

Министерство образования и науки Российской Федерации
федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

Институт электронного обучения

Специальность 240403 Химическая технология природных энергоносителей и углеродных материалов

Кафедра Химической технологии топлива и химической кибернетики

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ/РАБОТА

Тема работы
Обогащение углей обогатительной фабрики «Сибирь»

УДК 622.7.017

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
3 – 5201	Полянская Марина Анатольевна		

Руководитель

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Маслов С.Г.	К.Т.Н., С.Н.С.		

КОНСУЛЬТАНТЫ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Рыжакина Т.Г.	К.Э.Н.		

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Антоневич О.А.	К.Б.Н.		

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Зав. кафедрой	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Юрьев Е.М.	К.Т.Н		

Томск – 2016 г.

Реферат

Выпускная квалификационная работа содержит 105 страниц, 12 рисунков, 40 таблиц, 30 источников, графический материал оформлен в виде презентации Microsoft PowerPoint.

Ключевые слова: уголь, обогащение, фракционный состав угля, флотация, зольность.

Объектом исследования являются угли, поставляемые на ЦОФ «Сибирь».

Цель работы – анализ изменения свойств поступающего угля и концентрата за год по месяцам, определение обогатимости углей марок КС и ОС.

Обогатимость угольной шихты для всех классов (более 13 мм, 1,3-13 мм, 0,125-1,3 мм) имеет среднюю обогатимость.

Произведен мониторинг основных показателей концентрата на выходе из фабрики. Установлено, что все показатели качества топлива удовлетворяют требованиям по качеству.

Дипломная работа выполнена в текстовом редакторе Microsoft® Word 2013, а также в графическом редакторе Paint.

Abstract

Final qualifying work contains 105 pages, 12 figures, 40 tables, 30 sources of graphic material is designed as a Microsoft PowerPoint presentation.

Keywords: coal, refining, fractional composition of coal, flotation, ash.

The object of the study are coal supplied to the CEP "Siberia".

The purpose of the work - the study of solid fuel beneficiation methods and monitoring of changes in the properties of coal per year.

In operation, the technology of coal preparation was studied.

Determined washability of coal charge and found that the blend coals OS COP for all classes (more than 13 mm 1,3-13 mm 0,125-1,3 mm) has a high washability.

Produced by monitoring key indicators concentrate on the output from the factory. It is found that all the fuel quality parameters satisfy the quality requirements.

The diploma work is done in a text editor Microsoft® Word 2013 as well as in the graphic editor Paint.

.

Оглавление

Введение	5
1 Методы обогащения угля (аналитический обзор).....	8
1.1 Методы обогащения углей	8
1.2 Коксующиеся угли	13
1.3 Основные показатели угля, отображающие его обогатимость	15
1.4 Оценка обогатимости углей	16
2 Физико – химические основы обогащения угля (теоретический анализ)	18
2.1 Физико–химические основы обогащения углей в тяжелых средах	18
2.1.2 Требования к тяжелым средам.....	22
2.2 Свойства минеральных суспензий.....	24
2.2 Оценка эффективности технологических процессов обогащения углей ..	26
3 Постановка задачи исследования.....	29
4 Экспериментальная часть	30
4.1 Характеристика объекта исследования	30
4.2 Сырьевая база.....	30
4.3 Методика работы	31
4.4 Результаты работы и их обсуждения.....	40
5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	Ошибка! Закладка не определена.
6 Социальная ответственность	Ошибка! Закладка не определена.
Выводы	65
Список используемых источников	Ошибка! Закладка не определена.

Введение

Уголь – самый распространенный в мире энергетический ресурс. Он стал первым видом ископаемого топлива, используемым человеком.

Уголь – вид горючих ископаемых, представляющий собой окаменевшие остатки древних пресноводных растений и отличающийся качественными характеристиками и условиями залегания. Уголь является важным природным ресурсом, прежде всего, благодаря своей энергетической ценности.

Кузнецкий угольный бассейн – один из крупнейших в России угольных бассейнов. Кузбасские угледобывающие предприятия производят более 2/3 российского коксующегося угля. Уголь Кузбасса высокого качества. Угольной золы – 8 – 22 %, содержание серы – 0,3 – 0,9 %, удельная теплота сгорания – 6000–8500 ккал / кг [1].

Вместе с тем, велика доля запасов, не соответствующих по своим параметрам мировым кондициям по горно-геологическим условиям залегания и качеству.

Сегодня Кузнецкий бассейн – основной поставщик угля практически во все регионы России и за рубеж. Возможности существующих угольных предприятий позволяют удовлетворить все внутренние потребности страны. Поэтому весь прирост добычи угля в последние годы направлялся на экспорт.

В минувшем году в Кемеровской области было добыто 203 млн. тонн угля. Добыча угля выросла на 1,5 млн. тонн к уровню 2012 года. В том числе объем добычи угля коксующихся марок за 2013 год составил 55,4 млн. тонн (прирост на 6,1 %). В декабре 2013–го угольщики области добыли 18,1 млн. тонн (прирост на 7,7 %), из них 4,6 млн. тонн коксующихся марок (прирост на 4,5%). Отгрузка за прошедший год составила 197,9 млн. тонн угля, в том числе на экспорт – 109,2 млн тонн, отгрузка за декабрь составила 17,9 млн. тонн, в том числе на экспорт – 9,6 млн тонн [2].

Угледобывающая отрасль Кузбасса дает около 40% поступлений в бюджет области, поэтому от ее дальнейшего функционирования будет

зависеть экономическое развитие Кемеровской области.

