч на 1 желоб);
- v – пульпа (24 % твёрдого, производительность 10 т/ч)

На основании изложенного, твердая фаза, находящаяся в пределах нижней ветви поперечной циркуляции, под воздействием гидродинамической силы, которая является результатом действия силы тяжести, центробежной силы и трения, при движении вниз постепенно смещается в сторону оси аппарата. Это смещение происходит независимо от того, есть в этом слое тяжелые частицы или нет; перемещается весь слой. Тяжелая частица, находящаяся в окружении сотен, а может быть, и тысяч частиц пустой породы, подчиняется общему характеру движения всего слоя частиц. Очень важной особенностью сепарации частиц на винтовых аппаратах является то, что при этом частицы постепенно переходят в область потока с меньшими глубинами. Вследствие этого верхние частицы рассматриваемого слоя оказываются в пределах верхней ветви поперечной циркуляции, где направление движения – по развертывающейся спирали в сторону внешнего борта. При этом верхние слои легких частиц отдаляются от оси винтового желоба.

Развивая эту точку зрения логическими предположениями, можно утверждать, что в процессе смещения нижнего слоя к области концентрата осуществляется вытеснение тяжелыми частицами легких в верхние слои. За счет этого концентрация тяжелых частиц у внутреннего борта возрастает.

Результирующая сила от воздействия соответствующих сил на слой потока, который находится в пределах верхней ветви циркуляции, направлена от оси аппарата. Поэтому твердая фаза этой части потока, двигаясь вместе с водой вниз по желобу, постепенно отклоняется к внешнему борту. Рассмотренная концепция учитывает многократное движение легких частиц в радиальном направлении от одного борта к другому и обратно при большом количестве витков и оптимальной производительности по твердому в воде.

Возвращаясь к точкам зрения других исследователей по этому вопросу, можно заметить следующее. Становится очевидным, что мнение К. В. Соломина, Г. А. Стаханова и других, которые рассматривали разделение частиц в радиальном направлении с позиции движения одиночных частиц, является малоубедительным. Это, во-первых, объясняется тем, что рассматриваемый процесс является массовым и поведение данной частицы определяется большим количеством других. Важным факто-

ром, характеризующим поведение частиц в радиальном направлении, является также поперечная циркуляция. И, наконец, такого явления, когда скорость частиц устанавливается, и они движутся по соответствующим винтовым линиям в водном потоке винтового желоба, не существует. В процессе движения элементы потока пульпы в каждый последующий момент времени изменяют расстояние от оси аппарата. По этой причине скорость их движения является величиной переменной (не считая область концентрата) на протяжении всей длины винтового желоба. Утверждение К. В. Соломина о том, что основной силой, определяющей поведение частиц в радиальном направлении, является сила трения, также не убедительно. Экспериментальные данные Г.А. Стаханова и наблюдения автора показывают, что скорость движения частиц на винтовых сепараторах близка к скорости воды и частицы могут двигаться в этом случае в виде взвеси с некоторым контактом с поверхностью желоба. Другими словами, сила трения имеет место, но не является главной из всех рассмотренных. Эта сила – одна из трёх сил (составляющие силы тяжести, центробежной и силы трения), которые действуют на винтовой поток. В результате взаимодействия этих сил появляется поперечная циркуляция всего водного потока, которую можно выразить через гидродинамическое давление от поперечной циркуляции.

Как показали эксперименты и расчеты, приведенные в монографии [25], точка зрения Л. Г. Подкосова [83], что поперечной циркуляции в винтовом потоке пульпы не существует ввиду уменьшения продольной скорости потока в присутствии твердой фазы, оказалась неубедительной.

На винтовых сепараторах с относительно глубоким наполнением можно хорошо представить себе гидродинамическую силу от верхней ветви поперечной циркуляции на минеральные частицы. Другое дело – винтовые шлюзы с пологим профилем поперечного сечения, где наблюдаются четко выраженные капиллярные волны, которые и представляют собой верхнюю ветвь циркуляции. Капиллярные волны при введении в водный поток твердой фазы не исчезают, а, наоборот, становятся более четкими (рисунок 3.10). Насыщаясь минеральными частицами, эти

волны на пути от внутреннего борта к внешнему борту осуществляют одновременно и транспорт твердой фазы в поперечном направлении винтового желоба.

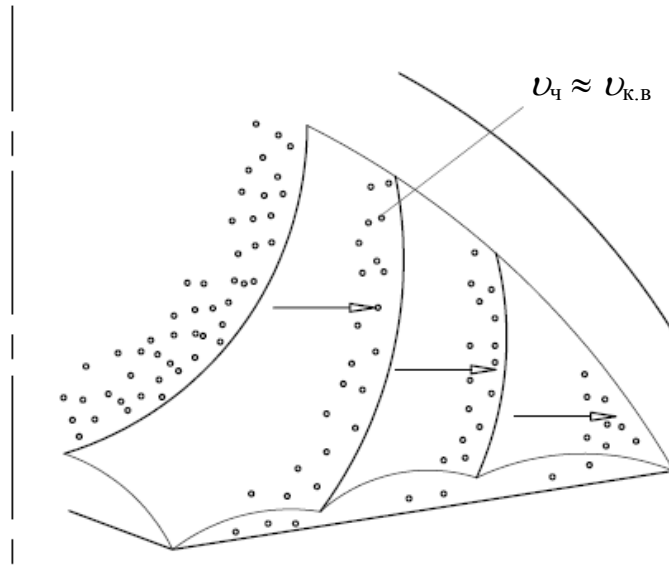


Рисунок 3.10 – Воздействие внутренних течений и капиллярных волн при транспортировании массы частиц в водном потоке по наклонной плоскости ($v_{\text{ч}}$, $v_{\text{к.в}}$ – скорости частиц и капиллярных волн)

Скорость циркуляции потока пульпы на винтовом желобе можно рассчитать по формуле [25]:

$$v_{\text{п.цирк.}} = v_{\text{п}} \operatorname{tg} \theta_{\text{п}} \frac{\cos \alpha}{\cos \beta}; \quad (3.21)$$

где θ – угол циркуляции; α – угол наклона винтовой линии; β – угол наклона поперечного сечения желоба к горизонту, град; $v_{\text{п}}$ – скорость потока пульпы вдоль желоба для каждого режима, которую можно определить из выражений 3.5–3.8.

Из анализа данных соотношений следует, что скорость циркуляции пульпы тем больше, чем больше глубина, отношение шага к диаметру и угол поперечного сечения к горизонту. Несмотря на определённую теоретическую ценность этих выражений, они учитывают не все факторы разделения частиц в винтовом потоке – содержание тяжёлых частиц в питании, их крупность и плотность и так далее.

Подводя итоги теоретических исследований по сепарации расслоившихся частиц, можно отметить, что это массовый процесс, при котором положение всего потока в радиальном направлении определяется соотношением силы тяжести и

центробежной силы. Поведение твердой фазы в этом потоке определяется внутренними особенностями винтового потока, которые являются следствием проявления названных сил. К таким особенностям относится поперечная циркуляция, которая наблюдается не только в водном потоке, но и при движении в винтовом желобе потока пульпы. Тяжелые частицы, которые в результате расслоения оказываются в нижних слоях потока вместе с массой легких частиц, под воздействием нижней ветви поперечной циркуляции постепенно отклоняются в сторону внутреннего борта, где глубина потока меньше. При этом верхние слои легких частиц постепенно оказываются в области поверхностной ветви поперечной циркуляции и капиллярных волн, с помощью которых они постепенно при движении вниз отклоняются в сторону внешнего борта.

3.5 Выводы

1. Режим движения водного потока на винтовых аппаратах может иметь ламинарный (для винтовых шлюзов), переходный (для винтовых шлюзов и сепараторов) и турбулентный (для винтовых сепараторов и винтовых концентраторов) характер.

2. Основными особенностями водного потока на винтовых аппаратах являются наличие капиллярных и гравитационных волн, образование поперечных циркулирующих потоков, движущихся в верхних слоях по разворачивающимся спиральям, а вблизи дна – по свертывающимся спиральям.

Капиллярные волны являются составной частью поперечной циркуляции, представляя собой ее поверхностную ветвь.

На винтовых желобах с диаметром более одного метра у внешнего борта образуется вторичный циркулирующий поток с другим направлением движения водных струй.

3. Получены эмпирические формулы для расчёта скорости движения пульпы, тангенциального сдвигающего напряжения, удельной подъёмной силы (давления) и коэффициента разрыхления частиц на винтовом желобе для ламинарного, переходного и турбулентного режимов.

4. Максимальная относительная ошибка расчётов по эмпирическим формулам составляет $\pm 20\%$ при количестве экспериментальных данных для различных режимов 22–80. Максимальная относительная средняя ошибка предсказания составляет $\pm 2,2\text{--}4,26\%$.

5. Определены особенности разрыхления частиц при движении пульпы по винтовому жёлобу. Расчётный коэффициент разрыхления частиц в винтовом сепараторе с диаметром желоба 0,5 м равен 0,22–0,60. Увеличение плотности и глубины потока пульпы способствует уменьшению разрыхления частиц. Вязкость пульпы наиболее сильно сказывается на разрыхлении частиц при малых числах Рейнольдса, а скорость пульпы наиболее эффективно влияет на разрыхление частиц при турбулентном режиме движения пульпы.

5. Расслоение минеральных зерен по плотности в желобе винтового аппарата определяется их физическими свойствами, параметрами водного потока и наклонной поверхности и происходит под действием различных механизмов: стесненное падение минеральных зерен и «просачивание» их в межзерновые промежутки, вертикальный сдвиг Багнольда и поперечная циркуляция потока.

6. Движущими силами расслоения частиц в потоке являются гидродинамические силы, возникающие при образовании капиллярных и гравитационных волн и поперечных циркуляциях потоков, а также центробежная сила, сила тяжести и сила трения частиц о дно винтового жёлоба.

4 ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МАГНЕТИТСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ

4.1 Фракционный состав продуктов первых стадий измельчения и обогащения, потенциально пригодных для выделения из них части готового концентрата с помощью винтовой сепарации

Одним из путей развития схем обогащения магнетитовых руд, позволяющим увеличить производительность технологических секций и повысить технологические показатели обогащения, является использование технологии стадийного вывода не только хвостов, но и концентратов по мере раскрытия сростков магнетита. При этом винтовую сепарацию можно рассматривать в качестве одного из методов стадийного выделения концентрата.

Фракционный состав продуктов, потенциально пригодных для получения железных концентратов после первой стадии шарового измельчения, для различных типов железных руд приведён в таблице 4.1.

Фракционный состав рассмотренных продуктов обогащения имеет общую закономерность – при снижении крупности частиц возрастает массовая доля в них железа, а, следовательно, и плотность. Это связано с особенностями раскрытия магнетита (с более легкой измельчаемостью магнетита). Поэтому самые тонкие классы крупности представляют собой практически готовые железные концентраты с повышенной плотностью, что позволяет их выделить в концентрат с помощью винтовой сепарации.

Заслуживают внимания результаты распределения железа по классам крупности менее 0,125 мм в песках гидроциклона. В данном диапазоне крупности наблюдается концентрация железа до содержаний, соответствующих качеству железных концентратов, выпускаемых предприятием (63,4–64,8 % и 61,2–62,89 %, соответственно для Коршуновской и Абагурской обогатительных фабрик). Это не может характеризовать процесс классификации в гидроциклоне как эффективный. Данное обстоятельство связано с особенностями гидроциклонирования магнетитсодержащих пульп, при котором в крупный продукт (пески) переходит часть «тяжёлых» мелких частиц магнетита.

Таблица 4.1 – Результаты фракционирования по крупности продуктов переработки различных типов магнетитовых руд

Продукт обогащения	Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Распределение Fe, %
Скарновая магнетитовая руда, Абагурская фабрика [32]				
Промпродукт ММС-I	+2	1,13	37,59	0,79
	-2+1	5,95	40,95	4,54
	-1+0,5	10,75	43,32	8,69
	-0,5+0,25	15,86	47,23	13,97
	-0,25+0,125	15,03	53,11	14,87
	-0,125+0,071	15,01	57,86	16,19
	-0,071+0,04	12,75	61,21	14,55
	-0,04	23,51	60,23	26,40
	Всего:	100,00	53,64	100,00
Слив мельницы	-2+1	1,47	44,02	1,18
	-1+0,5	6,59	43,32	5,24
	-0,5+0,25	17,58	47,52	15,34
	-0,25+0,125	25,27	53,94	25,03
	-0,125+0,071	21,25	59,25	23,11
	-0,071+0,04	12,82	60,65	14,28
	-0,04	15,02	57,33	15,81
	Всего:	100,00	54,46	100,00
Пески гидроциклона	-2+1	3,74	40,11	2,74
	-1+0,5	10,47	43,46	8,31
	-0,5+0,25	22,44	49,16	20,14
	-0,25+0,125	26,93	56,60	27,82
	-0,125+0,071	16,72	61,21	18,66
	-0,071+0,04	7,73	62,89	8,87
	-0,04	11,97	61,63	13,46
	Всего:	100,00	54,80	100,00
Скарновая магнетитовая руда, Коршуновский ГОК [93]				
Слив шаровой мельницы	+2,0	0,4	50,9	0,4
	-2,0+1,0	1,1	45,1	0,9
	-1,0+0,5	4,5	44,9	3,6
	-0,5+0,25	13,6	48,9	11,8
	-0,25+0,125	23,8	56,2	23,7
	-0,125+0,063	27,2	60,1	28,9
	-0,063	29,4	59,0	30,7
	Всего:	100,0	56,4	100,0
Пески гидроциклона	+2,0	0,3	40,5	0,2
	-2,0+1,0	1,3	45,6	1,0
	-1,0+0,5	5,3	44,7	4,0
	-0,5+0,25	16,4	49,7	13,9
	-0,25+0,125	28,5	57,9	28,2
	-0,125+0,063	27,3	63,4	29,5
	-0,063	20,9	64,8	23,2
	Всего:	100,0	58,6	100,0

Окончание таблицы 4.1

Продукт обогащения	Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Распределение Fe., %
Скарновая магнетитовая руда, Коршуновский ГОК [93]				
Промпродукт ММС-I	+2,0	8,9	47,4	8,4
	-2,0+1,0	20,6	45,8	18,9
	-1,0+0,5	17,2	44,5	15,3
	-0,5+0,25	15,5	48,4	15,0
	-0,25+0,125	10,3	52,0	10,7
	-0,125+0,063	10,3	55,1	11,3
	-0,063	17,2	59,3	20,4
	Всего:	100,0	50,0	100,0
Железистые кварциты, Оленегорский ГОК [99]				
Промпродукт ММС-I	+1	2,01	19,13	0,71
	-1+0,5	6,79	33,72	4,24
	-0,5+0,25	24,78	46,63	21,86
	-0,25+0,125	26,79	53,78	27,19
	-0,125+0,071	17,99	58,74	19,91
	-0,071+0,04	11,58	64,70	13,88
	-0,04	10,06	65,52	12,21
	Всего:	100,00	53,29	100,00

Приведенные данные позволяют сформулировать два основных технологических решения переработки богатых промпродуктов магнетитовых фабрик. Первый из них используется всеми обогатительными фабриками – измельчение промпродуктов до требуемого раскрытия фаз минерала и вмещающих пород и последующее магнитное обогащение. Второй – выделение готового концентрата после стадии измельчения и направление оставшейся части промпродукта на дальнейшее измельчение и обогащение. Для реализации данного технологического решения можно использовать гравитационный метод обогащения с применением технологии винтовой сепарации.

Схема обогащения Абагурской фабрики включает две стадии измельчения в замкнутом цикле и две стадии мокрой магнитной сепарации. В качестве продуктов, потенциально пригодных для выделения из них готового концентрата, можно рассмотреть магнитный продукт операции ММС-I, слив шаровой мельницы и пески гидроциклонов второй стадии измельчения (таблица 4.1).

4.2 Лабораторные испытания по стадильному выделению железного концентрата из продуктов первой стадии измельчения и обогащения Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики

Предварительные лабораторные испытания проведены на полупромышленном винтовом сепараторе типа СВ-500 по схеме, включающей одну операцию винтовой сепарации, с целью выявления возможности выведения концентратов из промпродуктов первой стадии мокрой магнитной сепарации, песков гидроциклонов и слива шаровой мельницы первой стадии Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики. Дополнительно выполнены опыты для аналогичных продуктов обогатительной фабрики Коршуновского ГОКа. Результаты опытов приведены в таблице 4.2.

Каждый из рассмотренных продуктов пригоден для выделения из него готового концентрата с помощью винтовой сепарации (таблица 4.2). Однако с точки зрения компоновки оборудования и для снижения величины и колебаний производительности питания винтовых сепараторов принято решение о нецелесообразности применения винтовой сепарации внутри замкнутого цикла измельчения. Поэтому в качестве наиболее перспективного продукта для получения части готового концентрата принят магнитный продукт операции ММС-I [94, 96, 98].

Внедрение винтовой сепарации в технологию обогащения магнетитсодержащих руд позволит вывести свободные зерна магнетита и его богатые сростки уже после первой стадии измельчения.

Это обеспечит достижение следующих технологических преимуществ:

- снизится ошламование магнетита в процессе измельчения, а значит, снизятся потери металла со шламами;
- снизится нагрузка на мельницы второй стадии измельчения;
- повысятся технологические показатели работы обогатительной фабрики;
- появится возможность повышения производительности фабрики без дополнительных затрат на электроэнергию.

Таблица 4.2 – Результаты опытов по получению концентратов с использованием винтового сепаратора типа СВ-500 из продуктов первой стадии измельчения и обогащения Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики и фабрики Коршуновского ГОКа

Продукты	Промпродукт ММС-1			Слив шаровой мельницы			Пески гидроциклона		
	Выход, %	Массов. доля Fe, %	Извлечение, %	Выход, %	Массов. доля Fe, %	Извлечение, %	Выход, %	Массов. доля Fe, %	Извлечение, %
Абагурская обогатительно-агломерационная фабрика									
Концентрат*	19,80	62,32	23,00	18,67	63,11	21,64	14,92	62,33	16,90
Хвосты	80,20	51,51	77,00	81,33	52,46	78,36	85,08	53,89	83,10
Исходный	100,00	53,65	100,00	100,00	54,45	100,00	100,00	55,14	100,00
Концентрат*	32,17	60,28	36,11	26,14	61,77	29,54	16,98	60,19	18,53
Хвосты	67,83	50,59	63,89	73,86	52,14	70,46	83,02	50,48	81,47
Исходный	100,00	53,71	100,00	100,00	54,66	100,00	100,00	55,16	100,00
Обогатительная фабрика Коршуновского ГОКа									
Концентрат**	14,6	61,4	18,0	50,9	62,2	56,4	62,7	61,7	65,8
Хвосты	67,2	45,9	61,9	37,6	47,7	31,9	37,3	53,9	34,2
Исходный	100,0	49,8	100,0	100,0	56,2	100,0	100,0	58,8	100,0
Концентрат**	10,3	60,6	12,3	33,6	64,5	38,2	48,2	64,1	52,5
Хвосты	89,7	49,6	87,7	66,4	52,8	61,8	51,8	54,0	47,5
Исходный	100,0	50,8	100,0	100,0	56,7	100,0	100,0	58,9	100,0

Примечание: * – опыты отличаются выходом концентрата ВС;

** – результаты опытов по схеме с перечисткой концентрата основной винтовой сепарации

В дальнейшем качестве исходного продукта для экспериментальных исследований по выявлению закономерностей разделения и разработки технологии стадийного выделения концентрата с помощью винтовой сепарации принят промпродукт первой стадии мокрой магнитной сепарации (ММС-I) Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики.