Учитывая, что в Кузбассе добывается более 56% от общего объема добычи угля по России, в том числе более 80% коксующихся марок углей, роль угольной промышленности Кузбасса выходит за рамки региональной, приобретает федеральное значение. От развития Кузбасса в значительной степени будет зависеть энергетическая безопасность России и перспективы развития коксохимической и металлургической отраслей. Кроме того, являясь основным поставщиком российского угля на мировой рынок (~80 %), Кузбасс значимую роль начинает играть и на мировых рынках энергетического угля (Россия занимает третье место после Австралии и Индонезии). Поэтому проблемы, возникающие перед угольной отраслью Кузбасса, выходят за рамки региона, приобретая федеральное значение, успешное решение которых, прежде всего, требует корректировки программы развития топливно – энергетического комплекса России, в которой необходимо обосновать требуемые объемы добычи угля в Кузбассе, направления и пути развития угольной промышленности [3].

Часто добываемый уголь не соответствует по качеству для производства кокса, поэтому его обогащают. Обогащение угля является обязательным звеном в производстве кокса и топлива.

В современных условиях добычи, которые характеризуются повышенным содержанием породных примесей в угле, особенно в крупных классах, распространение получили схемы с применением эффективных процессов обогащения: сепарации, отсадки, флотации, винтовой сепарации. Схемы обогащения угля и процессы, которые реализуют, выбираются в зависимости от многих факторов, основными из которых являются: назначение угля, его минералогический, гранулометрический и фракционный состав, влажность, содержание в зольность крупных и мелких классов, глубина обогащения. Обогащение угля крупностью более 0,5 мм осуществляется гравитационными процессами, крупностью менее 0,5 мм - флотацией. Но технологические схемы углеобогачительных фабрик

значительно отличаются, что в первую очередь объясняется характеристикой обогащаемого угля и требованиями к качеству и ассортименту товарных продуктов обогащения.

Обогатительная фабрика «Сибирь» использует прогрессивную обогатительную технологию с замкнутой водно-шламовой схемой. Обогатительная фабрика представляет собой экологически безопасное производство - на ней не имеется установок, выбрасывающих загрязняющие вещества.

Проектная мощность обогатительной фабрики – 6900тысяч тонн рядового угля в год. Обогатительная фабрика «Сибирь» использует современное западное и отечественное технологическое оборудования высокого качества, которое обеспечивает надежную и эффективную работу. Технологическая схема и планировка фабрики обеспечивают значительную производственную гибкость [4].

Уголь на ЦОФ «Сибирь» поступает с разрезов «Томусинский», «Красногорский», «Сибиргинский» и шахты «Сибиргинская», а также угли Эльгинского месторождения. Представляет интерес определить обогатимость этих углей, изменение их свойств в течение года и соответствии качества требованиям паспорта.

1 Методы обогащения угля (аналитический обзор)

1.1 Методы обогащения углей

Добытый каменный уголь имеет много примесей, поскольку залегает в минеральной породе. Примеси снижают качество угля, при горении дают более низкую температуру. Чтобы избавить уголь от таких примесей, на специальных предприятиях проводится обогащение, или очищение. Во время этого процесса уменьшается содержание минеральных компонентов, а кроме того, уголь разделяется на сорта по размерам зерен. И лишь после этого он поступает к конечному потребителю.

Различают основные методы мокрого и сухого обогащения углей: гравитационный, флотационный, магнитный, электрический и специальные. Классификация методов и процессов обогащения представлена схемой, показанной на рисунке 1.

Выбор процессов обогащения обуславливается качественной характеристикой исходного сырья, сложившимися тенденциями развития техники и технологии обогащения.

Гравитационное обогащение – физический процесс, в котором отделение одного минерала от другого зависит от их относительного движения под действием силы тяжести и каких-либо других (одной или несколько) сил.

К этому методу относятся следующие процессы: обогащение в тяжелых средах (жидкостях и суспензиях); отсадка; обогащение в струе воды, текущей по наклонной плоскости (концентрационные столы); обогащение в центробежном поле; противоточная сепарация и др.

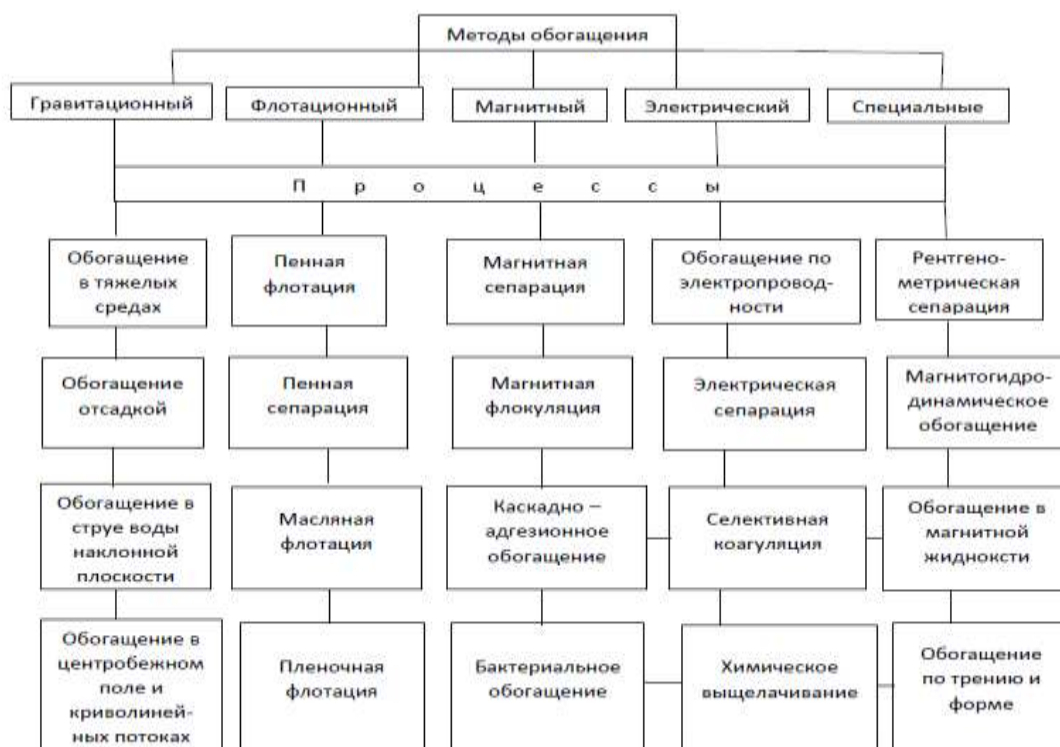


Рисунок 1 – Классификация методов и процессов обогащения углей.

Все методы гравитационного обогащения обеспечивают, в основном, более низкие эксплуатационные расходы на 1 т продукции, чем флотация, и обычно требуют меньшей установочной мощности. В гравитационном обогащении не используют дорогие реагенты, стоимость которых (для флотации) непрерывно растет.

Достоинствами гравитационных процессов обогащения являются: высокая производительность обогатительных аппаратов, простота производственного комплекса, относительная дешевизна и высокая эффективность разделения минеральных смесей.

В качестве среды, в которой осуществляется гравитационное обогащение, используются при мокром вода и тяжелая суспензия, при сухом воздух [5].

Флотационные методы обогащения основаны на использовании различий в естественной или создаваемой реагентами смачиваемости минералов. Флотационные методы наиболее универсальны и относятся к

основным методам переработки многих типов полезных ископаемых.

В углеобогащении распространен метод пенной флотации, когда гидрофобная частица угля, прилипая к вводимым в пульпу пузырькам воздуха, удаляется вместе с воздухом, а гидрофильные частицы горных пород смачиваются водой и остаются в пульпе.

При флотации наибольшее значение имеет избирательная смачиваемость водой различных по природе частиц угля и породы. Хорошо смачиваемые водой частицы называются гидрофильными, не смачиваемые или плохо смачиваемые – гидрофобными. Минеральные примеси в угле (глинистые вещества, кварц, сланцы, кальцит и другие минералы) являются гидрофильными, а угольные частицы органического происхождения – гидрофобными. При этом необходимо принимать во внимание неодинаковость степени гидрофобности углей. В частности, так как бурые угли легко смачиваются, обогащение их методом флотации невозможно.

Сила прилипания зависит от степени гидрофобности поверхности частицы, размера пузырька и плотности пульпы. При мелких пузырьках воздуха процесс флотации протекает более эффективно. Это обусловлено увеличением общей длины периметра смачивания, способствующим повышению прочности прилипания пузырька. Насыщение воздушными пузырьками пульпы также имеет важное значение для успешной флотации углей[6].

В чистой воде пузырьки воздуха неустойчивы: сталкиваясь, они сливаются, а поднявшись на поверхность, лопаются. Для стабилизации пузырьков воздуха и повышения их дисперсности в пульпу вводят специальные реагенты-пенообразователи. Наиболее эффективными пенообразователями являются органические поверхностно-активные вещества, уменьшающие поверхностное натяжение воды. Устойчивость пены повышается при уменьшении размеров частиц угля и пузырьков воздуха.

По выполняемым функциям реагенты делятся на собиратели (коллекторы), пенообразователи (вспениватели) и регуляторы среды. При

флотации углей наибольшее значение имеют собиратели и пенообразователи. По составу реагенты могут быть разделены на углеводородные масла, смеси углеводородов с поверхностно-активными веществами, поверхностно-активные вещества и электролиты.

Флотационный процесс производится в флотационных машинах, которые в зависимости от способа аэрации пульпы делятся на механические и пневматические.

Флотация предусматривает, как правило, получение двух конечных продуктов – концентрата и отходов.

Магнитные методы обогащения основаны на использовании различий в магнитной восприимчивости минералов.

Процессы магнитного обогащения, основанные на различии магнитных свойств разделяемых компонентов, находят широкое применение для обогащения руд черных, редких и цветных металлов, регенерации сильномагнитных утяжелителей, удаления железистых примесей из кварцевых песков, абразивов, керамического сырья, флюсов, ванадийсодержащих шлаков и других материалов, а также пищевых продуктов и бытовых отходов.

Основными объектами магнитного обогащения являются магнетитовые, титаномagnetитовые, магнетитогематитовые, окисленные железные, сидеритовые, хромитовые, а также марганцевые руды.

В настоящее время разделение материалов по магнитным свойствам осуществляется главным образом в постоянном магнитном поле. Наряду с магнитными свойствами разделяемых частиц на показатели обогащения оказывают влияние их плотность, крупность и форма, а также конструктивные особенности магнитного сепаратора. На разделение в магнитном поле существенно влияет магнитная флокуляция сильномагнитных частиц [7].

Электрические методы обогащения основаны на использовании электрических свойств минералов.

Электрические методы сепарации основаны на различии в

электрических свойствах минералов (электропроводности, диэлектрической проницаемости и др.). Применяются они как для собственно обогащения, т.е. разделения исходного материала на продукты разного минералогического состава, так и для классификации материала по крупности и обеспыливанию. Сепарация исходного материала при электрических методах по минеральному составу или по крупности происходит за счет различного поведения частиц разного состава (или различной крупности) в электрическом поле. Поведение частиц, в свою очередь, определяется различным соотношением действующих на них электрических и механических сил.