4.3. Экспериментальные исследования процесса винтовой сепарации с использованием винтового сепаратора СВ

4.3.1 Влияние режимов работы винтового сепаратора СВ на технологические показатели обогащения

При использовании технологии винтовой сепарации в обогащении минерального сырья основными технологическими факторами, влияющими на показатели разделения, являются массовая доля твёрдого в питании и производительность. Указанные параметры для каждого вида минерального сырья зависят от его вещественного состава и устанавливаются экспериментально.

Массовая доля твёрдого в питании колеблется в довольно широких пределах 10–40 %. Оптимальная производительность является одной из важнейших характеристик винтовых аппаратов и определяется размерами желоба, свойствами обогащаемого материала. Производительность винтовых аппаратов, перерабатывающих тонкий продукт, значительно меньше, чем перерабатывающих крупный продукт. Кроме того, производительность тем выше, чем больше разница по плотности между тяжёлыми и лёгкими минеральными зёрнами. По этой же причине производительность зависит от степени раскрытия минеральных зёрен, поскольку сrostки образуют спектр минеральных зёрен промежуточной плотности.

Полученные результаты по оценке влияния режимов работы сепаратора типа СВ (сепаратор винтовой) на показатели выделения концентрата из промпродукта ММС-I Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики приведены в таблице 4.3 и на рисунках 4.1 и 4.2.

Таблица 4.3 – Результаты опытов по определению оптимального режима винтовой сепарации на винтовом аппарате типа СВ-500

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение, Fe, %	Массовая доля твердого в питании, %
Производительность по твердому 480 кг/ч				
Концентрат ВС	17,10	60,22	19,25	20,0
Промпродукт ВС	82,90	52,10	80,75	
Исходный продукт	100,00	53,49	100,00	
Концентрат ВС	19,80	62,32	23,00	33,0
Промпродукт ВС	80,20	51,51	77,00	
Исходный продукт	100,00	53,65	100,00	
Концентрат ВС	20,22	61,91	23,34	45,0
Промпродукт ВС	79,78	51,54	76,66	
Исходный продукт	100,00	53,63	100,00	
Производительность по твердому 600 кг/ч				
Концентрат ВС	15,80	61,89	18,28	20,0
Промпродукт ВС	84,20	51,90	81,72	
Исходный продукт	100,00	53,48	100,00	
Концентрат ВС	17,95	60,98	20,50	33,0
Промпродукт ВС	82,05	51,72	79,50	
Исходный продукт	100,00	53,38	100,00	
Концентрат ВС	18,10	61,07	20,74	45,0
Промпродукт ВС	81,90	51,57	79,26	
Исходный продукт	100,00	53,29	100,00	
Производительность по твердому 740 кг/ч				
Концентрат ВС	12,96	62,03	15,05	20,0
Промпродукт ВС	87,04	52,14	84,95	
Исходный продукт	100,00	53,42	100,00	
Концентрат ВС	13,76	61,86	15,84	30,0
Промпродукт ВС	86,24	52,46	84,16	
Исходный продукт	100,00	53,75	100,00	
Концентрат ВС	13,55	61,88	15,63	45,0
Промпродукт ВС	86,45	52,35	84,37	
Исходный продукт	100,00	53,65	100,00	
Производительность по твердому 900 кг/ч				
Концентрат ВС	5,46	62,38	6,33	20,00
Промпродукт ВС	94,54	53,28	93,67	
Исходный продукт	100,00	53,78	100,00	
Концентрат ВС	6,12	61,05	7,03	33,00
Промпродукт ВС	93,88	52,63	92,97	
Исходный продукт	100,00	53,15	100,00	
Концентрат ВС	5,76	62,16	6,66	45,00
Промпродукт ВС	94,24	53,25	93,34	
Исходный продукт	100,00	53,76	100,00	

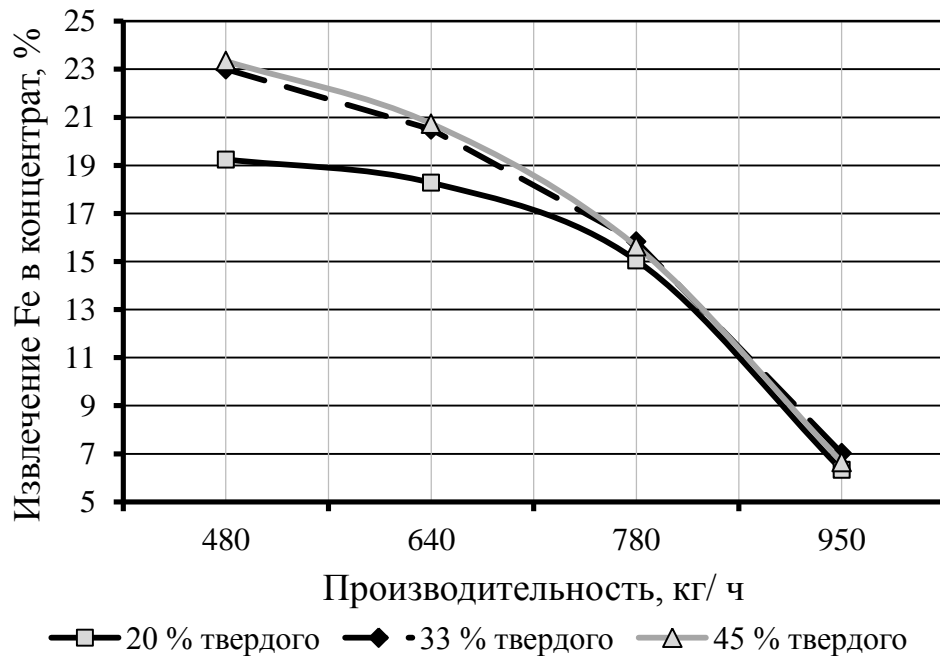


Рисунок 4.1 – Зависимость извлечения Fe в концентрат от производительности и массовой доли твердого в питании винтового сепаратора СВ

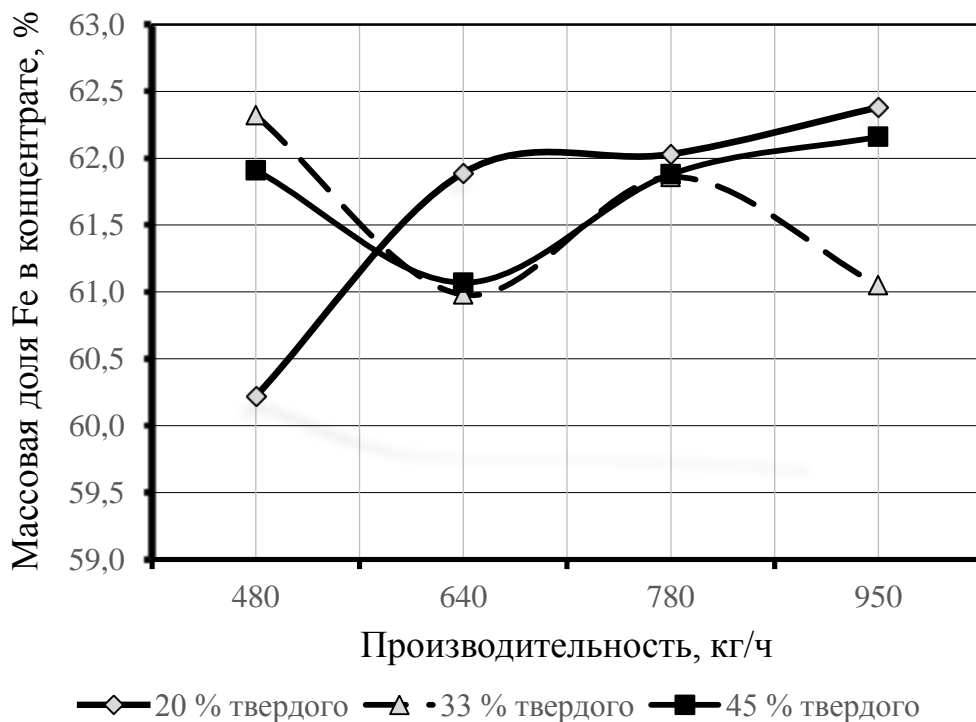


Рисунок 4.2. – Зависимость массовой доли Fe в концентрате от производительности и массовой доли твердого в питании винтового сепаратора СВ

Анализ приведенных показателей показал, что применение винтовой сепарации позволяет получить концентрат с массовой долей железа от 61,05 до 62,38 % при широком диапазоне испытанных режимных параметров. Максималь-

ное извлечение железа в концентрат (23,0–23,34 %) получено при массовой доле твёрдого в питании 33–45 % и производительности 480 кг/ч при выходе концентрата винтовой сепарации 19,8–20,22 % и массовой доле железа в концентрате 62,32 и 61,91 %.

4.3.2 Фракционирование потока пульпы по поперечному сечению желоба винтового сепаратора СВ

Для оценки изменения качественно-количественных характеристик потока продукта на сходе с винтового желоба по его поперечному сечению проведен укрупненный опыт при режимных параметрах, соответствующих максимальным показателям извлечения железа (производительность по твёрдому – 480 т/ч, плотность питания – 45 % твёрдого). Для этого поперечное сечение желоба разделено на пять секций. Результаты опыта приведены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Технологические показатели выделения концентрата из промпродукта ММС-I на винтовом сепараторе СВ-500 с получением пяти продуктов разделения

Продукты	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
1 секция	7,25	64,10	8,66
2 секция	12,97	60,69	14,68
Концентрат (Σ1, 2 секция)	20,22	61,91	23,34
3 секция	18,98	58,61	20,74
4 секция	37,07	48,26	33,36
5 секция	23,73	51,00	22,56
Итого: промпродукт винтовой сепарации	79,78	51,54	76,66
Исходный – промпродукт ММС-I	100,00	53,63	100,00

Анализ результатов, приведенных в таблице 4.4, свидетельствует о том, что к железосодержащему концентрату Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики, в соответствие с техническими условиями (приложение В), могут быть отнесены продукты первой и второй секций. Остальная часть продуктов по поперечному сечению желоба по содержанию железа относится к промпродукту винтовой сепарации, который необходимо отправить на доизмельчение и обогащение магнитным способом.

Таким образом, винтовая сепарация концентрата ММС-I на винтовом сепараторе СВ-500 дает возможность выделить из последующих технологических потоков железорудный концентрат с выходом 20,22 % при массовой доле железа 61,91 % и извлечении 23,34 %.

Распределение материала (таблица 4.4, рисунок 4.3) в пульпе по поперечному сечению желоба с одним максимумом с наибольшей концентрацией материала на часть желоба ближе к периферийной, отнесенной к 4 секции. На гистограмме (рисунок 4.3) в данной области профиля желоба наблюдается самое большое значение превышения выхода над извлечением железа, это указывает на то, что в данном продукте концентрируются бедные сростки магнетита и нерудные минералы. Массовая доля железа в данной области поперечного сечения желоба наименьшая и составляет 48,26 %.

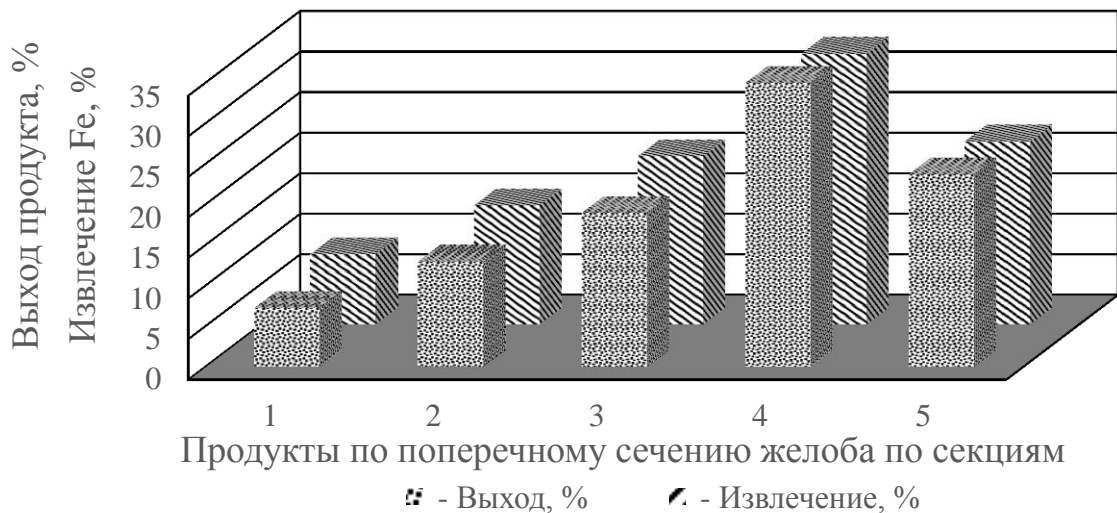


Рисунок 4.3 – Гистограмма распределения материала и железа по поперечному сечению желоба

В периферийной зоне (секция 5) наблюдается некоторое повышение массовой доли железа в сравнении с предыдущей секцией. Это обстоятельство объясняется тем, что в данную область вследствие гидродинамических сил попадают как богатые сростки, так и свободные зерна магнетита шламовой крупности.

С целью изучения распределения материала по классам крупности для каждого продукта по поперечному сечению профиля желоба винтового сепаратора

проведен ситовый анализ и определено извлечение железа к каждому классу крупности промпродукта ММС-I (таблица 4.5).

Таблица 4.5 – Гранулометрический состав и распределение железа по классам крупности продуктов выделенных секций по поперечному сечению профиля винтового аппарата СВ-500

Класс крупности, мм	Выход, %		Массовая доля Fe, %	Распределение, %		Извлечение Fe из клас- са крупности промпро- дукта ММС-I
	от опер.	от исх.		от опер.	от исх.	
-1,0+0,5	8,84	1,79	56,61	8,07	1,89	14,36
-0,5+ 0,25	18,90	3,82	56,34	17,20	4,01	23,16
-0,25+0,125	19,51	3,94	61,06	19,24	4,49	25,73
-0,125+0,071	28,05	5,67	63,63	28,82	6,73	39,50
-0,071+0,04	12,20	2,47	65,91	12,99	3,03	22,33
-0,04+0	12,50	2,53	67,71	13,68	3,19	14,85
Концентрат (1 и 2 секции)	100,00	20,22	61,91	100,00	23,34	–
-1,0+0,5	12,57	2,39	52,32	11,22	2,33	17,75
-0,5+ 0,25	18,18	3,45	53,89	16,72	3,47	20,00
-0,25+0,125	18,18	3,45	56,01	17,37	3,60	20,64
-0,125+0,071	24,60	4,67	60,31	25,32	5,25	30,82
-0,071+0,04	11,76	2,23	64,40	12,92	2,68	19,74
-0,04+0	14,71	2,79	65,54	16,45	3,41	15,88
Промпродукт (3 секция)	100,00	18,98	58,61	100,00	20,74	–
-1,0+0,5	24,04	8,91	37,10	18,48	6,17	47,01
-0,5+ 0,25	21,42	7,94	47,79	21,21	7,07	40,83
-0,25+0,125	19,18	7,11	49,66	19,74	6,58	37,72
-0,125+0,071	8,15	3,02	50,57	8,54	2,85	16,72
-0,071+0,04	11,14	4,13	56,36	13,01	4,34	31,96
-0,04+0	16,07	5,96	57,12	19,02	6,35	29,53
Промпродукт (4 секция)	100,00	37,07	48,26	100,00	33,36	–
-1,0+0,5	15,73	3,73	39,36	12,14	2,74	20,88
-0,5+ 0,25	14,24	3,38	44,05	12,30	2,77	16,01
-0,25+0,125	12,88	3,06	48,72	12,30	2,77	15,90
-0,125+0,071	9,82	2,33	50,83	9,79	2,21	12,96
-0,071+0,04	13,99	3,32	56,98	15,63	3,53	25,97
-0,04+0	33,34	7,91	57,88	37,84	8,53	39,73
Промпродукт (5 секция)	100,00	28,73	52,07	100,00	22,56	–

Анализ данных, приведённых в таблице 4.5, показал, что массовая доля в классах крупности по всем продуктам поперечного сечения профиля желоба, как и в исходном продукте винтовой сепарации, возрастает от крупных классов к мелким. По всему профилю желоба наблюдается аналогичная закономерность по

массовой доле железа, как и в промпродукте ММС-I стадии. Распределение железа и материала по классам крупности по профилю не подчиняется выше описанной закономерности. В процессе винтовой сепарации важно, насколько эффективно извлечение железа из соответствующего класса крупности исходного питания винтовой сепарации. Для каждого класса рассчитана эта величина, представленная в таблице 4.5 и на рисунке 4.4.