Электрические силы определяются зарядом частиц и характеристикой электрического поля; механические силы зависят от динамики движения частиц через электрическое поле. Поскольку существует два вида зарядов электрических частиц (положительные и отрицательные), разделение частиц по минеральному составу может происходить и при одинаковых электрических силах, но при условии, что частицы имеют заряд разного знака, что обусловит разное направление этих сил.

Электрические методы обогащения применяют для сыпучих материалов крупностью не более 5 мм. В основу классификации электрических методов положено наличие электрического поля и заряда у частиц. По характеру электрического поля различают: обогащение в электростатическом поле, обогащение в поле коронного разряда и обогащение в комбинированном коронно – электростатическом поле [7].

Специальные методы обогащения относятся к группе основных процессов обогащения. Эти методы редко применяют для углей. Их задача – разделить полезный минерал и пустую породу [8].

В схеме ЦОФ «Сибирь» применена технология обогащения «до нуля». В качестве методов обогащения угля приняты:

- для класса 13-150 мм тяжелосреднее обогащение в сепараторах;
- для класса 0,5-13 мм и 1,6-13 мм гидравлическая отсадка;
- для класса 0,2-1,6 мм гравитационное обогащение в спиральных сепараторах;

- для класса 0-0,2 (0,5) мм обогащение методом флотации

На фабрике обогащаются угли класса 0-150 мм марки КС и ОС зольностью рядового угля 20-24 %.[4].

1.2 Коксующиеся угли

Коксующиеся угля – это каменные угли средних стадий углефикации, из которых в условиях промышленного коксования в смесях (шихтах) с другими углями или без смешивания получают кусковой кокс определенной крупности и прочности.

Коксующиеся угли, в отличие от других каменных углей, при нагревании без доступа воздуха переходят в пластическое состояние и спекаются. Коксующиеся угли характеризуются в необогащённом виде или в концентратах зольностью менее 10 % и низким содержанием S (менее 3,5 %), выход летучих веществ (V^{daf}) 15-37 %. По способности к коксообразованию коксующиеся угли подразделяются на 5 категорий – коксовые, жирные, отощённые коксовые, газовые и слабоспекающиеся. В России отнесение углей к группе коксующихся углей прежде всего базируется на их пригодности для производства кондиционного доменного кокса.

В действующих в России классификациях к коксующимся углям относят угли марок Г, ГЖ, Ж, КЖ, К, К2, ОС и СС с подразделением на технологические группы по спекаемости. Коксовые угли марок К (коксовые) и КЖ (коксово-жирные) дают кондиционный доменный кокс без смешивания с другими углями. Жирные угли марок Ж (жирные) и ГЖ (газовые жирные) без смешивания с другими дают хорошо сплавленный, но более мелко дробящийся кокс с физико-механическими характеристиками, ниже принятых для доменного кокса. Доменный кокс из жирных углей может быть легко получен в бинарных смесях с коксовыми или отощёнными коксовыми углями. Отощённые коксовые угли марок К2 (коксовые вторые) и ОС (отощённо – спекающиеся) без смешивания с жирными дают кокс повышенной

истираемости с физико-механическими характеристиками, не соответствующими доменному коксу. Доменный кокс из отощённых коксовых углей получается в бинарных смесях с жирными. Газовые угли марки Г (газовые) без смешивания с другими дают кокс достаточно сплавленный, но легко разделяющийся на мелкие и хрупкие куски, характеризующиеся малой механической прочностью. Газовые угли для получения доменного кокса в современных коксовых печах при обычной технологии подготовки шихты могут применяться только в смесях с хорошо коксующимися углями. Слабоспекающиеся угли марки СС (слабоспекающиеся) без смешивания с другими не дают кускового кокса. Доменный кокс может быть получен из них только в смесях с жирными углями (не менее 70-85 % жирных углей).

Коксующиеся угли известны в угленосных формациях от карбона до палеогена включительно, однако свыше 90 % их запасов сконцентрировано в бассейнах и месторождениях карбона и перми. Значительными запасами коксующихся углей в России располагают Печорский, Кузнецкий, Южно-Якутский и другие бассейны.

Важнейшими характеристиками коксующихся углей, от которых зависит возможность и эффективность их использования, являются зольность, влажность, сернистость, выход летучих веществ, пластометрические показатели.

Зольность. Золой называется негорючая часть угля, состоящая из минеральных веществ, содержащихся в топливе. В состав золы входят оксиды алюминия, кремния, железа (III), кальция и магния. Высокая зольность снижает теплоту сгорания угля и ухудшает качество получаемого кокса, следовательно, снижается потребительская ценность.

Влажность. Общая влажность угля состоит из внешней, образующей капли или пленки на поверхности, и внутренней (пирогенетической), выделяемой в процессе коксования. Влага, являясь балластом, удорожает транспортировку угля, затрудняет подготовку его к коксованию, хранение и дозировку, повышает расход тепла на коксование и увеличивает время

коксования, а также делает угли более склонным к самовозгоранию.

Сернистость. Сера в каменных углях находится в виде колчеданной, сульфатной и органической. Общее содержание серы в углях колеблется от 0,4 до 8,0 %. Сера является исключительно вредной примесью, её присутствие в углях наносит большой вред в технологических процессах с использованием кокса. Одна десятая доля процента серы в коксе увеличивает его расход и расход флюсов при производстве чугуна на 2-2,5 %, а также снижает производительность доменной печи. Попадая из кокса в чугун, а затем в сталь, сера значительно ухудшает их механические свойства.

Выход летучих веществ. Летучими веществами каменного угля называются парообразные и газообразные вещества, выделяющиеся из угля при нагревании его без доступа воздуха при определенной фиксированной температуре. Выход летучих веществ влияет на марочную принадлежность углей. Выход летучих веществ зависит от условий образования, химического состава и степени углефикации угля, а также от температуры, скорости нагревания и выдержки при заданной температуре. С увеличением степени углефикации выход летучих веществ уменьшается. Так, для торфа он составляет около 70 %, для бурых углей – 65-45 %, каменных углей – 45-10 %, для антрацита – менее 10% [9]

Пластометрические показатели характеризуют свойства углей и зависят от толщины пластического слоя Y (мм), пластометрической усадки X (конечное уменьшение высоты столбика угольной загрузки при её нагревании в определенном режиме, мм).

В данной работе используются угли разрезов «Томусинский» и «Сибиргинский».

1.3 Основные показатели угля, отображающие его обогатимость

Основным продуктом обогащения угля является концентрат. Характеристиками угля, определяющими возможности выделения из него концентрата соответствующего назначения, являются зольность и выход

фракций.

Зольность легких фракций – характеристика природных свойств угля. Она определяет теоретически достижимое качество концентрата и позволяет оценить возможность его использования для тех или иных целей.

Засорение продуктов обогащения посторонними фракциями – это содержание посторонних фракций в каждом продукте в процентах от этого продукта. Поэтому засорение продукта главным образом определяется содержанием в исходном угле фракций, принадлежащих этому продукту. Чем больше в исходном угле фракций данного продукта, тем, с одной стороны, меньше фракций, которые могут его засорять, а с другой – меньше относительное извлечение засоряющих фракций в этот продукт.

Зольность и выход легких фракций как основные оценки ожидаемых показателей фактической зольности и выхода концентрата могут быть использованы для определения области применения продуктов обогащения данного угля, возможных затрат на их производство, а также выбора наиболее эффективных способов и схемы его обогащения. Таким образом, зольность и выход легких фракций являются главными характеристиками угля, которые могут отобразить его обогатимость.

1.4 Оценка обогатимости углей

Обогатимость характеризует способность углей к разделению на составляющие его компоненты - фракции. Существуют большое разнообразие методов оценки обогатимости, основанных на результатах анализа фракционного состава углей. Методы оценки обогатимости можно разделить на две группы в зависимости от назначения: обогатимость - природное свойство углей, оцениваемое по выходу отдельных фракций по определенным плотностям; обогатимость (степень трудности разделения), определяемая по содержанию смежных фракций с разделительной плотностью. Вместе с тем такое деление на группы методов оценки обогатимости в некоторой степени условно, так как получаемые величины обогатимости для одного и того же

угля сравнительно близки.

Для оценки обогатимости используют *графические* и *аналитические* методы.

Все *графические методы* оценки обогатимости основаны на использовании кривых обогатимости, которые строят по результатам фракционного анализа угля.

Сущность фракционного анализа заключается в последовательном расслоении представительной пробы угля на фракции в жидкостях различной плотности, определении массовых выходов и зольности полученных фракций. Кривые обогатимости позволяют определить теоретически возможные показатели обогащения. По кривым обогатимости определяют теоретические условия раздельного обогащения угля нескольких классов с целью достижения максимального выхода общего концентрата и др.

Аналитический метод оценки обогатимости регламентирован ГОСТ 10100–84. По этому стандарту показатель обогатимости T представляет собой отношение суммарного выхода промежуточных фракций ($1400\text{--}1800\text{ кг/м}^3$ для каменных углей и $1800\text{--}2000\text{ кг/м}^3$ для антрацитов) к выходу беспородной массы.

2 Физико – химические основы обогащения угля (теоретический анализ)

2.1 Физико–химические основы обогащения углей в тяжелых средах

Тяжелосредное обогащение занимает одно из ведущих мест в углеобогатительной отрасли, что обусловлено ухудшающимся качеством добываемых углей и высокими технико-экономическими показателями этого процесса. До недавнего времени тяжелосредное обогащение применялось в основном для углей крупных классов. Однако в настоящее время этот процесс находит все более широкое распространение для обогащения труднообогатимых углей мелких классов и дробленого промпродукта отсадки в тяжелосредных гидроциклонах.

Основным преимуществом тяжелосредной сепарации является высокая технологическая эффективность, особенно при обогащении крупных классов углей: показатели обогащения в этом случае близки к теоретическим. Обогащение в тяжелых средах может осуществляться в жидкой (водно – утяжеленной) среде или в воздушных взвешах (аэросуспензиях).

Обогащение в тяжелых средах основано на различии в плотностях разделяющей среды, выделяемого полезного продукта (концентрата) и отходов.

Частица, попадая в воду, вначале движется с ускорением и достигает предельной скорости, после чего начинает движение с постоянной конечной скоростью (v_0). Для подсчета имеется много формул, но получаемые результаты часто не соответствуют фактическим данным. Однако они дают правильные теоретические представления в относительном ряду цифр для частиц различной крупности. Наиболее распространены формулы *Ньютона – Риттенгера* для крупных зерен (больше 0,5 мм):

$$G_0 = \frac{\pi d^3}{6} (\rho - 1) g,$$

где, G_0 – гравитационная сила, дин (1 дин = 10^{-5} н);

d – диаметр падающей в воде шарообразной частицы, см;

ρ – плотность, г/см³;

g – ускорение силы тяжести, см/с².