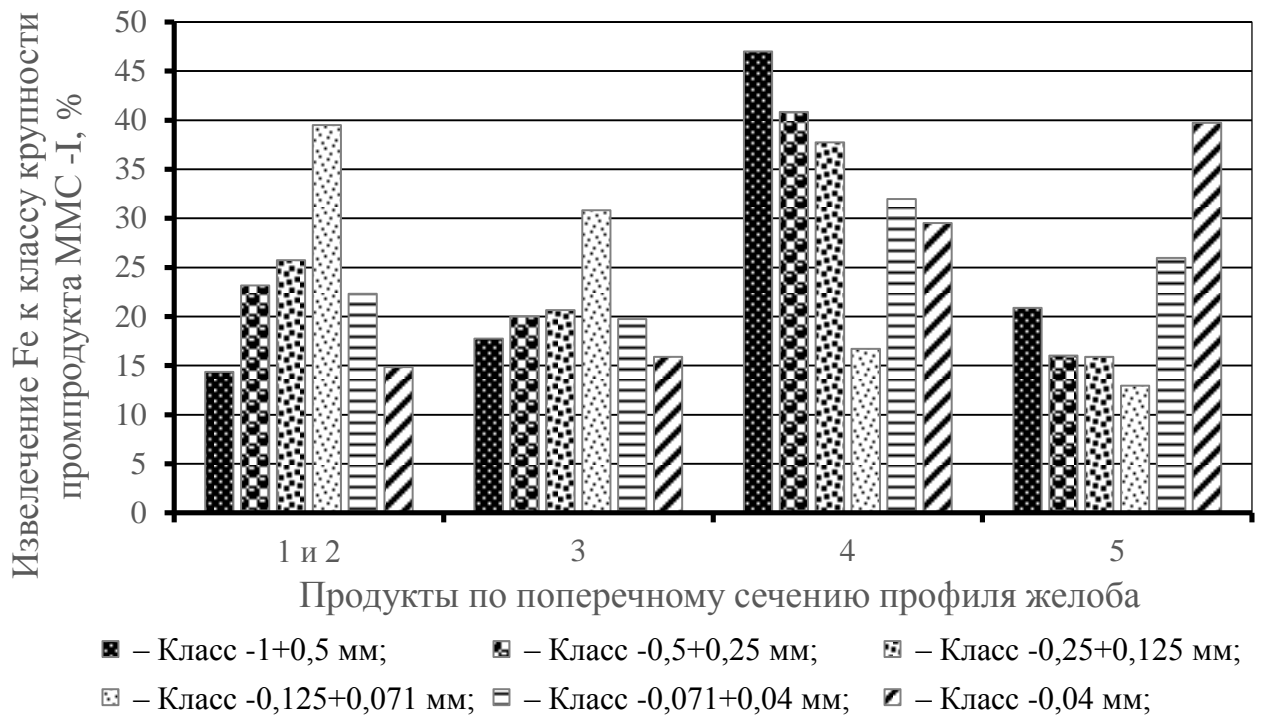


Рисунок 4.4. – Гистограмма извлечения Fe из классов крупности промпродукта ММС-I в выделенные секции поперечного сечения профиля желоба винтового сепаратора СВ-500

Наибольшее извлечение железа приходится на продукт в зоне 4 секции. Причем, максимальное значение извлечения в данной зоне снижается от класса +0,5 мм к классу –0,04 мм, то есть извлечение железа в хвостовую зону снижается с увеличением раскрытия магнетита в классах. Указанная закономерность последовательности снижения извлечения нарушается в классе –0,04 мм, где потери железа в хвостовой зоне выше, чем в классе +0,04 мм. Это обстоятельство можно объяснить воздействием гидродинамических сил на шламовые частицы, а также ограниченными возможностями данного винтового аппарата по сепарации тонких частиц.

Извлечение железа в концентрат винтовой сепарации (зона 1, 2 секции) из соответствующих классов исходного питания составляет от 15 до 39,5 %. При этом, самое высокое извлечение приходится на класс $-0,125+0,071$ мм, самое низкое приходится на класс $-1+0,5$ мм, где магнетит в основном в сростках и на класс $-0,04$ мм, где магнетит свободный, но мелкий (шламовый).

Анализ изложенного позволяет сделать вывод о том, что при винтовой сепарации промпродукта ММС-I на сепараторе типа СВ наблюдается довольно низкое извлечение железа из классов, где содержание свободного магнетита и богатых сростков высокое.

4.4 Экспериментальные исследования процесса винтовой сепарации с использованием винтового сепаратора СВМ

Модель винтового сепаратора типа СВМ в сравнении с винтовым сепаратором типа СВ отличается следующим [3, 25, 47, 103]:

- более пологим профилем желоба (эллипс 1:2), который способствует повышению эффективности извлечения тонких частиц наряду с улучшением сепарации относительно крупнозернистых частиц;
- увеличен шаг винтового аппарата для облегчения передвижения тяжелого материала по поверхности желоба;
- увеличено количество витков с целью улучшения технологических показателей извлечения железа.

Технические характеристики винтового сепаратора СВМ-500:

- диаметр желоба, мм – 500;
- количество желобов, шт. – 1;
- шаг желоба, мм – 400;
- число витков желоба, шт. – 4;
- производительность по твердому, т/ч – 0,4-0,8;
- крупность извлекаемого ценного минерала, мм – менее 2;
- расход смывной воды, м³/ч – 0,08;
- масса, кг – 25-30.

4.4.1 Влияние режимов работы винтового сепаратора СВМ на технологические показатели обогащения

Эксперименты по определению оптимального режима винтовой сепарации проведены на полупромышленном винтовом аппарате типа СВМ-500. Полученные показатели представлены в таблицах 4.6 и 4.7. Исходным продуктом являлся промпродукт ММС-I Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики.

Анализ приведённых результатов показывает, что на сепараторе с усовершенствованным профилем типа СВМ получены технологические показатели, подтверждающие возможность стадийного получения концентрата методом винтовой сепарации также как и на аппарате типа СВ-500, но с более высокими технологическими показателями.

В довольно широком диапазоне режимов работы сепаратора СВМ-500 получены железорудные концентраты с содержанием железа от 61,05 до 63,24 % при его извлечении от 23,0 до 42,22 %. По результатам опытов построены зависимости для определения влияния основных режимных параметров винтовой сепарации, влияющих на качество концентрата и извлечение железа (рисунки 4.5, 4.6).

Из рисунка 4.5 прослеживается неблагоприятное влияние увеличения производительности более 600 кг/ч на извлечение железа в концентрат винтовой сепарации при всех испытанных значениях массовой доли твердого в питании. В диапазоне производительности 500–600 кг/ч извлечение железа в концентрат составляет 34,88–41,82%, при 900 кг/ч оно снижается до 23,0 %.

Таблица 4.6 – Результаты опытов по определению оптимального режима винтовой сепарации на винтовом аппарате типа СВМ-500

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe,%	Извлечение Fe,%	Массовая доля твердого в питании, %
Производительность по твердому 500 кг/ч				
Концентрат ВС	31,46	61,05	35,88	20,0
Промпродукт ВС	68,54	50,08	64,12	
Исходный продукт	100,00	53,53	100,00	
Концентрат ВС	33,70	61,47	38,61	30,0
Промпродукт ВС	66,30	49,67	61,39	
Исходный продукт	100,00	53,64	100,00	
Концентрат ВС	36,00	61,85	41,82	40,0
Промпродукт ВС	64,00	48,41	58,18	
Исходный продукт	100,00	53,25	100,00	
Концентрат ВС	36,52	62,35	42,22	50,0
Промпродукт ВС	63,48	48,69	57,78	
Исходный продукт	100,00	53,68	100,00	
Производительность по твердому 600 кг/ч				
Концентрат ВС	29,90	62,16	34,88	20,0
Промпродукт ВС	70,10	49,51	65,12	
Исходный продукт	100,00	53,29	100,00	
Концентрат ВС	30,95	62,28	36,26	30,0
Промпродукт ВС	69,05	49,07	63,74	
Исходный продукт	100,00	53,16	100,00	
Концентрат ВС	33,76	62,34	39,59	40,0
Промпродукт ВС	66,24	48,49	60,41	
Исходный продукт	100,00	53,17	100,00	
Концентрат ВС	35,34	62,16	41,17	50,0
Промпродукт ВС	64,66	48,56	58,83	
Исходный продукт	100,00	53,37	100,00	
Производительность по твердому 740 кг/ч				
Концентрат ВС	25,72	62,61	30,29	20,0
Промпродукт ВС	74,28	49,89	69,71	
Исходный продукт	100,00	53,16	100,00	
Концентрат ВС	29,29	61,61	34,14	30,0
Промпродукт ВС	70,71	49,79	65,86	
Исходный продукт	100,00	53,25	100,00	
Концентрат ВС	32,36	61,86	37,31	40,0
Промпродукт ВС	67,64	49,75	62,69	
Исходный продукт	100,00	53,67	100,00	
Концентрат ВС	33,39	61,33	38,15	50,0
Промпродукт ВС	66,61	49,83	61,85	
Исходный продукт	100,00	53,67	100,00	

Окончание таблицы 4.6

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe,%	Извлечение Fe,%	Массовая доля твердого в питании, %
Производительность по твердому 900 кг/ч				
Концентрат ВС	19,64	62,44	23,00	20,00
Промпродукт ВС	80,36	51,11	77,00	
Исходный продукт	100,00	53,33	100,00	
Концентрат ВС	21,25	62,11	24,75	30,00
Промпродукт ВС	78,75	50,95	75,25	
Исходный продукт	100,00	53,32	100,00	
Концентрат ВС	26,25	61,61	30,28	40,00
Промпродукт ВС	73,75	50,50	69,72	
Исходный продукт	100,00	53,42	100,00	
Концентрат ВС	26,54	62,16	30,95	50,00
Промпродукт ВС	73,46	50,09	69,05	
Исходный продукт	100,00	53,30	100,00	

Таблица 4.7 – Результаты опытов по определению оптимального количества витков винтового сепаратора типа СВМ-500

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe,%	Извлечение Fe,%	Количество витков спи- рали сепаратора
Производительность по твердому 700 т/ч, массовая доля твёрдого 40 %				
Концентрат ВС	13,46	63,24	15,85	2 витка
Промпродукт ВС	86,54	52,23	84,15	
Исходный продукт	100,00	53,71	100,00	
Концентрат ВС	28,27	62,44	33,17	3 витка
Промпродукт ВС	71,73	49,579	66,83	
Исходный продукт	100,00	53,21	100,00	
Концентрат ВС	32,36	61,86	37,31	4 витка
Промпродукт ВС	67,64	49,75	62,69	
Исходный продукт	100,00	53,67	100,00	

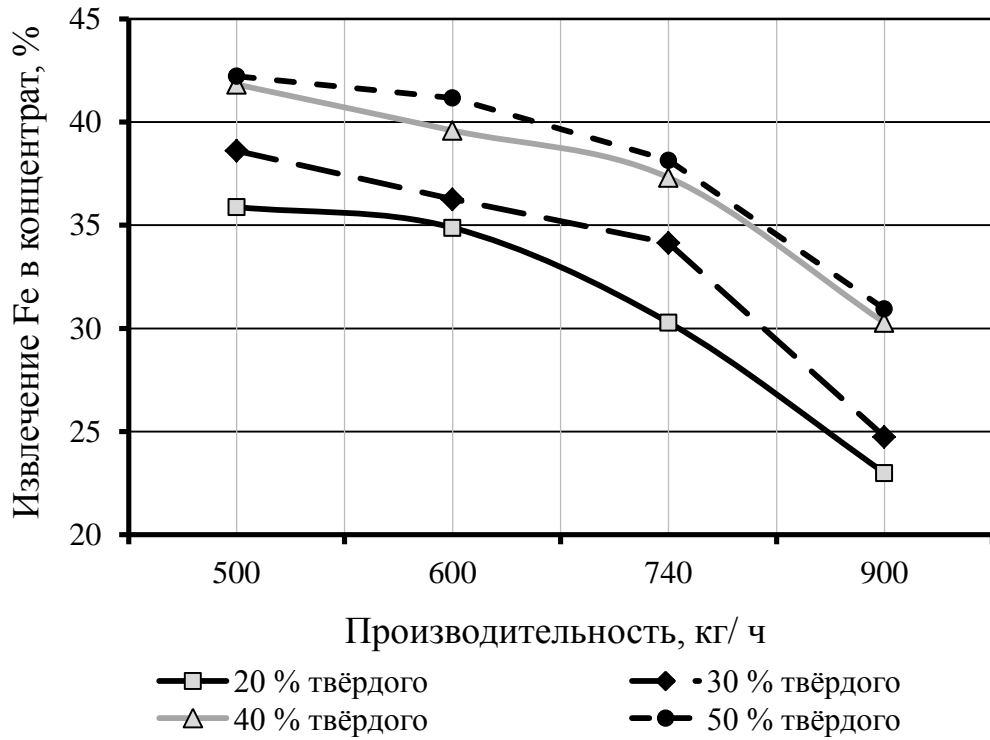


Рисунок 4.5 – Зависимость извлечения Fe в концентрат от производительности и массовой доли твердого в питании винтового сепаратора CBM-500

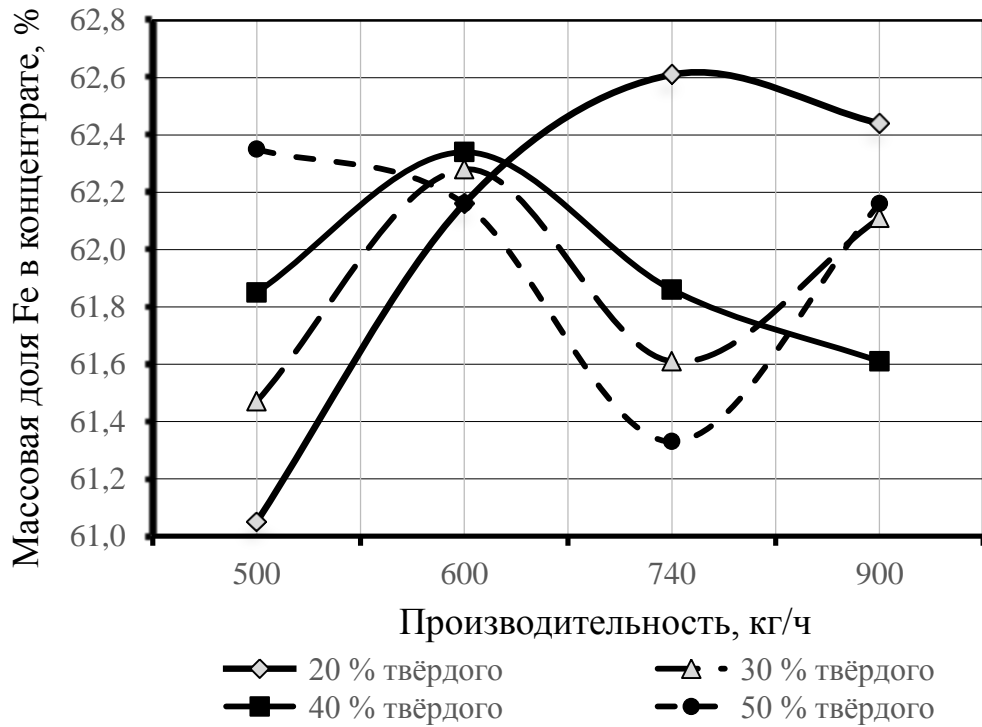


Рисунок 4.6 – Зависимость массовой доли в концентрате от производительности и массовой доли твердого в питании винтового сепаратора CBM-500

Обобщая изложенные результаты, можно сделать вывод о том, что независимо от режимных параметров винтовой сепарации возможно получение качественных концентратов (61,33–62,44 %), соответствующих качеству концентрата, выпускаемого на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике.

Анализ приведенных результатов позволяет выбрать оптимальные режимные параметры процесса винтовой сепарации на СВМ-500:

- производительность по твёрдому – 500–600 т/ч;
- массовая доля твёрдого в питании – 40–50 %;
- количество витков сепаратора – 4.

4.4.2 Фракционирование потока пульпы по поперечному сечению желоба винтового сепаратора СВМ

При производительности 1,2 т/ч и массовой доле твёрдого в питании 48 % проведен укрупненный опыт на винтовом аппарате промышленного образца типа СВМ-750. Для изучения закономерностей процесса винтовой сепарации на СВМ-750 поток пульпы по поперечному сечению профиля желоба разбит на 5 продуктов. Полученные показатели сведены в таблице 4.8.

Таблица 4.8 – Технологические показатели выделения концентрата из промпродукта ММС-I на винтовом сепараторе СВМ-750 с получением пяти продуктов разделения

Продукты	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
1 секция	8,68	64,93	10,50
2 секция	25,84	61,89	29,79
Концентрат (Σ1, 2 секция)	34,52	62,66	40,29
3 секция	30,00	56,44	31,55
4 секция	25,15	42,27	19,80
5 секция	10,33	43,45	8,36
Итого: промпродукт винтовой сепарации	65,48	48,95	74,77
Исходный – промпродукт ММС-I	100,00	53,68	100,00

Результаты, приведённые в таблице 4.8, показывают, что объединенный материал первой и второй секций представляет собой железорудный концентрат соответствующий по массовой доле железа товарному концентрату Абагурской

фабрики (Приложение В). Продукты 3, 4 и 5 секций являются промпродуктом винтовой сепарации и их необходимо направлять на дальнейшее измельчение и магнитное обогащение. Приведенные показатели свидетельствуют о возможности выделения раскрытых и богатых сростков магнетита в виде готового железорудного концентрата в первой стадии обогащения на основе применения процесса винтовой сепарации, сокращая количество рудного материала, поступающего на вторую стадию обогащения. При этом снижается ошламование магнетита.

При обогащении промпродукта ММС-I на винтовом сепараторе модели СВМ наблюдается более благоприятное распределение железа и материала по поперечному сечению профиля (рисунок 4.7). В зоне концентрата 1 и 2 секции наблюдается максимальное распределение материала и извлечение железа.

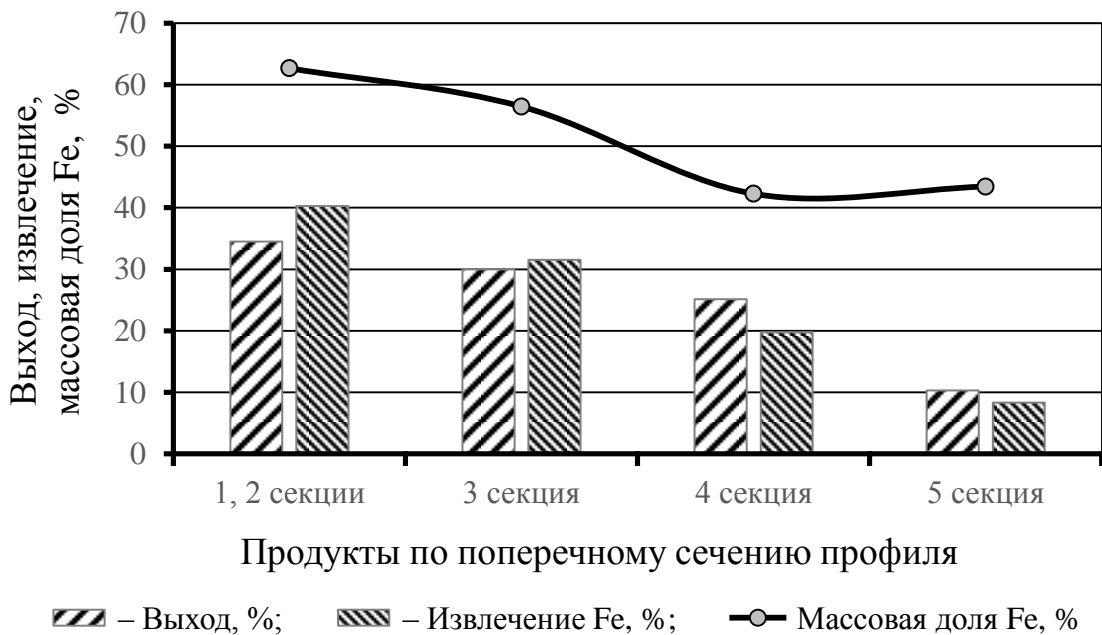


Рисунок 4.7 – Изменение выхода, массовой доли железа и извлечения железа в продуктах по поперечному сечению профиля желоба

Данное обстоятельство является следствием более благоприятным профилем желоба винтового сепаратора типа СВМ, позволяющего при сепарации минеральных частиц, не отличающихся резкой контрастностью по плотности, выделить в зону концентрата большую часть свободных и богатых сростков магнетита. Характер раскрытия минеральных зерен в промпродукте ММС-I и в полученном концентрате винтовой сепарации на СВМ-750 приведены в таблицах 4.9 и 4.10.