На частицу действует сила сопротивления среды, которая, по Ньютону, пропорциональна динамическому напору жидкости и площади проекции частицы на плоскость, перпендикулярную движению:

$$P = \Psi F \frac{\rho v^2}{2}$$

где Ψ - коэффициент сопротивления;

F – площадь проекции тела на плоскость, перпендикулярную к направлению его движения, см²;

ρ – плотность, г/см³;

v – скорость частицы, м/с.

Площадь F равна:

$$F = \frac{\pi d^2}{4},$$

где d – диаметр падающей в воде шарообразной частицы, см.

Падающая в воде шарообразная частица достигает конечной скорости тогда, когда сила динамического сопротивления станет равной гравитационной силе:

$$\frac{\pi d^3}{6} (\rho - 1)g = \Psi \frac{\pi d^2}{8} v_0^2 = \frac{2}{3} \frac{\pi d^2}{8} v^2,$$

где $\Psi=2/3$ – для шарообразной частицы.

Отсюда: $v_0 = \sqrt{2g} \sqrt{d(\rho - 1)}$.

В общем виде: $v_0 = K\sqrt{d(\rho - 1)}$.

В зависимости от формы частицы, крупности и ее плотности K варьируется от 2,26 до 3,04.

Формула Стокса. Предыдущая формула выведена без учета действия сил трения. Когда частица движется в вязкой жидкости, она испытывает, кроме динамического, еще сопротивление вязкости:

$$P_{\text{вяз}} = 3\mu\pi d v,$$

где μ – коэффициент вязкости, Па·С.

Мелкие частицы имеют малый вес, поэтому сопротивление вязкости оказывает заметное влияние на скорость их движения в воде.

При движении частицы с постоянной скоростью v_0 можно записать следующее равенство:

$$3\mu\pi d v_0 = \frac{\pi d^3}{6}(\rho - 1)g,$$

откуда $v_0 = \frac{gd^2(\rho-1)}{18\mu},$

Данные формулы показывают, что конечная скорость свободного падения твердой частицы в воде зависит от крупности и ее плотности.

В любом угле существуют такие частицы различной крупности и плотности, которые имеют одинаковую конечную скорость свободного падения. Такие частицы называются *равнопадающими*, а отношение их диаметров носит название *коэффициента равнопадаемости*:

$$K_p = \frac{d_1}{d_2};$$

При $K_1=K_2$:

$$K_1\sqrt{d_1(\rho_1 - 1)} = K_2\sqrt{d_2(\rho_2 - 1)};$$

$$\frac{d_1}{d_2} = \frac{(\rho_2 - 1)}{(\rho_1 - 1)} = K_p.$$

Рассмотренные теоретические выводы относятся к условиям свободного падения одиночной частицы в неограниченной жидкой среде.

В действительности в процессах обогащения движется масса частиц в стесненных условиях. При стесненном падении частиц возникает ряд дополнительных сопротивлений за счет столкновений, поэтому вносят поправки в формулы Ньютона-Риттенгера и Стокса, уточняют коэффициент равнопадаемости и используют более современные машины для фракционирования ТГИ.

Установлено, что конечная скорость падения частиц в стесненных условиях значительно меньше, чем при свободном падении. По этой причине необходимо увеличить значение коэффициента равнопадаемости. Так, коэффициент равнопадаемости для крупных частиц должен составлять величину от 8 до 13. Это позволит значительно увеличить шкалу грохочения углей перед их обогащением [10].

2.1.1 Тяжелые среды.

В качестве тяжелых сред применяют однородные органические жидкости и их растворы, водные растворы солей и суспензии. К органическим тяжелым жидкостям относятся: трихлорэтан C_2HCl_3 ($\delta = 1460 \text{ кг/м}^3$), четыреххлористый углерод CCl_4 ($\delta = 1600 \text{ кг/м}^3$); пятихлорэтан C_2HCl_5 ($\delta = 1680 \text{ кг/м}^3$); дибромэтан $C_2H_4Br_2$ ($\delta = 2170 \text{ кг/м}^3$); бромформ $CHBr_3$ ($\delta = 2810 \text{ кг/м}^3$) и др.

Органические тяжелые жидкости в производственных условиях имеют ограниченное применение. Их используют в основном для разделения углей по плотности при выполнении фракционных анализов и оперативном контроле качества продуктов обогащения. Известно об опытно-промышленном обогащении углей в органических жидкостях для получения особо чистых концентратов. Однако применение этих жидкостей сдерживается их высокой стоимостью, токсичностью, сложностью

регенерации. Потери органических жидкостей при этих испытаниях составили 300 г/т обогащаемого угля.

Водные растворы неорганических солей (хлористого кальция CaCl_2 , $\delta = 1654 \text{ кг/м}^3$; хлористого цинка ZnCl_2 , $\delta = 2070 \text{ кг/м}^3$; йодистой ртути и йодистого калия HgI_2 , KI , $\delta = 3196 \text{ кг/м}^3$ и др.) применяются (в основном первые два раствора) для исследования углей на обогатимость и экспресс-контроля работы обогатительных машин. Известны промышленные опыты использования растворов хлористого кальция для обогащения в центрифугах в России и в США (хлоридные мойки) [5].

Наиболее широкое применение в качестве тяжелой среды для разделения углей получили суспензии минеральных порошков высокой плотности. В качестве утяжелителя используют измельченные до крупности менее 0,1 мм различные минералы (иногда смесь минералов): магнетит, пирит, барит, кварцевый песок, глину и др.

К утяжелителям, используемым для приготовления минеральных суспензий, предъявляются определенные требования как с точки зрения их физико-механических свойств, так и технико-экономических параметров.