Таблица 4.9 – Характер раскрытия минеральных зерен промпродукта ММС-I (исходного продукта) и концентрата винтовой сепарации

Характер раскрытия минеральных зерен	Промпродукт ММС-I	Концентрат винтовой сепарации
Магнетит свободный	44,18	57,81
Богатые сростки магнетита (>95 %)	22,06	25,96
Итого: магнетитсодержащие зерна, формирующие качество концентрата	66,24	83,77
Рядовые сростки магнетита (95-65%)	13,80	9,6
Бедные сростки магнетита (< 15%)	10,10	2,87
Нерудные минералы свободные	9,86	3,76
Всего:	100,00	100,00

Данные, приведённые в таблицах 4.9 и 4.10, свидетельствует о процессе концентрации железа в виде свободных зерен магнетита и его богатых сростков в концентрате винтовой сепарации: 83,77 % против 66,24 % в промпродукте ММС-I. При этом наблюдается значительное снижение свободных зёрен нерудных минералов и бедных сростков магнетита в концентрате винтовой сепарации, что также способствует повышению качества концентрата винтовой сепарации.

Для определения характера распределения железа в промпродукте ММС-I и в выделенных продуктах по поперечному сечению профиля желоба винтового сепаратора выполнен ситовый анализ этих продуктов с определением массовой доли железа в классах крупности (таблицы 4.11 и 4.12).

Для всех продуктов поперечного сечения профиля желоба и в продукте исходного питания массовая доля железа возрастает от крупных классов к мелким. Это можно объяснить тем, что по всему профилю желоба наблюдается присутствие магнетита в различной степени его раскрытия, в том числе свободных и богатых зёрен магнетита.

Таблица 4.10 – Раскрытие зерен магнетита в различных классах крупности в исходном продукте и в концентрате винтовой сепарации

Крупность класса, мм	Выход, %	Массовая доля, %												
		Магнетита						нерудные свободные						Итого
		свободного		богатых сростков (>95 %)		рядовых сростков (95–65 %)		бедных сростков (<15 %)		от опер.		от исх.		
		от опер.	от исх.	от опер.	от исх.	от опер.	от исх.	от опер.	от исх.	от опер.	от исх.	от опер.	от исх.	
Концентрат ММС-I – исходный продукт винтовой сепарации														
+0,5	17,07	9,95	1,70	35,59	6,08	30,02	5,12	17,34	2,96	7,10	1,21	100,00	17,07	
-0,5+0,25	18,50	26,90	4,98	36,80	6,81	15,70	2,90	16,10	2,98	4,50	0,83	100,00	18,50	
-0,25+0,125	16,65	37,00	6,16	30,60	5,09	14,10	2,35	13,60	2,26	4,70	0,78	100,00	16,65	
-0,125+0,071	14,45	55,00	7,95	17,20	2,49	14,50	2,10	6,40	0,92	6,90	1,00	100,00	14,45	
-0,071+0,04	12,11	60,80	7,36	13,20	1,60	11,00	1,33	8,00	0,97	7,00	0,85	100,00	12,11	
-0,04+0	21,22	75,56	16,03	0	0	0	0	0	0	24,44	5,19	100,00	21,22	
Итого	100,00	-	44,18	-	22,06	-	13,80	-	10,10	-	9,86	100,0	100,00	
Концентрат винтовой сепарации														
+0,5	11,42	28,17	3,22	53,44	6,10	15,25	1,74	2,18	0,25	0,96	0,11	100,00	11,42	
-0,5+0,25	17,78	45,00	8,00	40,60	7,22	12,20	2,17	1,80	0,32	0,40	0,07	100,00	17,78	
-0,25+0,125	20,00	52,30	10,46	32,70	6,54	11,70	2,34	1,90	0,38	1,40	0,28	100,00	20,00	
-0,125+0,071	20,32	58,40	11,87	22,50	4,57	11,50	2,34	5,10	1,04	2,50	0,51	100,00	20,32	
-0,071+0,04	12,70	69,00	8,76	12,00	1,52	8,00	1,02	7,00	0,89	4,00	0,51	100,00	12,70	
-0,04+0	17,78	87,16	15,50	0	0	0	0	0	0	12,84	2,28	100,00	17,78	
Итого	100,00	-	57,81	-	25,96	-	9,60	-	2,87	-	3,76	100,0	100,00	

Таблица 4.11 – Гранулометрический состав и распределение железа по классам крупности в промпродукте ММС-I (в питании СВМ-750)

Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Распределение, Fe, %
+0,5	17,07	41,24	13,09
-0,5+0,25	18,50	49,69	17,12
-0,25+0,125	16,65	54,38	16,90
-0,125+0,071	14,44	58,23	15,65
-0,071+0,04	12,11	59,89	13,53
-0,04+0	21,22	60,01	23,71
Всего	100,00	53,68	100,00

Важно оценить, насколько эффективно богатые магнетитом минеральные зерна каждого класса крупности перешли в зону концентрата в процессе винтовой сепарации. Эта величина для каждого класса рассчитана и представлена в таблице 4.13. Зависимость по продуктам поперечного сечения профиля приведена на рисунке 4.8.

Результаты, приведённые на рисунке 4.8, показывают, что для всех классов крупности максимальное извлечение железа из класса крупности характерно для зоны концентрата. Затем извлечение железа из класса крупности почти в прямой зависимости падает к бортовой (периферийной) части желоба. Больше извлечение железа наблюдается для классов крупности (по мере убывания): -0,125+0,071; -0,25+0,125; -0,5+0,25; -0,071+0,04 мм.

Таблица 4.12 – Гранулометрический состав и распределение железа по классам крупности продуктов выделенных секций по поперечному сечению профиля винтового аппарата СВМ-7500

Классы крупности, мм	Выход, %		Массовая доля Fe _{общ.} , %	Распределение, %		Извлечение Fe из класса крупности промпродукта ММС-I
	от опер.	от исх.		от опер.	от исх.	
-1,0+0,5	11,42	3,95	56,12	10,24	4,12	31,47
-0,5+0,25	17,78	6,14	61,49	17,45	7,03	41,1
-0,25+0,125	20,00	6,90	62,25	19,87	8,01	47,4
-0,125+0,071	20,32	7,01	62,78	20,36	8,20	52,4
-0,071+0,04	12,70	4,38	64,90	13,15	5,30	39,2
-0,04+0	17,78	6,14	66,73	18,93	7,63	32,2
Концентрат (1 и 2 секции)	100,00	34,52	62,66	100,00	40,29	
-1,0+0,5	11,07	3,35	47,27	9,35	2,95	22,54
-0,5+ 0,25	21,78	6,53	52,56	20,28	6,40	37,4
-0,25+0,125	21,78	6,53	53,55	20,66	6,52	38,6
-0,125+0,071	16,62	4,99	58,28	17,16	5,41	34,6
-0,071+0,04	11,46	3,44	62,05	12,60	3,98	29,4
-0,04+0	17,19	5,16	65,46	19,94	6,29	26,5
Промпродукт (3 секция)	100,00	30,00	56,44	100,00	31,54	
-1,0+0,5	25,24	6,34	33,18	19,78	3,91	29,87
-0,5+ 0,25	22,68	5,70	34,20	18,35	3,63	21,2
-0,25+0,125	12,46	3,13	39,22	11,56	2,30	13,6
-0,125+0,071	8,95	2,25	45,43	9,62	1,90	12,1
-0,071+0,04	10,54	2,65	55,63	13,87	2,75	20,3
-0,04+0	20,13	5,06	56,33	26,82	5,31	22,4
Промпродукт (4 секция)	100,00	25,15	42,27	100,00	19,80	
-1,0+0,5	33,23	3,43	33,14	25,33	2,11	16,12
-0,5+ 0,25	1,20	0,12	27,08	0,75	0,06	0,4
-0,25+0,125	0,90	0,09	39,92	0,83	0,07	0,4
-0,125+0,071	1,80	0,19	39,92	1,65	0,14	0,9
-0,071+0,04	15,87	1,64	48,85	17,84	1,50	11,1
-0,04+0	47,01	4,86	49,55	53,61	4,48	18,9
Промпродукт (5 секция)	100,00	10,33	43,45	100,00	8,36	

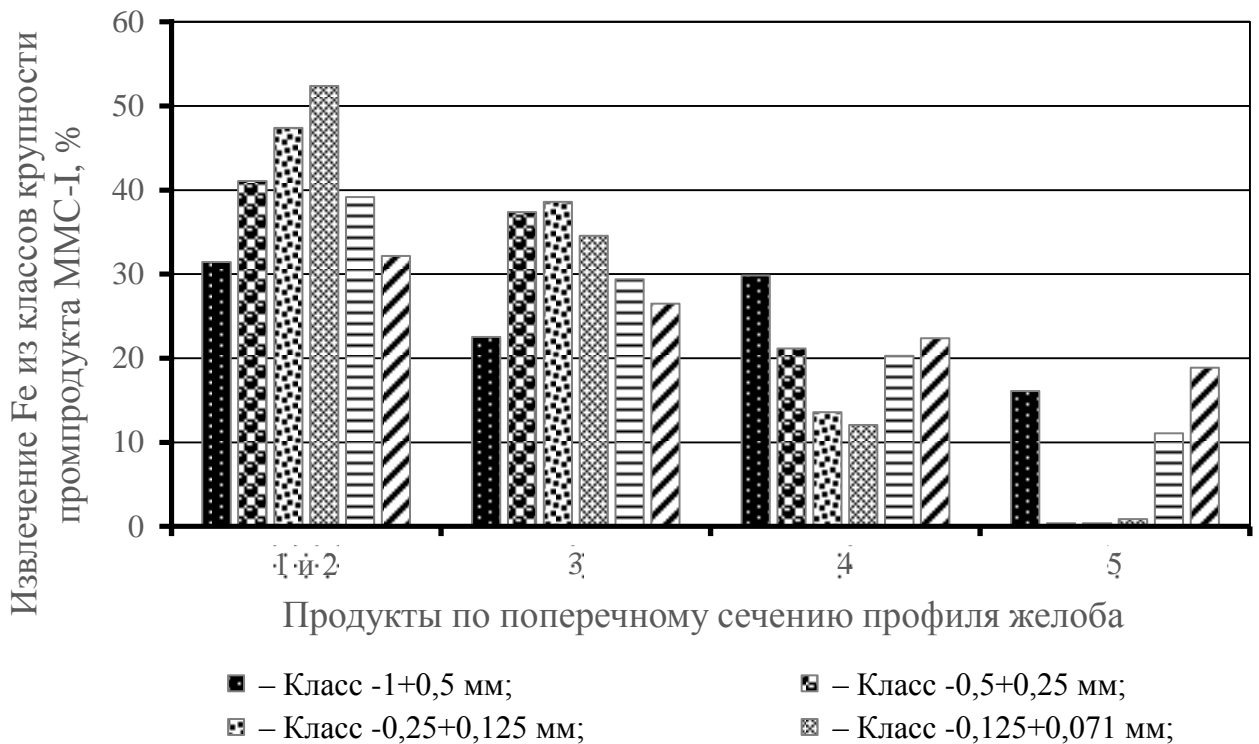


Рисунок 4.8. – Гистограмма извлечения Fe из классов крупности промпродукта ММС-I в выделенные секции поперечного сечения профиля желоба винтового сепаратора СВМ-750

Исключение составляют классы $-1+0,5$ и $-0,04$ мм. Распределение железа по профилю желоба этих классов уменьшается по более пологой кривой от зоны концентрата ВС к его бортовой части. Для класса $-1+0,5$ мм это объясняется присутствием большого количества сростков магнетита по сравнению с остальными классами. Для класса $-0,04$ мм это объясняется большим влиянием на него гидродинамических сил, в результате чего часть богатых частиц переходит в лёгкий продукт.

4.5 Сравнение эффективности применения винтовых сепараторов СВ и СВМ для стадийного получения магнетитового концентрата

Использование сепаратора типа СВМ по сравнению с сепаратором типа СВ позволило получить концентрат с большей массовой долей железа (62,66 против 61,91 %) при большем выходе (34,52 против 20,22 %) и извлечении железа (40,29 против 23,34 %) (см. таблицы 4.4 и 4.8).

При обогащении промпродукта ММС-I на винтовом сепараторе модели СВМ по сравнению с обогащением на винтовом сепараторе модели СВ наблюдается более благоприятное распределение материала и железа по поперечному сечению профиля жёлоба (таблицы 4.4 и 4.8). Данное обстоятельство объясняется более благоприятным профилем желоба винтового сепаратора типа СВМ, позволяющего при сепарации минеральных частиц, не отличающихся резкой контрастностью по плотности, выделить в зону концентрата большую часть свободных и богатых сростков магнетита.

Гистограмма, приведенная на рисунке 4.9, наглядно демонстрирует преимущество модели винтового сепаратора типа СВМ над сепаратором типа СВ для вывода готового железосодержащего концентрата из промпродукта первой стадии магнитной сепарации. При использовании сепаратора типа СВМ для всех гранулометрических классов показано существенное повышение извлечения железа в соответствующие классы крупности концентрата винтовой сепарации, которое варьирует от 12,9 % в классе $-0,125+0,071$ мм до 21,67 % в классе $-0,25+0,125$ мм.



Рисунок 4.9 – Гистограмма извлечения железа из гранулометрических классов крупности в концентрат винтовой сепарации при использовании винтовых сепараторов СВ и СВМ

Анализ выше приведенных результатов лабораторных исследований по выбору винтового аппарата для вывода готового железорудного концентрата в первой стадии обогащения на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики позволил рекомендовать сепаратор типа СВМ-750 для опытно-промышленных испытаний на предприятии.

4.6 Опытные-промышленные испытания по выделению концентрата с помощью винтовой сепарации после первой стадии измельчения на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике

Опытно-промышленные испытания выполнены на втором участке обогатительной фабрики путём подачи промпродукта ММС-I (исходное питание) на винтовые сепараторы модели СВМ-3-750 (рисунок 4.10).



Рисунок 4.10 – Винтовые сепараторы на обогатительной фабрике

Подача питания на винтовые сепараторы осуществлялась путем отбора части промпродукта ММС-I от общего его потока. Плотность питания регулировалась расходом дополнительной воды. Также регулировался расход смывной воды на желоб винтового сепаратора. На питающем трубопроводе была установлена размагничивающая катушка.

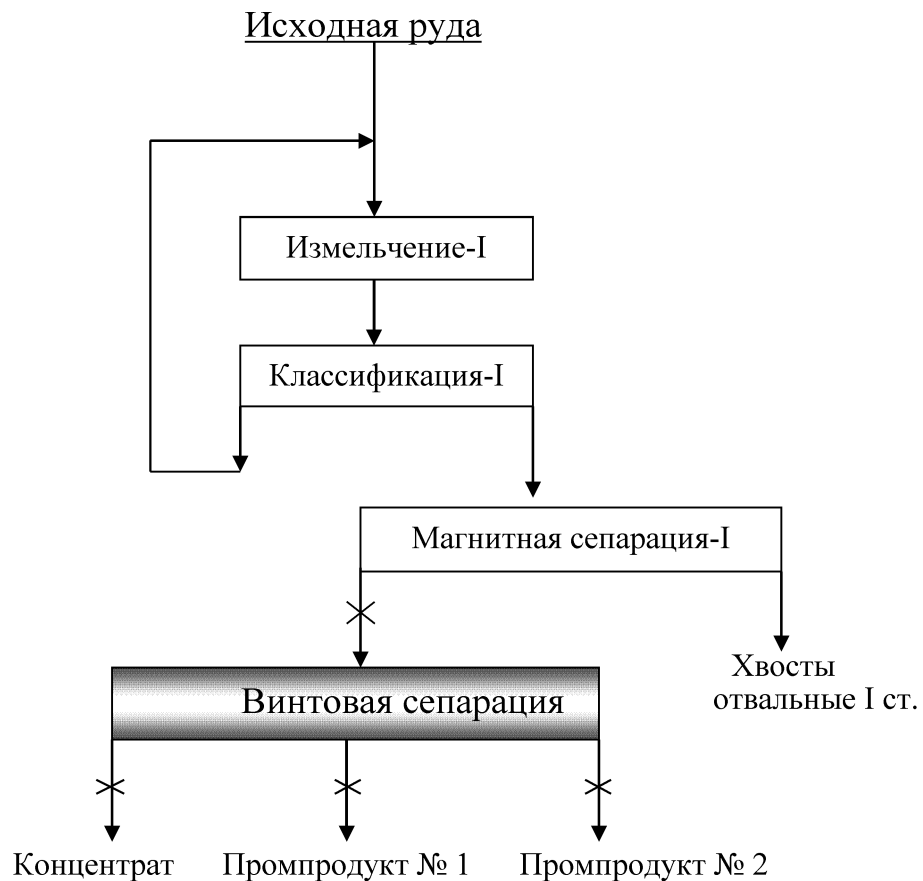
Опытно-промышленные испытания выполнялись на основе генеральных опробований в два этапа:

1 этап без размагничивания исходного питания;

2 этап с размагничиванием исходного питания.

Опытно-промышленные испытания проводились по схеме, представленной на рисунке 4.11, с отбором следующих продуктов:

- промпродукт ММС-I (исходное питание);
- концентрат винтовой сепарации (тяжёлый продукт);
- промпродукт винтовой сепарации;
- хвосты винтовой сепарации (лёгкий продукт).



× – точки отбора проб

Рисунок 4.11 – Технологическая схема проведения опытно-промышленных испытаний и точки опробования

Во всех продуктах определялась массовая доля $Fe_{\text{общ}}$, $Fe_{\text{магн}}$, S, ZnO и массовая доля твердого.

Испытания проводились при варьировании следующих параметров: производительность, массовая доля твердого, выходы продуктов винтовой сепарации.

Предварительный анализ результатов опробования существующей технологической схемы фабрики (рисунок 2.4, таблица 4.13) показал следующее.

В промпродукте ММС-I массовая доля железа составляет 53,3 %; в песках гидроциклонов – 54,6 %; в сливе гидроциклонов – 52,7 % , то есть в материале, предназначенном для обогащения, массовая доля железа меньше, чем в материале для доизмельчения.

В промпродукте ММС-I содержится 41,1 % класса крупности $-0,071$ мм с массовой долей железа общего 60,4 %, то есть уже в этом продукте более 40 % готового концентрата. По технологии промпродукт ММС-I поступает во вторую стадию измельчения. Из второй стадии измельчения выходит со сливом гидроциклонов и поступает на заключительное магнитное обогащение только меньшая часть класса крупности $-0,071$ мм. Большая часть класса крупности $-0,071$ мм с песками гидроциклонов поступает в мельницу и переизмельчается. В песках гидроциклонов содержится 25,7 % класса крупности менее $0,071$ мм с массовой долей железа 61,6 %, то есть часть готового концентрата циркулирует во второй стадии измельчения переизмельчается.

Вторая стадия измельчения перегружена за счет раскрытых зерен магнетита. Выведение из второй стадии измельчения готового концентрата позволит увеличить производительность фабрики по исходной руде с одновременным повышением качества концентрата. При этом повысится извлечение железа за счет исключения переизмельчения магнетита.

Актуальность проблемы вывода раскрытых зерен магнетита из межцикловых операций не вызывает сомнений.

Эксперименты на обогатительной фабрике проводились при изменении плотности питания винтового аппарата от 35 до 68 % твердого и производительности на один желоб от 1,0 до 8,0 т/час.

Таблица 4.13 – Гранулометрическая характеристика продуктов обогащения второго участка Абагурской фабрики

Наименование продукта	Показатель %	Класс крупности, мм									
		+2,5	-2,5+1,6	-1,6+1,0	-1,0+0,8	-0,8+0,63	-0,63+0,4	-0,4+0,2	0,2+0,071	-0,071+0	
Слив шаровой мельницы первой стадии	Выход	0,3	1,0	2,4	1,7	4,6	9,0	17,2	24,7	39,1	
	Суммарный выход	0,3	1,3	3,7	5,4	10,0	19,0	36,2	60,9	100,0	
Слив классификатора	Выход	-	0,1	0,7	0,7	2,7	7,4	16,5	25,9	46,0	
	Суммарный выход	-	-	-	1,5	4,2	11,6	28,1	54,0	100,0	
	Fe – 41,7	-	-	32,3	-	35,7	37,5	40,3	44,0	42,2	
Пески классификатора	Выход	11,5	7,5	13,8	6,1	9,9	12,5	12,9	10,8	15,0	
	Суммарный выход	19,0	19,0	32,8	38,9	48,8	61,3	74,2	85,0	100,0	
Хвосты ММС-I	Выход	0,1	0,1	0,5	0,5	3,4	5,2	12,7	18,6	58,9	
	Суммарный выход	-	0,2	0,7	1,2	4,6	9,8	22,5	41,1	100,0	
	Fe – 10,9	-	-	9,1	-	-	10,3	11,0	11,6	10,8	
Промпродукт ММС-I	Выход	-	0,3	1,8	0,9	4,5	8,6	16,9	25,9	41,1	
	Суммарный выход	-	-	2,1	3,0	7,5	16,1	33,0	58,9	100,0	
	Fe – 53,3	-	-	36,9	-	40,9	43,3	47,5	53,2	60,4	
Слив гидроциклона	Выход	-	-	-	-	0,1	0,4	3,9	24,2	71,4	
	Суммарный выход	-	-	-	-	-	-	4,4	28,6	100,0	
Пески гидроциклона	Выход	-	0,1	0,6	0,4	2,0	5,4	21,3	44,5	25,7	
	Суммарный выход	-	-	39,5	-	3,1	8,5	29,8	74,3	100,0	
	Fe – 54,6	-	-	-	-	-	41,9	47,1	56,8	61,6	
Слив шаровой мельницы второй стадии	Выход	-	-	0,3	0,2	0,9	3,6	17,9	42,9	34,2	
	Суммарный выход	-	-	39,8	-	1,4	5,0	22,9	65,8	100,0	
	Fe – 54,6	-	-	-	-	-	41,8	46,8	56,1	58,9	
Концентрат ММС-II	Выход	-	-	-	-	0,1	0,8	3,8	23,5	71,8	
	Суммарный выход	-	-	-	-	-	40,6	4,7	28,2	100,0	
Хвосты ММС-II	Выход	-	-	0,1	0,1	0,8	1,5	7,3	21,1	69,1	
	Суммарный выход	-	-	10,4	-	0,8	2,5	9,8	30,9	100,0	
	Fe – 11,4	-	-	-	-	-	-	9,5	11,5	11,6	

При выполнении первого этапа испытаний получить кондиционный концентрат не удалось, массовая доля железа общего в нем не превышала 57–59 %. Промпродукт первой стадии ММС представляет собой сильно сфлуктурированную пульпу. Минералогическим анализом установлено, что в результате магнитной флокуляции во флокулы и магнитные пряди захватывались минералы вмещающих пород, вследствие чего при обогащении на винтовом сепараторе они попадали в концентрат, разубоживая его породообразующими минералами.

Поэтому на втором этапе испытаний для разрушения сильномагнитных флокул на питающем патрубке винтового сепаратора был установлен размагничивающий аппарат. Исследованиями по изучению магнитных свойств продуктов обогащения Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики установлено, что потребуется напряженность переменного магнитного поля при размагничивании не менее 40 кА/м [17, 18, 96]. Результаты опытно-промышленных испытаний с использованием предварительного размагничивания питания винтовых сепараторов приведены в таблице 4.14.

Опытно-промышленные испытания по выделению готового концентрата из промпродукта ММС-I с помощью винтовой сепарации показали возможность получения концентрата с массовой долей железа 62–63 %.

Анализ приведенных результатов позволяет заключить о том, что для более полного выведения свободных зерен магнетита из последующего технологического процесса производительность по твердому на один желоб винтового сепаратора должна быть не более 1,1 т/ч при плотности пульпы в питании 35–47% твердого (опробование № 4). Технологические показатели при оптимальном режиме разделения (опробование № 4) приведены в таблице 4.15.

Общий вид магнетитового концентрата винтовой сепарации представлен на рисунке 4.12.

Таблица 4.14 – Результаты испытаний винтовой сепарации с предварительным размагничиванием промпродукта ММС-I

Номер опробования	Наименование продукта	Массовая доля твердого, %	Производительность, т/ч	Выход, %	Массовая доля Fe, %
№ 1	Питание	45,7	2,82	100,0	55,67
	Концентрат	67,8	0,33	11,8	63,88
	Промпродукт № 1	66,6	0,69	24,3	55,92
	Промпродукт № 2	53,1	1,80	63,9	44,95
№ 2	Питание	68,3	7,32	100,0	53,38
	Концентрат	66,4	0,33	4,51	62,46
	Промпродукт № 1	75,1	1,01	13,80	56,55
	Промпродукт № 2	66,6	5,98	81,69	51,19
№ 3	Питание	67,1	7,58	100,0	52,94
	Концентрат	66,8	0,30	4,0	64,04
	Промпродукт № 1	76,0	1,47	19,4	58,31
	Промпродукт № 2	61,0	5,81	76,6	50,02
№ 4	Питание	35,75	1,08	100,0	52,0
	Концентрат	67,55	0,32	29,8	63,2
	Промпродукт № 1	47,30	0,63	58,1	49,0
	Промпродукт № 2	6,04	0,13	12,1	39,0
№ 5	Питание	45,5	8,3	100,0	51,94
	Концентрат	68,7	0,4	4,82	60,9
	Промпродукт № 1	72,8	1,7	20,48	56,87
	Промпродукт № 2	47,5	6,2	74,7	48,82
№ 6	Питание	45,0	8,36	100,0	51,62
	Концентрат	51,5	0,16	1,91	61,39
	Промпродукт № 1	70,9	1,5	17,94	54,19
	Промпродукт № 2	48,5	6,7	80,15	48,16
№ 7	Питание	37,4	2,5	100,0	52,82
	Концентрат	66,7	0,33	13,04	61,94
	Промпродукт № 1	66,2	1,0	39,53	46,18
	Промпродукт № 2	14,1	1,2	47,43	48,02

Таблица 4.15 – Технологические показатели при оптимальном режиме работы винтовых сепараторов СВМ-750

Продукты	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат (тяжёлый)	29,8	63,20	36,21
Промпродукт (лёгкий)	70,2	47,26	63,79
Промпродукт ММС- I (исходный)	100,0	52,01	100,00

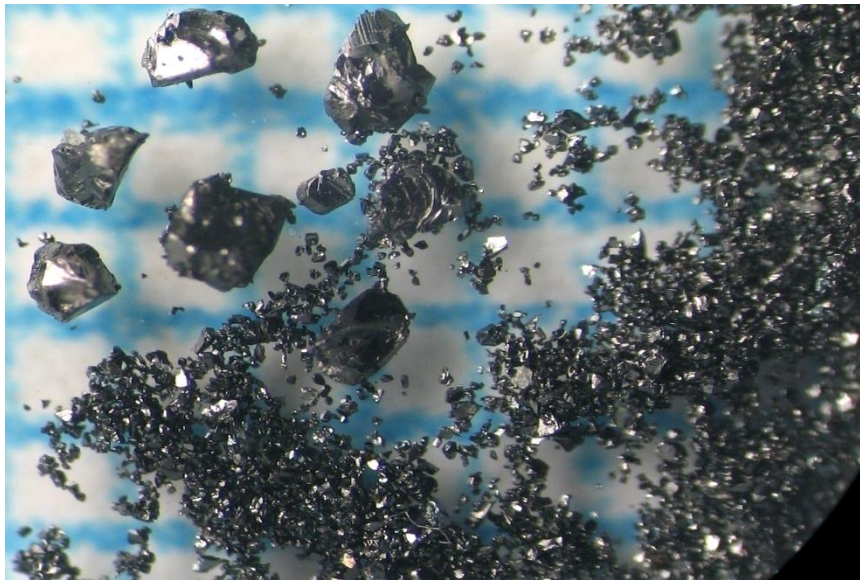


Рисунок 4.12 – Общий вид магнетитового концентрата винтовой сепарации

В соответствии ТУ 0712-095-58163333-2009 (Приложение В) полученный железорудный концентрат при массовой доле в нем 63,2 % железа общего, 0,4 % серы и 0,046 % оксида цинка соответствует концентрату железорудному товарному Абагурского филиала ООО «ЕВРАЗРУДА».

Таким образом, опытно-промышленными испытаниями показана возможность сокращения объема технологического потока во второй стадии измельчения за счет вывода части готового железорудного концентрата в первой стадии обогащения.

4.7 Выводы

1. Результаты сравнительных лабораторных испытаний показали перспективность применения для стадийного выделения магнетитового концентрата винтового сепаратора типа СВМ, имеющего более пологий профиль желоба, увеличенный шаг спирали и большее количество витков, по сравнению с винтовым сепаратором типа СВ.

Использование сепаратора типа СВМ по сравнению с сепаратором типа СВ позволило получить концентрат с большей массовой долей железа (62,66 против 61,91 %) при большем выходе (34,52 против 20,22 %) и извлечении железа (40,29 против 23,34 %).

2. Промышленные испытания по обогащению промпродукта ММС-I с помощью винтовой сепарации на аппарате СВМ-750 подтвердили результаты лабораторных исследований и показали возможность вывода части магнетитового концентрата после первой стадии измельчения.

Выход концентрата от питания винтовой сепарации составил 29,8 % при массовой доле железа в концентрате 63,3 %. Это позволяет говорить о снижении затрат на последующее измельчение промпродукта.

3. При промышленных испытаниях установлено, что обязательным условием применения технологии стадийного выделения магнетитового концентрата из магнитножестких руд с помощью винтовой сепарации является применение размагничивание питания для разрушения магнетитовых флокул. Применение предварительного размагничивания пульпы позволило повысить массовую долю железа в концентрате с 57-59 % до 62-63 %.

4. Оптимальные режимы работы винтового сепаратора, определённые в процессе промышленных испытаний, следующие: производительность на один желоб винтового сепаратора не более 1,1 т/ч при содержании твёрдого в исходной пульпе 35–47 %.

5 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МАГNETИТОВОЙ РУДЫ НА ОСНОВЕ СТАДИАЛЬНОГО ВЫВЕДЕНИЯ КОНЦЕНТРАТА И ОБОСНОВАНИЕ ЕЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ

5.1 Разработка технологической схемы обогащения магнетитовых руд с применением технологии винтовой сепарации

Результаты лабораторных исследований и опытно-промышленные испытания показали возможность вывода части концентрата после первой стадии измельчения Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики. На основании результатов испытаний выполнена оптимизация существующей схемы обогащения [94, 96, 98].

Существующая двухстадиальная схема измельчения и обогащения магнетитовых руд на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике предусматривает получение готового железного концентрата только во второй стадии. Опираясь на данные по раскрытию магнетита в концентрате первой стадии ММС (таблица 2.7) предложена новая более совершенная технология обогащения исходного сырья данного предприятия.

При разработке схемы за основу принята технологическая схема обогащения руды скарново-магнетитового типа железорудного сырья на Абагурской фабрике (рисунок 2.5). Рекомендуемая к внедрению магнитно-гравитационная технологическая схема обогащения руды (рисунок 5.1) предусматривает в первой стадии обогащения мокрую магнитную сепарацию с выделением раскрытых зерен пустой породы в хвосты и винтовую сепарацию магнитного продукта ММС-I с выделением раскрытых зерен магнетита в готовый железный концентрат. Промпродукт винтовой сепарации, содержащий в основном сростки, поступает на вторую стадию измельчения по существующей схеме. Таким образом, реализуется принцип выделения не только отвальных хвостов, но и готового концентрата на ранних стадиях обогащения.

Технологические показатели действующей схемы обогащения и рекомендуемой к внедрению приведены в таблице 5.1.

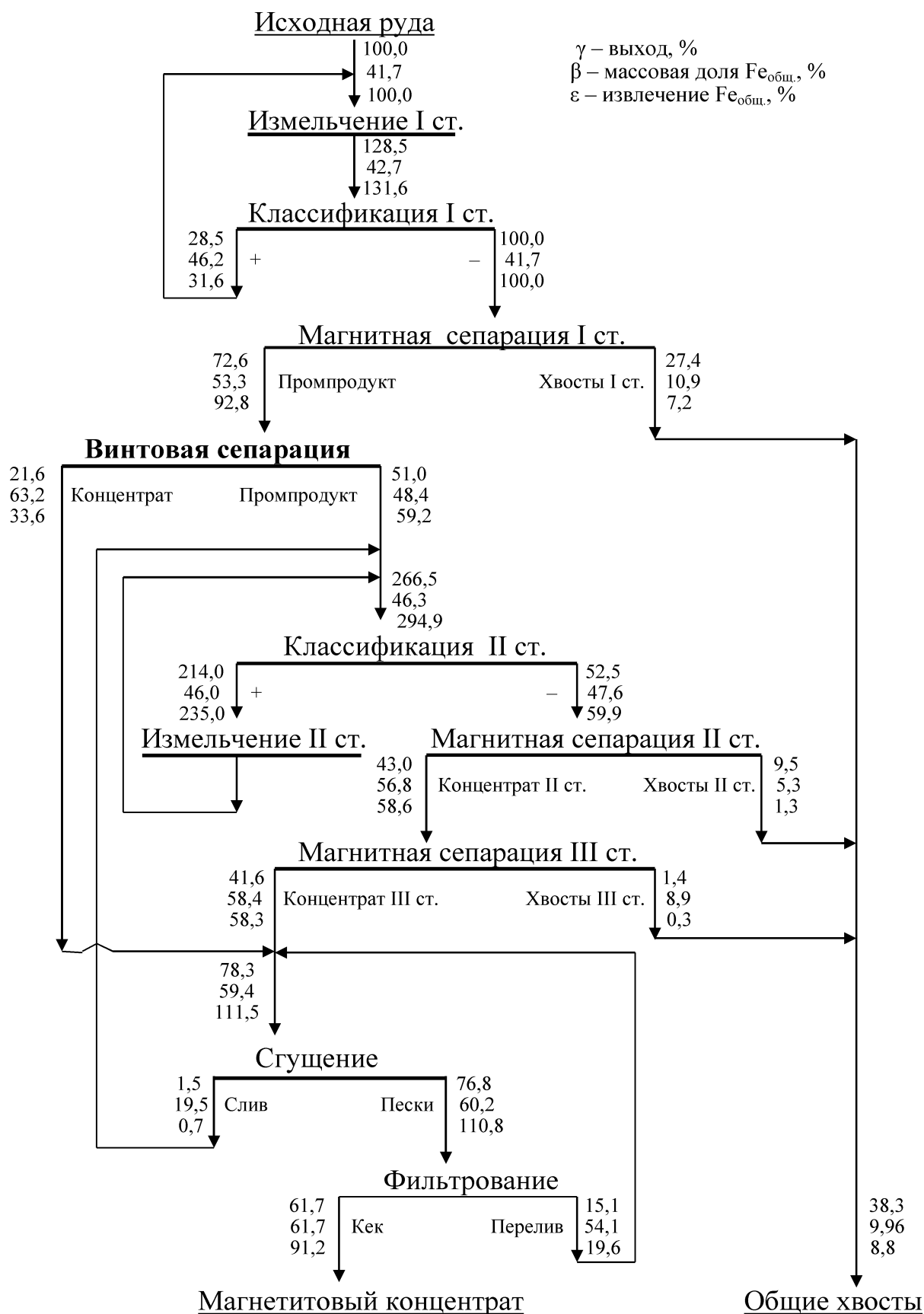


Рисунок 5.1 – Рекомендуемая схема обогащения магнетитовой руды
Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики

Таблица 5.1 – Сравнение показателей обогащения действующей схемы обогащения и рекомендуемой к внедрению

Продукты обогащения	Действующая схема			Рекомендуемая к внедрению		
	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат	60,6	61,7	89,7	61,7	61,7	91,2
в том числе <i>Концентрат винтовой сепарации</i>	-	-	-	21,6	63,2	33,6
Хвосты отвальные	39,4	10,9	10,3	38,3	9,6	8,8
Исходная руда	100,0	41,7	100,0	100,0	41,7	100,0

Технологические показатели узла винтовой сепарации рассчитаны по результатам опытно-промышленных испытаний при оптимальных режимах работы винтовых сепараторов СВМ-750 (таблица 4.16).