Утяжелитель должен обеспечивать приготовление суспензии заданной плотности при объемной концентрации, не превышающей определенного предела.

Механическая прочность утяжелителя должна быть достаточно высокой, чтобы при длительной циркуляции, не происходило его существенное измельчение. В то же время утяжелитель не должен быть абразивным.

Утяжелитель должен легко отмываться от продуктов обогащения, отделяться от тонкого угольного шлама и извлекаться из промывных вод.

2.1.2 Требования к тяжелым средам.

Применяемый при обогащении утяжелитель должен отвечать

следующим требованиям:

1. Плотность утяжелителя должна превышать требуемую плотность суспензии и быть достаточно высокой, чтобы обеспечить необходимую плотность суспензии при умеренной концентрации (не более 40-42% объема утяжелителя на единицу объема суспензии);
2. Быть не растворимым в воде, иметь сопротивление механическому истиранию, не вступать в химическое взаимодействие с обогащаемым углем и средой;
3. Быть достаточно тонкоизмельченным, чтобы обеспечить равномерное распределение частиц в суспензии и её устойчивость к расслоению (стабильность);
4. Иметь сравнительную низкую стоимость и быть доступным для получения в нужных количествах;
5. Легко отделяться от продуктов обогащения при их промывке для повторного использования.

Гранулометрический состав утяжелителя выбирается таким образом, чтобы он обеспечивал образование относительно устойчивой к расслоению в поле силы тяжести суспензии. Магнитные и другие физические свойства утяжелителя определяют выбор способа его регенерации.

В отечественной и зарубежной практике применяют преимущественно минеральные суспензии, в которых в качестве утяжелителя используют магнетитовый концентрат, эти суспензии позволяют получать плотность разделяющей среды, достаточную для обогащения углей.

Магнетитовый концентрат обладает необходимыми для утяжелителя физико-механическими параметрами: высокой плотностью - от 4300-4600 до 5000 кг/м³, твердостью по шкале Мооса 5,5-6,5 единиц, стабильными магнитными свойствами, соответствующим гранулометрическим составом.

2.2 Свойства минеральных суспензий.

Свойства минеральных суспензий - *плотность, вязкость и устойчивость* – важнейшие параметры, определяющие возможность и эффективность разделения угля.

Плотность суспензии должна соответствовать граничной плотности разделения ρ_r . С увеличением плотности утяжелителя его объемного содержания плотность суспензии увеличивается. Т.к. с увеличением содержания утяжелителя увеличивается вязкость суспензии, применяют утяжелитель с более высокой плотностью.

При обогащении в тяжелых суспензиях весь исходный продукт разделяется на вспомогательную и потонувшую фракции. Трудные фракции отличаются от плотности разделения не более чем на $\pm 100 \text{ кг/м}^3$ задерживаются в потоках суспензии силами динамического сопротивления и вязкости среды. Наличие трудных фракций – одна из причин взаимного засорения продуктов разделения.

Наиболее широкое промышленное применение для обогащения углей нашли магнетитовые суспензии плотностью от 1300 до 2100 кг/м^3 . Расчет плотности суспензии и других ее параметров производится по формулам, основанным на балансе твердой и жидкой фаз в данном объеме.

Плотность суспензии ρ_c (кг/м^3) при известных ее объеме, массе и плотности магнетита может определена из выражения:

$$\rho_c = 1000 + \frac{P_m}{V \cdot P_m} (\rho_m - 1000),$$

где ρ_m – плотность магнетита, кг/м^3 ;

P_m – масса магнетита, необходимого для приготовления суспензии заданной плотности;

V – объем суспензии, м^3 .

Вязкость суспензии и предельное напряжение сдвига характеризуют

реологические свойства суспензии.

Магнетитовые суспензии при высокой концентрации утяжелителя и наличии шлама и глины становятся структурно – вязкими. В таких суспензиях ухудшается разделение угля, особенно мелких зерен, которые не всплывают и не тонут, т.к. не могут преодолеть сопротивление среды. Предельно допустимая вязкость суспензии составляет $(10-15) 10^{-3}$ Па·с.

Реологический закон, описывающий течение обычной вязкой жидкости, известен как закон Ньютона:

$$\tau = \frac{\mu \cdot dv}{dy}$$

Он показывает существование пропорциональной зависимости между касательным напряжением сдвига τ в плоскостях соприкосновения смежных слоев жидкости и производной от скорости течения (скорости сдвига) по направлениям, нормальным к этой плоскости dv/dy . Коэффициент пропорциональности (Па·с) представляет собой коэффициент динамической вязкости.

Чистые магнетитовые суспензии плотностью до 1980 кг/м^3 имеют низкую вязкость (до $0,0055 \text{ Н·с/м}^2$). Концентрация угольного шлама в суспензии определяется ее предельно допустимой вязкостью $0,007 - 0,01 \text{ Н·с/м}^2$. Такая вязкость может быть обеспечена при содержании шлама в суспензии низкой плотности ($\rho_c - 1400 \text{ кг/м}^3$) не более 370 кг/м^3 .

Устойчивость суспензии характеризует ее способность сохранить одинаковую плотность в различных слоях по высоте разделительного аппарата. Устойчивость суспензии зависит от гранулометрического состава утяжелителя, его объемной концентрации и степени засорения суспензии шламами и глиной. С уменьшением крупности утяжелителя, увеличением содержания шлама и глины устойчивость суспензии возрастает, однако при этом увеличивается вязкость суспензии, что может ухудшить результаты разделения.