По предложенному способу обогащения получен суммарный конечный концентрат с выходом 61,7 % и массовой долей железа 61,7 % при извлечении железа 91,2 %. По сравнению с действующей схемой обогащения повышен выход концентрата на 1,1 % и извлечение железа на 1,5 %.

С внедрением технологии винтовой сепарации с целью вывода раскрытых зерен магнетита в первой стадии обогащения могут быть получены ряд экономических и технологических преимуществ, о чем свидетельствуют приведенные показатели.

Винтовая сепарация промпродукта ММС-I позволяет вывести из последующего технологического процесса товарный железорудный концентрат с выходом 21,6 % и массовой долей железа общего в нем 63,2%, тем самым уменьшается объем технологического потока в цикле второй стадии измельчения.

Внедрение стадийного выделения части концентрата с помощью винтовой сепарации позволит:

- снизить энергетические затраты на измельчение и, как следствие, снизить себестоимость производства концентрата при неизменной производительности;
- уменьшить потери железа с хвостами обогащения на 1,5 % за счет уменьшения переизмельчения и ошламования зерен магнетита и богатых сростков в процессе измельчения при неизменной производительности;

- снизить нагрузку на оборудование второй стадии измельчения и обогащения, что позволит уменьшить количество оборудования или увеличить производительность фабрики при неизменном количестве оборудования;
- повысить выход концентрата и извлечение железа в концентрат при неизменной производительности.

5.2 Экономическая оценка предложенной технологии

Оценка экономической эффективности применения технологии винтовой сепарации для вывода готового железорудного концентрата после первой стадии измельчения проведена по методике определения экономической эффективности использования новой техники, изобретений и рационализаторских предложений.

Оценка экономической эффективности применения технологии винтовой сепарации для вывода готового железорудного концентрата в первой стадии обогащения проведена с учетом части факторов, которые могут формировать общую экономическую эффективность.

В качестве базового варианта принята существующая на данном предприятии аппаратно-технологическая схема переработки железной руды на Абагурской обогатительной фабрике (рисунок 2.5).

В таблице 5.2 приведён предварительный расчёт экономической эффективности с учётом налогов и сборов.

Главные ожидаемые технологические и экономические преимущества.

1. Совершенствование технологии обогащения магнетитовых руд с выводом готового железорудного концентрата в первой стадии обогащения по технологии винтовой сепарации позволяет сократить количество материала, поступающего на вторую стадию измельчения на 21,6 % (рисунок 5.1).

2. На Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике во второй стадии измельчения задействовано 10 мельниц. Предварительный расчет показывает, что при уменьшении их питания за счёт вывода готового концентрата в первой стадии, число мельниц можно уменьшить до семи. Выведение из эксплуатации мельниц повлечёт снижение эксплуатационных расходов, которые формируются

из экономии электроэнергии, шаров, футеровки и так далее. Необходимо отметить, что при сохранении количества мельниц можно рассматривать вариант повышения производственных мощностей по исходному питанию с использованием освободившихся мельниц.

3. Увеличение выхода железорудного концентрата на 1,1 %.

Таблица 5.2 – Предварительный расчет экономической эффективности от выделения готового концентрата в первой стадии обогащения

Показатели	Действующая магнитная схема обогащения	Предлагаемая гравитационно-магнитная схема
Производительность по исходной руде, млн т/год	4,8	4,8
Выход концентрата, % - в том числе гравитационного концентрата, %	60,6 –	61,7 21,6
Производительность по концентрату, т/год: - в том числе гравитационного концентрата, т/год	2908800 –	2961600 1036800
Стоимость готовой продукции тыс. руб.	11635200	11846400
Прирост от выручки годового объема реализуемой продукции, тыс. руб.	–	211200
Количество высвобождаемых мельниц во второй стадии, шт.	–	3
Экономия электроэнергии, МВт·ч/год	–	9,792
Дополнительный расход электроэнергии, МВт·ч/год	–	1,795
Сокращение расхода электроэнергии, МВт·ч/год	–	7,997
Дополнительный доход за счёт сокращения расхода электроэнергии, тыс. руб.	–	31988
Суммарный доход, тыс. руб.	–	211200 + 31988 = 243188
Капитальные вложения по совершенствованию технологии (приобретение оборудования, строительные и монтажные работы), тыс. руб.	–	100 000
Прирост платы за право пользования недрами (10 % от стоимости продукции), тыс. руб.	–	21120
Прирост платы за воспроизводство минерально-сырьевой базы (7,8 % от стоимости товарной продукции), тыс. руб.	–	16473,6
Приведенные затраты, тыс. руб.	–	137593,6
Экономический эффект, тыс. руб.		243188–137593,6 = 105594,4

4. Увеличение извлечения железа на 1,5 % за счет снижения переизмельчения и ошламования магнетита.

Для расчёта приняты следующие исходные данные:

- стоимость готового концентрата с содержанием железа 61,7 % – 4000 руб./т;
- потребляемое количество электроэнергии одной мельницы во второй стадии измельчения – 400 кВт·ч.
- цена одного кВт·ч для АОФ – 4,0 руб.
- количество рабочих дней в году – 340.

По предварительным расчетам (таблица 5.2) ожидаемый годовой экономический эффект от совершенствования технологии переработки магнетитовых руд для условий Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики составит 105,594 млн рублей.

5.3 Выводы

1. Разработана комбинированная гравитационно-магнитная схема обогащения магнетитовых руд с выделением части готового концентрата после первой стадии измельчения с применением винтовой сепарации.

2. Разработанная схема позволяет по сравнению с действующей схемой обогащения Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики увеличить выход концентрата на 1,1 % и извлечение железа на 1,5 %.

3. Внедрение разработанной схемы позволит снизить затраты на измельчение за счёт уменьшения количества мельниц второй стадии (на три единицы) или увеличить производительность фабрики при неизменном количестве мельниц.

4. Годовой экономический эффект при внедрении новой технологии для условий Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики составит 105,594 млн рублей за счёт снижения количества мельниц и увеличения количества концентрата.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Представленная диссертация является научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных исследований изложены новые научно-обоснованные технико-технологические решения по разработке комбинированной гравитационно-магнитной схемы обогащения магнетитовых руд с применением винтовой сепарации для стадийного выделения железного концентрата, имеющие существенное значение в области обогащения полезных ископаемых.

Основные научные и практические результаты заключаются в следующем.

1. Установлено, что применение комбинированной технологии, включающей винтовую сепарацию для стадийного выделения части магнетитового концентрата и магнитную сепарацию для получения основного концентрата, определяют закономерности изменения фракционного состава промпродуктов по крупности, плотности и массовой доле железа в процессе измельчения магнетитовых руд, проявляющиеся в наличии чистых зёрен магнетита в промпродуктах.

2. Установлено, что для стадийного вывода части готового концентрата после первой стадии измельчения Абагурской фабрики можно использовать винтовую сепарацию исходя из крупности исходного продукта и наличия раскрытых зёрен магнетита с повышенной плотностью. В промпродукте ММС-I содержание свободных и богатых сростков магнетита составляет 66,24 %. Промпродукт ММС-I характеризуется повышенной массовой долей железа (58,11–60,23 %) в мелких классах крупности $-0,125+0$ мм и повышенной плотностью этих классов.

3. Получены эмпирические формулы для расчёта скорости движения пульпы, тангенциального сдвигающего напряжения, удельной подъёмной силы (давления) и коэффициента разрыхления частиц на винтовом желобе для ламинарного, переходного и турбулентного режимов. Увеличение плотности и глубины потока пульпы способствует уменьшению разрыхления частиц. Вязкость пульпы наиболее сильно сказывается на разрыхлении частиц при малых числах Рейнольдса, а скорость пульпы наиболее эффективно влияет на разрыхление частиц при турбулентном режиме движения пульпы.

Максимальная относительная ошибка расчётов по формулам составляет ± 20 % при количестве экспериментальных данных для различных режимов 22-80. Максимальная относительная средняя ошибка предсказания составляет $\pm 4,26$ %.

4. Разделение частиц по плотности в винтовом сепараторе обеспечивается расслоением частиц по высоте потока и наличием циркулирующих поперечных потоков, способствующих перемещению тяжёлых частиц, движущихся в нижнем слое потока к внутреннему борту и перемещению лёгких частиц, движущихся в верхнем слое потока к внешнему борту. Капиллярные волны являются составной частью поперечной циркуляции, представляя собой её поверхностную ветвь. Основными силами, обеспечивающими разделение частиц, являются подъемные силы и гидродинамические силы, возникающие при поперечных циркуляциях потоков и волновых явлениях.

5. Результаты сравнительных лабораторных испытаний показали перспективность применения для стадийного выделения магнетитового концентрата винтового сепаратора СВМ, имеющего более пологий профиль желоба, увеличенный шаг спирали и большее количество витков, по сравнению с винтовым сепаратором СВ. Использование сепаратора СВМ по сравнению с сепаратором СВ позволило получить концентрат с большей массовой долей железа (62,66 против 61,91 %) при большем выходе (34,52 против 20,22 %) и извлечении железа (40,29 против 23,34 %).

6. Промышленные испытания на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике по обогащению промпродукта ММС-I с помощью винтовой сепарации на аппарате СВМ-3-750 подтвердили результаты лабораторных исследований и показали возможность вывода части магнетитового концентрата после первой стадии измельчения. Выход концентрата от питания винтовой сепарации составил 29,8 % при массовой доле железа в концентрате 63,3 %. Это позволяет говорить о снижении затрат на последующее измельчение промпродукта.

7. При промышленных испытаниях установлено, что обязательным условием применения технологии стадийного выделения магнетитового концентрата из магнитножестких руд с помощью винтовой сепарации является применение размагничивания питания для разрушения магнетитовых флокул. Применение

предварительного размагничивания пульпы позволило повысить массовую долю железа в концентрате с 57-59 % до 62-63 %.

8. Разработанная комбинированная гравитационно-магнитная схема позволяет по сравнению с действующей схемой обогащения Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики увеличить выход концентрата на 1,1 % и извлечение железа на 1,5 %. Внедрение разработанной схемы позволит снизить затраты на измельчение за счёт уменьшения количества мельниц второй стадии (на три единицы) или увеличить производительность фабрики при неизменном количестве мельниц.

9. Годовой экономический эффект при внедрении новой технологии для условий Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики составит 105,6 млн рублей за счёт снижения количества мельниц и увеличения количества концентрата.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Авдохин, В.М. Современное состояние и основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд / В.М. Авдохин, С.Л. Губин // Горный журнал. – 2007. – № 2. – С. 58-65.
2. Акименко, А.А. Влияние рыночных механизмов на территориальное размещение железорудной отрасли мира [Электронный ресурс] / А.А. Акименко // Режим доступа: <http://www.georub.narod.ru>.
3. Аникин, М.Ф. Винтовые аппараты для обогащения руд: монография / М.Ф. Аникин, В.Д. Иванов, М.Л. Певзнер. – М.: Недра, 1970. – 170 с.
4. Аникин, М.Ф. Изучение процесса концентрации на винтовых сепараторах и применение их в технологии обогащения руд / Аникин, М.Ф. // Труды Ир-гиредмета. – Иркутск, 1959. – Вып. 8. – С. 98-114.
5. Ащеулов, В.Н. Совершенствование технологии обогащения и окомкования / В.Н. Ащеулов, В.В. Кривицкий, В.А. Барсов // Горный журнал. – 2004. – №7. – С. 65-72.
6. Бадеев, Ю.С. Развитие гравитационных процессов обогащения / Ю.С. Бадеев, Б.В. Кизевальтер, А.И. Поваров // Обогащение руд. – 1977. – №5. – С. 22-25.
7. Бадеев, Ю.С. Исследование гравитационных процессов / Ю.С. Бадеев, А.М. Базилевский, Л.Е. Иванова, И.Н. Исаев, Б.В. Кизевальтер, А.И. Поваров // Обогащение руд. – 1967. – № 4, 5. – С. 92-98.
8. Баранов, В.Ф. Перспективные технологии и техника переработки железных руд (обзор новейших железорудных проектов) / В.Ф. Баранов // Обогащение руд. – 2011. – № 6. – С. 48-54.
9. Баранов, В.Ф. Пути снижения расхода электроэнергии на железорудных обогатительных фабриках / В.Ф. Баранов, В.А. Сентемова, А.О. Ядрышников // Обогащение руд. – 2007. – № 2. – С.14-19.
10. Бердышева, Т.Т. Зарубежные железорудные обогатительные и окомковательные фабрики / Т.Т. Бердышева, Н.И. Мещерякова, Л.А. Рейтаровская: Технико-экономический обзор. – М.: Черметинформация. – 1982. – 45 с.

11. Берт, Р.О. Технология гравитационного обогащения / Р.О. Берт. – М.: Недра, 1974. – 572 с.
12. Богданович, А.В. Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков и тонковкрапленных руд / А.В. Богданович // Горный журнал. – 2007. – №2. – С. 51-58.
13. Бочковский, В.М. Расслаивание как наиболее важный раздел теории и практики гравитации / В.М. Бочковский // Горный журнал. – 1954. – №1. – С. 47-55.
14. Верховский, И.М. Новые представления о сущности расслоения материала в процессе гидравлической отсадки / И.М. Верховский, Н.Н. Виноградов и др. // в книге: Вопросы теории гравитационных методов обогащения полезных ископаемых. М.: Госгортехиздат. – 1960. – С. 5-10.
15. Вилкул, Ю.Г. Перспективы развития топологии технологических схем обогащения магнетитовых руд / Ю.Г. Вилкул, А.А. Ширяев, Л.А. Ломовцев // III конгресс обогатителей стран СНГ: тезисы докладов. – М.: МИССиС, 2003. – С.21-23.
16. Вилкул Ю.Г. Пути повышения качества магнетитовых концентратов ОАО «Южный ГОК» / Ю.Г. Вилкул, Т.В. Дендюк, Н.И. Голярчук, А.Ф. Калинин // Горный журнал. – 2001. – №1. – С. 48-50.
17. Волгай, В.Ф. К вопросу об исследовании намагничивания и размагничивания магнетитовых и восстановленных железных руд / В.Ф. Волгай, В.И. Кармазин, П.П. Юров // Обогащение полезных ископаемых: научно-технический сборник. Вып. 3. Киев: Техника. – 1968. – С. 19–25.
18. Ганженко, И.М. Влияние размагничивания на процессы гидравлической классификации сильномагнитных руд / И.М. Ганженко, Г.Г. Зарщикова, Т.Б. Камалова, Л.А. Алексеева, Э.К. Якубайлик // Обогащение руд. – 2013. – № 2. С. 13-16.
19. Гришанин, К.В. Динамика русловых потоков / К.В. Гришанин. – Л.: Гидрометеиздат, 1969. – 312 с.

20. Губин, Г.Г. Губина В.Г. Возможности улучшения качества железорудных концентратов на ГОКах Кривбасса / Г.Г. Губин, В.Г. Губина // Горный журнал. – 2001. – № 1. – С. 45-47.

21. Дорошенко, М.В. Минералогическое сопровождение технологических исследований / М.В. Дорошенко, Т.В. Башлыкова, М.В. Проскуряков, С.А. Прокопьев, А.М. Пономарёва // VI Конгресс обогатителей стран СНГ: тезисы докладов. – М.: МИСиС, 2007. – С. 104-105.

22. Дюбченко, В.А. Перспективы повышения качества железорудного концентрата ОАО «Карельский окатыш» / В.А. Дюбченко, Н.А. Патковская, Т.И. Тасина // Обогащение руд. – 2012. – № 6. – С. 7-11.

23. Дюбченко, В.А. Модернизация технологии обогащения железосодержащих руд Северо-Запада России / В.А. Дюбченко, Н.А. Патковская, Т.И. Тасина // Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья: Материалы Международного совещания «Плаксинские чтения-2012», Петрозаводск, 10–14 сентября 2012г. – Петрозаводск: Карельский научный центр РАН. – 2012. – С. 66-67.

24. Зеленов, П.Н. Разделение магнетитовых продуктов в магнитных полях низкой напряжённости / П.Н. Зеленов, Н.А. Алейников, П.А. Усачёв // Горный журнал. – 1971. – № 10.

25. Иванов, В.Д. Винтовые аппараты для обогащения руд и песков в России: монография / В.Д. Иванов, С.А. Прокопьев. – М: Дакси, 2000. – 239 с.

26. Иванов, В.Д. Волновое движение водного потока на винтовых аппаратах / В.Д. Иванов, К.Л. Ястребов // Обогащение руд: сборник статей. – Иркутск.– 1976. – С. 118-123.

27. Иванов, В.Д. Исследования структуры внутренних течений водных потоков на винтовых аппаратах / В.Д. Иванов, К.Л. Ястребов // Цветная металлургия: Известия ВУЗов. – 1976. – № 2. – С. 24-27.

28. Иванов, В.Д. Некоторые закономерности внутренних течений водных прямолинейных потоков / В.Д. Иванов // Метеорология и гидрология. – 1979. – № 7. – С. 98-104.

29. Иванов, В.Д. О выборе покрытий для винтового шлюза / Иванов, В.Д. // Обработка золотых, алмазных и рудкометальных руд и россыпей: Труды Ирригредмета. Вып. № 16. – М.: Недра. – 1967. – С. 254-257.

30. Иванов, В.Д. Современное состояние теории и практики винтовых аппаратов / В.Д. Иванов, С.А. Прокопьев, Т.В. Башлыкова // III Конгресс обогатителей стран СНГ: тезисы докладов, т. II. – М.: МИСиС, 2001. – С. 163-165.

31. Изучение возможности применения винтовых аппаратов в схеме обогащения винтовой сепарации на Абагурской и Мундыбашской обогатительных фабриках ОАО «Евразруда»: отчет НИР / НПФ «Спирит». Руководитель С.А. Прокопьев. – Иркутск, 2006. – 72 с.

32. Изучение возможности применения винтовой сепарации в схеме обогащения на Абагурской и Мундыбашской обогатительных фабриках ОАО «Евразруда»: отчет о НИР / А.М. Пономарева М.Е. Трескина.– Иркутск. – ООО НПФ «Спирит». – 2006. – 72с.

33. Исаев, И.Н. Концентрационные столы / И.Н. Исаев. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 100 с.

34. Каменева, Е.Е. Пути повышения качества магнетитового концентрата ОАО «Ковдорский ГОК / Е.Е. Каменева, Е.Д. Рухленко // Обогащение руд. – 2002. – № 1. – С. 27-30.

35. Кармазин, В.В. Закономерности вращательного движения частиц железосодержащих руд во вращающемся поле барабанного сепаратора на постоянных магнитах / В.В. Кармазин, Р.В. Ковалев, Г.А. Епутаев // Горный информационно-аналитический бюллетень.– 2006. – № 11. – С. 5–8.

36. Кармазин, В.В. Закономерности вращательного движения частиц железосодержащих руд во вращающемся поле барабанного сепаратора на постоянных магнитах / В.В. Кармазин, Р.В. Ковалев, Г.А. Епутаев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – № 12. – С. 22–26.

37. Кармазин, В.В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых Т. 1: учебник / В.В. Кармазин, В.И. Кармазин – М.: Изд-во МГГУ. – 2005. – 669 с.

38. Кармазин, В.В. Обогащение железных руд. Перспективы развития технологии / В.В. Кармазин // Сборник материалов конкурса Деловая слава России. – С.188-190.

39. Кармазин, В.В. Перспективы развития технологии магнитного обогащения железорудного сырья в XXI веке / В.В. Кармазин // Бюллетень МООСМ «Магнитное общество» Том 10. – 2009. – Вып. № 2.

40. Кармазин, В.В. Перспективы развития технологии обогащения железорудного сырья / В.В. Кармазин // Горный журнал. – 2008. – № 12.

41. Кармазин, В.В. Разработка мокрых магнитных сепараторов для стадийного выделения концентрата на обогатительных фабриках современных горно-обогатительных комбинатов / В.В. Кармазин, С.Н. Жилин, В.А. Измалков, А.С. Опалев, С.И. Кретов, Р.В. Ковалев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 12. – С. 49.

42. Кармазин, В.В. Совершенствование технологии обогащения магнетитовых кварцитов на основе сепараторов с бегущим магнитным полем / В.В. Кармазин // Горный журнал. – 2006. – № 6. – С. 108-113.

43. Кармазин, В.В. Современные тенденции в использовании минерального сырья / В.В. Кармазин // Сборник Устойчивое развитие горнодобывающей промышленности. – Кривой Рог: Изд-во КГТУ. – 2004.

44. Кизевальтер, Б.В. Влияние числа и размаха колебаний жидкости в процессе отсадки / Б.В. Кизевальтер // в книге: Вопросы теории гравитационных методов обогащения полезных ископаемых. М.: Госгортехиздат. 1960. – С. 11-21.

45. Кизевальтер, Б.В. Гидродинамический анализ движения частиц по желобу винтового сепаратора / Б.В. Кизевальтер, А.М. Базилевский // Труды Механобра: Обогащение руд цветных металлов. Вып.139. – 1974. – С.70-84.

46. Кизевальтер, Б.В. Разрыхление слоя частиц в процессе отсадки / Б.В. Кизевальтер // Горный журнал. – 1957. – № 3. – С.61-67.

47. Кизевальтер, Б.В. Теоретические основы гравитационных процессов обогащения / Б.В. Кизевальтер. – М.: Недра, 1979. – 295 с.

48. Ключин, В.А. Совершенствование технологии обогащения / В.А. Ключин, А.В. Остапенко // Горный журнал. – 1996. – № 3. – С.27-32.
49. Ковалев, Р.В. Исследование магнитных полей барабанного сепаратора на постоянных магнитах / Р.В. Ковалев, // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М. – 2007. – №1. – С.85–89.
50. Ковалев, Р.В. Совершенствование техники и технологии магнетитовых кварцитов на основе стадийного выведения концентратов: автореф. дис... канд. техн. наук: 25.00.13 / Ковалев Р.В. – М., 2007. – 26 с.
51. Комиссаров, О.С. Исследование процесса винтовой сепарации / О.С. Комиссаров // Труды ВИМСа. М. – 1969. – № 7. – С.49-64.
52. Красуля, А.С. Совершенствование технологии обогащения железистых кварцитов (Полтавский ГОК) / А.С. Красуля // Горный журнал. – 2000. – №4. – С. 22-24.
53. Кривохижин, С. Железородная отрасль: в поисках возможностей [Электронный ресурс] / С. Кривохижин // Финансовая корпорация Открытие Железородный сектор. Режим доступа: [http://www. finam.ru/analysis/forecasts00855/detant.asp](http://www.finam.ru/analysis/forecasts00855/detant.asp).
54. Крючков, А.В. Совершенствование технологии обогащения железистых кварцитов / А.В. Крючков // Горный журнал. –2001. – № 6. – С. 49-52.
55. Крятов, Б.М. Железородная отрасль России. Проблемы сырьевой базы / Б.М. Крятов // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2006. – № 1.
56. Кузнецов, Г.Г. Некоторые закономерности отсадки тонкоизмельчённых материалов / Г.Г. Кузнецов // в книге: Вопросы теории гравитационных методов обогащения полезных ископаемых. – М.: Госготехиздат. – 1960. – С. 44-55.
57. Лелис, В.Ю. Опыт применения вибрационных грохотов корпорации Derrick при обогащении железных руд / В.Ю. Лелис, Дж. Веннен, Н. Тране, // Горный журнал. – 2002.–№ 3. – С. 60-64.

58. Леонов, С.Б. Исследования полезных ископаемых на обогатимость: учебное пособие для студентов вузов / С.Б. Леонов, О.Н. Белькова. – М.: Интернет Инжиниринг, 2001. – 631 с.

59. Лищинский, В.С. Основные направления подготовки к производству концентрата для металлизированных брикетов / В.С. Лищинский, В.П. Попов, А.В. Остапенко // Горный журнал. –1997. – № 5-6. – С.57-60.

60. Ломовцев, Л.А. Возможности повышения обогащения неокисленных магнетитовых кварцитов Михайловского ГОКа / Л.А. Ломовцев, К.Л. Ломовцев, В.В. Григорьев, Ю.В. Короленко, С.В. Безверхий // Сборник материалов IV Конгресса обогатителей М.: МИСИС. –2003. – С.21-23.

61. Лященко, П.В. Гравитационные методы обогащения / П.В. Лященко – М.: Гостоптехиздат, 1940. – 359 с.

62. Максимов, В.И. Результаты использования винтовых шлюзов при обогащении коренных титаномагнетитовых руд месторождения Юго-восточная Гремяха / В.И. Максимов, С.А. Прокопьев, С.В. Соколов, С.А. Алексеева, А.И. Ракоев, Е.В. Черноусенко // V Конгресс обогатителей стран СНГ: тезисы докладов, т. 1. – М.: МИСиС, 2005. – С. 38-39.

63. Митрофанов, С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость / С.И. Митрофанов, Л.А. Барский, В.Д. Самыгин. – М.: Недра, 1974. – 352с.

64. Обзор рынка железорудного сырья (железная руда, концентрат, агломерат, окатыши) в России / INFOMINE Research Group [электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.infomine.ru>

65. Опалев, А.С. Интенсификация обогащения магнетитовых руд [Электронный ресурс] / А.С. Опалев, В.В. Бирюков // Режим доступа: http://www.Kolas.net.ru/russion/innovation_ksc*2.21.pdf.

66. Опалев, А.С. Стадиальное выделение магнетит-гематитового концентрата при разработке технологии обогащения железистых кварцитов / А.С. Опалев, М.С. Хохуля, В.В. Бирюков, М.В. Сытник, Т.А. Конторина // Апатиты: Изд. КНЦ РАН.

67. Орлов, В. П. Железородная база России / Под общей редакцией В. П. Орлова. – 2-е издание, с доп. и изм. – М.: Геоинформмарк, 2007. – 871 с.
68. Остапенко, П.Е. Основы компьютерной оценки обогатимости минерального сырья / П.Е. Остапенко // Горный журнал. – 1997. – №3. – С.32-35
69. Остапенко, П.Е. Теория и практика обогащения железных руд / П.Е. Остапенко. – М.: Недра, 1985. – 281 с.
70. Патент № 2014148 Российская Федерация, МКП В03С1/10. Магнитный сепаратор / А. Е. Пелевин, Е. Ф. Цыпин, О. А. Пермикина, Л. М. Балабаева; заявитель Свердловский горный институт. – № 4903548/03; заявл. 27.11.90; опубл. 15.06.94. Бюл. № 11.
71. Патент № 2077390 Российская Федерация, МКП В03С1/00, В03В7/00. Способ дообогащения магнетитового концентрата / П.А Усачёв; заявитель и патентообладатель П. А. Усачев. – № 94013207/03; заявл. 15.04.1994.; опубл. 20.04.1997.
72. Патент 2104793 Российская Федерация, МКП В03В7/00, В03С1/00. Способ обогащения рудного сырья / М.А. Батуев, Н.Я. Еремин, Г.В. Зайцев, С.Г. Меламуд, Б.С. Оборин, А.П. Огуречников, А.В. Соловьев, Н.С. Титов, А.Т. Фуреев, А.Г. Шампаров; Научно-производственное внедренческое предприятие "Пиромет-технология". – № 97108641/03; заявл. 09.06.1997; опубл. 20.02.1998.
73. Патент 2132742 Российская Федерация, МКП В03В7/00. Способ обогащения магнетитовых руд / Э.Д Пурыскин, А.Д. Маслов; заявитель и патентообладатель Горный институт Кольского научного центра РАН. – № 97109721/03; заявл. 10.06.1997; опубл. 10.07.1999.
74. Патент № 2241544 Российская Федерация, МКП ВОЗВ 7/00, МПК ВОЗС 1/00. Способ обогащения магнетитовых руд / М.А. Крупин, Р.А. Гельбинг А.В., Жильцов, В.П. Бобров, А.Г. Сухарев; заявитель и патентообладатель ОАО «Высокогорский горно-обогатительный комбинат». – № 2003101018/03; заявл. 14.01.2003.; опубл. 10.12.2004. Бюл. № 18.
75. Патент 2288039 Российская Федерация, МКП ВОЗС 1/24. Способ магнитного обогащения и устройство для его осуществления / А.А. Бородин, С.Н.

Жилин, А.С. Леонов, Б.Я. Малявин и др.; заявитель и патентообладатель ОАО Лебединский обогатительный комбинат. – № 2005103002/03; заявл.07.02.2005; опубл. 27.11.2006. Бюл. № 33.

76. Патент № 2492933 Российская Федерация, МПК В03С1/10. Способ магнитной сепарации и устройство для его осуществления / А.Е. Пелевин, Н.А. Сытых, А.А. Мушкетов; заявитель ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет». – № 2010153922/03; заявл. 27.12.2010; опубл. 20.09.2013. бюл. № 26.

77. Патент № 2588521 Российская Федерация, МКП ВОЗВ 9/04. Способ комплексной переработки золошлаковых отходов / С.А. Прокопьев, М.Л. Болотин; заявитель ООО ПК «Спирит». – № 2015117100; заявл.05.05.2015; опубл. 27.06.2016. Бюл. № 18. – 18 с.: 2 ил.

78. Пелевин, А.Е. Обогащение магнетитовых руд в сепараторах бегущего поля / А.Е. Пелевин // Горный журнал. – 2001. – № 2. – С. 118-122.

79. Пелевин, А.Е. Стадиальное выделение железного концентрата / А.Е. Пелевин // Обогащение руд. – 2007. – № 3. – С. 10-15.

80. Пелевин, А.Е. Стадиальное выделение железного концентрата с помощью барабанного магнитного сепаратора с модифицированной ванной / А.Е. Пелевин // Обогащение руд. – 2016. – № 4. – С. 10-15.

81. Пелевин, А.Е. Технология стадиального выделения концентрата для условий ОФ КГОК «Ванадий» / Пелевин, А.Е. // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Международная научно-техническая конференция. Екатеринбург: изд. АМБ. – 2006. – С. 19-22.

82. Подкосов, Л.Г. Исследование условий разделения материала в винтовом сепараторе / Л.Г. Подкосов, Е.П. Бродкина, О.С. Комиссаров // труды ВИМСа. – М.: Недра. 1970.

83. Подкосов, Л.Г. О развитии теории гравитационного обогащения / Л.Г. Подкосов // Технология и обогащение: Сборник Минеральное сырьё. – Вып. 21.– М.: Недра.– С. 3-12.

84. Покровская, В.Н. Пути повышения эффективности гидротранспорта / В.Н. Покровская. – М.: Недра, 1972. – 160 с.
85. Полухин, П. Железорудный сектор России [Электронный ресурс] / П. Полухин // Инвестиционная фирма ОЛМА. Режим доступа: <http://www.olma.ru>.
86. Потураев, В.Н. Новая технология совместного обогащения магнетитовых и окисленных железистых руд на базе процессов магнитной гидросепарации / В.Н. Потураев, В.П. Надутый, В.В. Челышкина // Горный журнал. – 2001. – № 1. – С. 42-45.
87. Проведение опытно-промышленных испытаний выведения готового концентрата в I стадии обогащения Абагурском филиале ОАО Евразруда: отчет о НИР / С.А. Прокопьев, Ю.А. Тиунов, А.М. Пономарева. – Иркутск: ООО НПФ «Спирит», 2009. – 30 с.
88. Прокопьев, С.А. Испытания новой модели винтового аппарата при обогащении железных руд / С.А. Прокопьев, А.М. Пономарёва, В.И. Килин // Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья (Плаксинские чтения): материалы международного совещания. – М.: Московский издательский дом, 2010. – С. 300-302.
89. Прокопьев, Е.С. Существующие механизмы разделения минеральных частиц на винтовых сепараторах / Е.С. Прокопьев, С.А. Прокопьев, К.В. Федотов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельная статья (специальный выпуск, препринт). – 2014. – № 1. – 20 с.
90. Прокопьев, С.А. Винтовые аппараты – перспективное направление в области обогащения минерального сырья / С.А. Прокопьев, В.Д. Иванов, Н.А. Кулиева, М.Л. Болотин // Разведка и охрана недр. – 2004. – № 8-9. – С. 51-52.
91. Прокопьев, С.А. Моделирование и расчет винтовых аппаратов / С.А. Прокопьев // III Конгресс обогатителей стран СНГ: тезисы докладов, т. I. – М.: МИСиС. 2001. – С. 95-96.
92. Прокопьев, С.А. Особенности массопереноса на винтовых сепараторах / С.А. Прокопьев, А.Е. Пелевин, Ю.П. Морозов // Известия вузов. Горный журнал. – 2018. – № 7. – С. 67-74.

93. Прокопьев, С.А. Перспективное направление использования винтовой сепарации в технологических схемах обогащения железорудного сырья / С.А. Прокопьев, А.М. Пономарева, Г.А. Тарасенко // V Конгресс обогатителей стран СНГ: тезисы докладов, т. 2 – М.: МИСиС, 2005. – С. 163-165.

94. Прокопьев, С.А. Применение винтовой сепарации при обогащении железных руд для вывода раскрытого магнетита из межцикловых операций / С.А. Прокопьев, А.Е. Пелевин, Е.С. Прокопьев, К.К. Иванова // Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов: материалы Междунар. науч.-практ. конф. – Алматы: ИМиО, 2018. – С. 33-38.

95. Прокопьев, С.А. Совершенствование технологии обогащения песков техногенного месторождения железа «Балка Терноватая» с применением винтовых сепараторов / С.А. Прокопьев, Е.С. Прокопьев, М.Е. Шульгина // IX Конгресс обогатителей стран СНГ: труды конференции, т. 1 – М.: МИСиС. 2013, – С. 363.

96. Прокопьев, С.А. Стадиальное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации / С.А. Прокопьев, А.Е. Пелевин, С.А. Напольских, Р.А. Гельбинг // Обогащение руд. – 2018. – № 4. – С. 28-33.

97. Прокопьев, С.А. Стадиальное выведение железосодержащего концентрата методом винтовой сепарации при обогащении магнетитсодержащих руд / С.А. Прокопьев, А.М. Пономарёва, В.А. Чантурия, Р.А. Гельбинг // VI Конгресс обогатителей стран СНГ: тезисы докладов. – М.: МИСиС, 2007. – С. 65-66.

98. Прокопьев, С.А. Стадиальное получение железного концентрата с помощью винтовой сепарации / С.А. Прокопьев, А.Е. Пелевин, Е.С. Прокопьев, К.К. Иванова // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы XXIII Междунар. науч.-техн. конф. – Екатеринбург: УГГУ, 2018. – С. 87-89.

99. Результаты тестовых испытаний о возможности применения технологии винтовой сепарации на Оленегорской ОФ: отчет о НИР / Прокопьев С.А. – Иркутск: ООО НПФ «Спирит»; 2011. – 9 с.

100. Сентемова, В.А. Особенности получения малосернистых магнетитовых концентратов / В.А. Сентемова // Обогащение руд. – 2003. – №5.

101. Сентемова, В.А. Флотация в схемах обогащения магнетитовых руд / В.А. Сентемова // Обогащение руд. – 2007. – №2. – С. 18-22.
102. Смолдырев, А.Е. Трубопроводный транспорт / А.Е. Смолдырев. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 245 с.
103. Соломин, К.В. Винтовые сепараторы / К.В. Соломин. – М.: Metallurgizdat, 1956. – 203 с.
104. Соломин, К.В. Обогащение золото- и платиносодержащих песков на винтовых сепараторах / К.В. Соломин, О.В. Федоров // Труды Иргиредмета, № 7. – М.: Metallurgizdat. 1958. – С. 164-170.
105. Соломин, К.В. Общие принципы процесса обогащения полезных ископаемых на винтовых сепараторах / Соломин, К.В. // В книге: Вопросы теории гравитационных методов обогащения полезных ископаемых. – М. : Госгортехиздат. – 1960. – С. 151-162.
106. Способ выделения концентрата на начальных стадиях обогащения железных руд [Электронный ресурс] / Информационно-инновационный центр Бизнес инноваций, раздел «Технологии», проект № 83-180-99. – Режим доступа [http://www. ideasandmoney.ru](http://www.ideasandmoney.ru).
107. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика / Под редакцией О.С. Богданова, В.И. Ревнивцева. – 2-е издание, перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 376 с.
108. Стаханов, Г.А. К вопросу определения скорости движения зерен в винтовом сепараторе / Г.А. Стаханов, Ю.М. Холодов, В.Н Шохин. // Совершенствование технологии обогащения полезных ископаемых на фабриках Южного Урала: Сборник трудов №44 Магнитогорского горно-металлургического института, вып. №16. – Магнитогорск. – 1968. – С. 57-61.
109. Стаханов, Г.А. Перемещение минерального зерна в жёлобе винтового сепаратора / Г.А. Стаханов, В.Н. Шохин // Горный журнал. – 1968. №6. – С. 161-164.

110. Сухорученков, А.И. Тонкое грохочение – высоко-эффективный метод повышения технико-экономических показателей обогащения тонковкрапленных магнетитовых руд / А.И. Сухорученков, В.В. Стаханов, Г.В. Зайцев // Горный журнал. – 2001. – №4. – С.48-50.

111. Техника и технология обогащения железных руд на зарубежных обогатительных фабриках: отчет о НИР / Л.А. Дринько. – Институт технико-экономических исследований Министерства черной металлургии (ИТЭИ Минчермет), Инв. №А6117. – М. – 1984. – 119 с.

112. Укрупненные испытания обогатимости железной руды и магнитных продуктов фабрики Коршуновского ГОКа на винтовых сепараторах: отчет о НИР / М.Ф Аникин, О.А Князева. – Иркутск: Иргиредмет, 1980. – 54 с.

113. Усачев, П. А. Магнитно-гравитационное обогащение руд / Усачев, П. А. Опалев А. С. // Кольский НЦ, Горный институт, Апатиты: изд. РАН, 1993.

114. Усачёв, П.А. Магнитная реология разделения минералов в ферросуспензиях / П.А. Усачёв // Л.: Наука, 1983. – 208 с.

115. Усачёв, П.А. Магнитно-гравитационное обогащение руд / П.А. Усачёв, А.С. Опалёв // Апатиты: изд-во КНЦ РАН. – 1993. – 90с.

116. Усачев, П.А. Получение высококачественных железных концентратов на обогатительной фабрике ОАО «Лебединский ГОК» / П.А. Усачев // Горный журнал. – 2000. – № 3. – С. 41-44.

117. Усачёв, П.А. Совершенствование техники и технологии обогащения магнетитовых руд / П.А. Усачёв // Горный журнал. – 1993. – № 12.

118. Фоменко, Т.Г. Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых / Т.Г. Фоменко – М.: Недра, 1966. – 332 с.

119. Чантурия, В.А. Перспективы применения гравитационных методов в схемах обогащения железных руд / В.А. Чантурия, Т.Н. Гзогян, С.А. Прокопьев, Р.А. Гельбинг // Современные методы комплексной переработки руд и нетрадиционного минерального сырья: материалы международного совещания. – Апатиты, 2007. – С. 182-185.

120. Чоу, В.Т. Гидравлика открытых каналов / В.Т Чоу. – М.: Литература по строительству, 1969. – 464 с.

121. Ширяев, А.А. Технология обогащения магнетитовых руд подземной добычи Желтореченского месторождения со стадийным выделением концентрата / А.А. Ширяев, Б.М. Малый, Г.В. Присада, В.Д. Разин, Л.Н. Бицюк, В.Н. Грищук // Обогащение руд. – 2002. – №4. – С. 9-11.

122. Шохин, В.Н. Гравитационные методы обогащения / В.Н. Шохин, А.Г. Лопатин. – М.: Недра, 1980. – 400 с.

123. Щаденко, А.А. Анализ движения готового класса в технологических схемах магнитного обогащения железных руд / А.А. Щаденко, В.П. Надутый // Геотехническая механика Межвед. сб. науч. тр. Вып. 29. – Днепропетровск: Институт геотехнической механики НАН Украины. –2001. – С.182-186.

124. Щаденко, А.А. Операция магнитной гидросепарации в технологии обогащения магнетитовых кварцитов / А.А. Щаденко, В.В., Челышкина, О.А. Усов // Обогащение руд. – 2002. – № 4.

125. Щаденко, А.А. Применение магнитных гидросепараторов в технологии обогащения магнетитовых руд в ОАО «Лебединский ГОК» / А.А Щаденко // Горный журнал. – 2003. – №6. – С. 47-49.

126. Щербаков, А.В. Внедрение энергосберегающей технологии обогащения железистых кварцитов на АО «Олкон» / А.В. Щербаков, А.С. Опалев // Современные процессы комплексной и глубокой переработки труднообогатимого сырья («Плаксинские чтения») Материалы Международной научно-технической конференции, Иркутск 23-25 сентября 2015г., Иркутск: изд. ООО «Полиграфический центр «РИЭЛ». – С.141-144.

127. Щупов, Л.П. К вопросу теории работы винтового сепаратора / Л.П. Щупов // Сборник трудов Механообрчермет. Вып.№4. – М: Госгортехиздат. – 1963.

128. Янкович А., Валери В. Сравнение вариантов рудоподготовки при переработке тонковкрапленных магнетитовых руд // Обогащение руд, 2012. – №5. – С.3-8.

129. Янкович, А. Сравнение вариантов рудоподготовки при переработке тонковкрапленных магнетитовых руд / А. Янкович, В. Валери (Metso Process Nechnology & Innovation) // Обогащение руд. – 2012. – №5. – С. 3-8.

130. Яшин, А.В. Сепараторщик винтовых аппаратов / А.В. Яшин, М.Ф. Аникин, В.А. Скрипко. – М.: Недра, 1984 г. – 102с.

131. Application of high pressure grinding rolls in an autogenous – pebble milling circuit/ E.C. Dowling, P. A. Corpi, R.E. Mclor, D.J.Rose // proc. Jf SAG Conf., Vancouver, D.C., 2001. Vol III.P. 194-201.

132. Anglo Ferrous Metals – Minas Rio Project: Investor Presentation. October 2009.

133. Bagnold R. Experiments on gravity free dispersion of large solid spheres in a Newtonion fluid under shear. Proceedings of the Royal Sosity. Serias A. Mathematical and physical Sciences. №.1160 ,6 August ,1954. Vol. 225.

134. Bleifuss, R.L. 1968. The Mineralogy of Taconite Products as Related to the Augmentation of Magnetic Middings. Proceedings of the 41st Annual Minnesota Section AIME and the 29th Annual Mining Symposium.

135. Case study – investigation of HPGR suitability for two gold/copper prospects/ J. Seidel, T.C. Logan, R.V. LeVier, G. Veillette // Proc. of SAG Cjnf., Vancouver, D.C., 2006. Vol. IV. P. 140-143

136. Derrick, H.W., Wennen, J.E. and Nordstrom, W.J. 1989. Proceedings of the 50th Annual University of Minnesota Mining Symposium.

137. Dunne R. HPGR – the journey from soft to competent and abrasive // Proc. of SAG Conf., Vancouver, D.C., 2006. Vol. IV. – P. 190-205.

138. Energy efficient technologies for fine and ultrafine grinding / M. Gao, G. Laine, P. Schwartz, R. Holmes // AUSIMM J. 2003. July/August. – P. 36-40.

139. Gleeson, W. Why the Humphreys Spiral Works Engineering and Mining Journal. March. 1945.

140. Guven, O.N. and Bozgodan, I. High Speed Screening Technology in a Grinding and Flotation Circuit. Innovations in Mineral and Coal Processing – Proceedings of the 7th International Mineral Processing Symposium. 1998. Istanbul, Turkey.

141. Hawsons. The Flagship Project. Hong Kong Convention and Exhibition Centre. Mines and Money. 22-25 March 2011.

142. Wennen, James E. Consulting Engineer, Grand Rapids, Minnesota; Valine, Steven B. Derrick Corporation, Duffalo NY. Тонкое грохочение в технологии обогащения минерального сырья // Горная техника. – 2006 г.

143. Karmazin, VV., Bikbov, M.A., Bikbov, A.A. The Energy Saving Technology of Beneficiation of Iron Ore // MES. – 2002. – V. 11.– N. 4.

144. Klymowsky, R. High Pressure Grinding Tests on Coarse Iron Ore from Minas-Rio System. Polysius Research Centre. Alemanha. 2007.

145. Market Announcement. Strike Resources Ltd. 23 July 2008. Pre-feasibility Results Confirm World Class Prospects for Apurimac Project in Peru. www.strikeresources.com.au

146. Matthevs, C.W. 1985. General Classes of Screens. In SME Mineral Processing Handbook, ed. N.L. Weiss. 3E-1. Mennen, J.E., W. I. Nordstrom, and D.L. Murr. 1997. National Steel Pellet Company's Secondary Grinding Circuit Modifications/ Comminution Practices. P. 19-25.

147. Meister, F. K Voprosua izucheniya raboty vintovykh separatorov Gem-fris. (On the question of the study of spiral Heme – Fries). Dissertatsiya. tekhn. nauk/ France. 1963. S.127

148. NI 43-101 Preliminary Economic Assessment Report for the Roche Bay Project. Advanced Explorations Inc. Nunavut, Canada. March 2010.

149. NI 43-101 Technical Report on the Pre-feasibility Study of the Ke Mag Iron Ore Project, Quebec for New Millennium Capital Corp. 2 March 2009.

150. Penny, B. 1996. An Integrated Approach to Iron Ore Recovery at the Iron Ore Company of Canada. 28th Annual Operator's Conference of the Canadian Mineral Processors. 213-225.

151. Processing of magnetite iron ores – comparing grinding options / D. McNab, A. Jankovic, D. David, P. Payne //Proc of Iron Ore Conf., Perth, Australia, 27-2-July, 2009. P. 277-288.

152. Robust Scoping Study Delivered on the MT IDA Magnetite Project. Jupiter Mines Ltd. ASX Release. 15 March 2011.

153. Weinert, J.D. and R.W.Salmi. 1984. Recent Applications of Fine Screens at Minntac. Skillings Mining Review. 23-Jun-1984.

154. Yalgoo Iron Ore Project. Venus Metals Corp. Ltd. ASX Release. 16 February 2011.

ПРИЛОЖЕНИЕ А



мы делаем мир сильнее



Абагурский филиал

ПРОТОКОЛ

Технического совещания по итогам промышленных
испытаний винтового сепаратора05.08.2008

№ 04/74

Председатель: Писарев Л.Н. – главный инженер Евразруды
Секретарь: Килин В.И. – главный обогатитель ОАО «Евразруды»

Присутствовали:

От ОАО «Евразруда»
Килин В.И. - главный обогатитель ОАО «Евразруды»
Камалова Т.Б. – нач. отделения ЦТЛОт ООО «Евразхолдинг»
Любичев В.П. – менеджер проектаОт Абагурского филиала
Наймушин Ф.Г. - начальник обогатительного цеха
Гончаров С.А. – нач. участка обогащения
Ганженко И.М. – ведущий инженер ТО
Юрьев В.Н. - мастер КИПОт ООО НПФ Иркутсгеотехнология:
Тиунов Ю.А.

СЛУШАЛИ:

Тиунова Ю.А. о результатах проведённых промышленных опытов по испытанию винтового сепаратора при обогащении концентрата первой стадии обогащения. Выделенный концентрат содержал от 57 до 58,9% железа. Оптимальная плотность питания 30-35% твёрдого. Производительность одного винта диаметром 750 мм необходимо принимать на уровне 2,5 – 3,0 т/час. Получению более высоких результатов по качеству концентрата помешало отсутствие операции размагничивания, которая устраняет влияние флокуляции намагниченного материала.

ВЫСТУПИЛИ:

Гончаров С.А. – о необходимости обязательного получения в промышленных условиях намеченного качества концентрата по содержанию железа, что должно составлять не менее 62,0%.



Мы делаем мир сильнее



Ганженко И.М. – добавляется большое количество воды на операции выделения богатого концентрата, что приведёт к превышению производительности насосных агрегатов в хвостовом хозяйстве.

Камалова Т.Б. – засоренность выделяемых концентратов на винтовых сепараторах, согласно магнитным анализам составила 3 – 4%, что указывает на величину содержания железа в очищенных магнитным анализом концентратах не более, чем 60,0%. В действительности, полученные магнитные анализы указанного продукта по содержанию железа не превышали 59,5%.

Наймушин Ф.Г. – для уменьшения количества агрегатов, очевидно, необходимо увеличить диаметр винтов до 1 -1,5 м.

Килин В.И. – в любом случае, без получения требуемых результатов в промышленных испытаниях нельзя принимать решение о внедрении даже одной секции. Содержание серы в концентратах повышенное -0,6 -0,8%.

Обменявшись мнениями, совещание РЕШИЛО:

1. Проработать техническое решение струйного отбирателя материалов в потоке пульпы после размагничивающего аппарата

Отв. Егоров В.Ю.

срок – сентябрь 2008 г.

2. Изготовить по найденному техническому решению п.1 необходимо устройство для отбора размагниченной пульпы

Отв. Егоров В.Ю.

срок – октябрь 2008 г.

3. Провести испытание на обогатимость выделяемого объединённого промпродукта винтового сепаратора.

Отв. Гончаров С.А.

Камалова Т.Б.

срок – август 2008 г.

4. Проверить в промышленных условиях работу винтового сепаратора с применением размагничивающего устройства.

Отв. Наймушин Ф.Г.

Зарщикова Г.Г.

Тиунов Ю.А.

срок – 2 месяца после изготовления устройства.

Председатель

Л.Н. Писарев

Секретарь

В.И. Килин

Исполнитель
Ганженко И.М.
70-66-08

ПРИЛОЖЕНИЕ Б



мы делаем мир сильнее



Утверждаю:

Главный инженер Евразруды

Л. Н. Писарев

ПРОТОКОЛ

технического совещания

о применении аппаратов винтовой сепарации в технологии
обогащения железных руд на Абагурском филиале

10.11.2009г

№ 04-94

г. Новокузнецк

Председатель:

Главный обогатитель ОАО «Евразруды

В. И. Килин

Присутствовали:От ОАО «Евразруда»Начальник ЦТЛ
Начальник Отделения ЦТЛГ.Г. Зарщикова
Т.Б. КамаловаОт Абагурского филиалаВедущий инженер ТО
И.о. начальника
обогачительного цехаИ.М. Ганженко
А.М. ИвлевОт ООО НПФ «Иркутскгеотехнология»

Тиунов Ю.А. – руководитель группы

ПОВЕСТКА ДНЯ:Обсуждение результатов полупромышленных испытаний по
обогащению концентрата I стадии ММС с использованием винтового
сепаратора СВМ – 750.

мы делаем мир сильнее



СЛУШАЛИ:

Тиунова Ю.А. о результатах проведённых промышленных опытов по испытанию винтового сепаратора при обогащении концентрата первой стадии обогащения. Выделенный концентрат содержал от 58,6% до 63,9% железа. Оптимальная плотность питания 30 -35% твёрдого. Производительность одного винта диаметром 750 мм необходимо принимать на уровне 2,5 -3,0 т/час. Выход концентрата достигал 12-13% при соблюдении оптимальной производительности. Содержание железа в хвостах составляло $47 \pm 51\%$.

ВЫСТУПИЛИ:

Килин В.И., Зарщикова Г.Г., Ивлев А.М., Ганженко И.М., Камалова Т.Б.

Обменявшись мнениями, совещание РЕШИЛО:

1. Составить и утвердить акт о выполнении работ по договору № 3/2008/31134091792 от 16 апреля 2008г.

2. Принять полученные результаты к дальнейшей работе по составлению отчёта и выводов о промышленном применении.

Главный обогатитель

ОАО «Евразруда»

В.И. Килин

Главный инженер

Абагурского филиала

И.Г. Шмаков

ООО НПФ «Иркутскгеотехнология»

Руководитель группы

Ю.А. Тиунов

ПРИЛОЖЕНИЕ В

ОТКРЫТОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
«ЕВРАЗРУДА»

ОКП 07 1200

ОКС 73.060.10

УТВЕРЖДАЮ

Главный инженер
Евразруды



Л.Н. Писарев

**КОНЦЕНТРАТ ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ ТОВАРНЫЙ
АБАГУРСКОГО ФИЛИАЛА**

Технические условия
ТУ 0712-095-58163333-2009

Дата введения в действие – 01.08.09г.

СОГЛАСОВАНО


Главный инженер
ОАО «ЗСМК»


О.Ю. Ефимов



РАЗРАБОТАНО

Заместитель главного инженера-
начальник технического управления


И.В. Перетолчин

Главный инженер
Абагурского филиала


В.Ю. Егоров

Новокузнецк
2009

1 Область применения

Настоящие технические условия распространяются на концентрат железорудный товарный Абагурского филиала ОАО «Евразруда» (далее концентрат), предназначенный для использования в агломерационном производстве.

Пример условного обозначения:

Концентрат ТУ 0712-095-58163333-2009.

2 Технические требования

2.1 Концентрат, должен соответствовать требованиям настоящих технических условий, утвержденных в установленном порядке, и иметь качественные характеристики, указанные в таблице 1

Т а б л и ц а 1

Наименование показателя	Значение показателя
Массовая доля железа, %	61,0
Допустимое отклонение массовой доли железа, %, не более	- 1,0
Массовая доля влаги, %, не более	
зимний период	3,0
летний период	8,5
Массовая доля серы, %, не более	0,40
Массовая доля оксида цинка, %, не более	0,05
Усреднение по массовой доле железа на ± 1 %, %	80,0

2.2 Верхний предел массовой доли железа не ограничен.

2.3 Массовая доля влаги, серы и оксида цинка не являются браковочными признаками.

3 Требования безопасности

3.1 Концентрат пожаро – и взрывобезопасен, нетоксичен.

4 Правила приемки и методы испытаний

4.1 Концентрат принимается службой технического контроля предприятия - изготовителя.

4.2 Концентрат принимают и поставляют партиями. Партией считают количество концентрата массой не менее 1500 тонн, отгруженного в одном железнодорожном составе и оформленного одним документом о качестве.

4.3 Для проверки соответствия качества концентрата требованиям настоящих технических условий проводят приемосдаточные испытания.

4.4 Массовую долю железа определяют по ГОСТ 23581.18.

ТУ 0712-095-58163333-2009

4.5 Массовую долю влаги определяют по ГОСТ 12764.

4.6 Массовую долю серы определяют по ГОСТ 23581.20.

4.7 Массовую долю цинка определяют по ГОСТ 23581.7.

4.8 Пробы концентрата для химического анализа отбирают и подготавливают по ГОСТ 15054.

4.9 Гранулометрический состав определяют по ГОСТ 27562.

4.10 Взвешивание концентрата производят с точностью согласно ГОСТ 12409.

4.11 На каждую поставляемую партию концентрата оформляют документ о качестве, в котором указывают:

- наименование продукции по техническим условиям;
- показатели качества, указанные в таблице;
- вариацию качества продукции;
- наименование предприятия потребителя;
- наименование предприятия поставщика;
- масса партии в тоннах;
- количество и номера вагонов поставляемой партии;
- обозначение настоящих технических условий и дату составления документа.

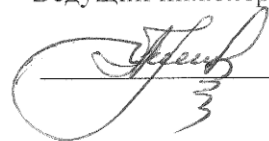
5 Транспортирование и хранение

5.1 Концентрат транспортируют в открытых железнодорожных вагонах в соответствии с действующими правилами перевозки грузов.

Зарегистрировано

« 31 » июля 2009 г.

Ведущий инженер технического отдела



В.А. Басова

Окончание приложения В

ТУ 0712-095-58163333-2009 изм. № 1

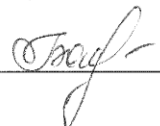
Пункт 1 таблицы 1 изложить в новой редакции:

Массовая доля железа, %,	61,7
--------------------------	------

Зарегистрировано

«26» июня 2010 г.

Ведущий инженер технического отдела


_____ В.А. Басова