Поэтому объемный выход (содержание) твердого в суспензии не должно составлять более 30–35 %.

Улучшение реологических свойств суспензии осуществляется подбором утяжелителя, отличающегося высокой степени агрегативной устойчивости, не повышающего вязкость суспензии, гидродинамическим воздействием в рабочем пространстве тяжелосредного аппарата, а также физико-химическим воздействием реагентов-пептизаторов.

Применение реагентов – пептизаторов снижает вязкость суспензии на 15 – 30 % и улучшает не только процесс обогащения, но и отмывку магнетита от продуктов обогащения, а также эффективность регенерации суспензии.

Наиболее эффективны реагенты – пептизаторы – гексаметафосфат и три – полифосфат натрия, их применяют при сильно зашламленных суспензиях.

Реологические свойства тяжелых суспензий могут быть также улучшены физико-механическими средствами. Колебания суспензии с частотой 5–8 Гц и амплитудой 6–10 мм приводит к заметному снижению вязкости и повышению устойчивости. Может применяться при сильно зашламленных суспензиях [11].

2.2 Оценка эффективности технологических процессов обогащения углей

Под эффективностью технологического процесса понимают показатель, характеризующий степень совершенства этого процесса. В общем виде понятие эффективности характеризуется максимально возможным извлечением полезной части в концентрат и неполезной в отходы.

Практические показатели работы обогатительных машин всегда ниже теоретически возможных.

Критерии эффективности предназначаются для: оценки и выбора оптимальных процессов, технологических схем и обогатительных машин; технологической оценки работы машин, аппаратов или фабрики в целом; оптимизации систем автоматизации управления процессами обогащения.

Наиболее простой способ оценки гравитационных процессов

обогащения – *определение их эффективности по содержанию в продуктах обогащения посторонних фракций*. Выход посторонних фракций рассчитывают в процентах от соответствующего продукта, полученные данные сравнивают с результатами обогащения в контрольном (эталонном) аппарате при оптимальном режиме его работы.

На основании многолетней практики с учетом совершенствования техники и технологии обогащения отработывают нормы содержания посторонних фракций в продуктах обогащения для отдельных углеобогащительных аппаратов в зависимости от крупности и обогатимости угля, возможности неравномерного его качества и конкретной технологии.

Пользуясь данными о содержании посторонних фракций в продуктах обогащения, можно по балансовым уравнениям рассчитывать зольность этих продуктов, их выхода, которые являются конечными показателями.

Основной недостаток этого способа в том, что при расчете зольности продуктов обогащения принимают зольности одноименных фракций в исходном угле и продуктах обогащения равными. Практика показывает, что в действительности зольность легких, промежуточных и тяжелых фракций в концентрате несколько ниже, чем в промпродукте и особенно в отходах (породе). По этой причине фактическая зольность концентрата будет всегда несколько ниже, а промпродукта и породы – выше расчетной.

Способ определения эффективности по засорению посторонними фракциями применяется для текущего контроля гравитационных процессов обогащения угля.

Эффективность обогащения (%) угля при разделении его на два продукта может быть определена аналитически по формуле Ханкока - Луйкена.

$$\eta = \frac{\varepsilon \gamma_k}{100 + \alpha} 100, \%$$

где α – содержание в исходном угле фракций, плотность которых менее плотности разделения, %;

ε – извлечение в концентрат фракций, плотность которых ниже плотности разделения, %;

γ_k – выход концентрата, %;

Общая эффективность процесса при разделении угля на три продукта определяется по формуле:

$$\eta = \sqrt{\eta_1 \eta_2}, \% \quad \text{—} \quad (2.16)$$

где η_1 – показатель эффективности при разделении угля на концентрат и смесь промежуточных и тяжелых фракций (при первой плотности разделения);

η_2 – показатель эффективности при разделении исходного угля на отходы и смесь промежуточных и легких фракций (при второй плотности разделения) [12].

3 Постановка задачи исследования

ЦОФ «Сибирь» ведет подготовку углей разрезов «Томусинский», «Красногорский», «Сибиргинский» и шахты «Сибиргинская», а также угли Эльгинского месторождения и является одним из крупнейших поставщиков углей не только для России, но и для зарубежных стран.

ЦОФ «Сибирь» использует прогрессивную обоганительную технологию с замкнутой водно-шламовой схемой.

На фабрике используется современное западное и отечественное технологическое оборудование высокого качества, которое обеспечивает надежную и эффективную работу. Ведется постоянный контроль за качеством получаемого концентрата по параметрам: общая влага, зольность, выход летучих веществ, общая сера, теплотворная способность и пластометрические показатели.

Однако, мониторинг свойств концентрата в течении года не проводился. Представляет интерес провести анализ изменения свойств поступающего угля и концентрата за год по месяцам. А также, определить обогатимость углей марок КС и ОС.

Обогатимость определялась графическим и аналитическим способом.

4 Экспериментальная часть

4.1 Характеристика объекта исследования

В данной работе исследованы угли марки КС разрезов «Томусинский» и «Сибиргинский» марки ОС Кузнецкого каменноугольного бассейна.

Угли этих марок имеют высокую технологическую ценность, и широко используются роль в коксохимическом производстве, объемы их использования в шихте различны. Благодаря своим физико-механическим свойствам угли марок КС и ОС относятся к маркам, используемым в процессе коксования.

4.2 Сырьевая база

Исходными данными для расчета теоретического баланса являются ситовые и фракционные анализы угля марки КС и ОС

Участия углей в шихте:

Томусинский КС – 40 %

Сибиргинский ОС – 60 %

Характеристика исходных углей предоставлена в таблице 4.1

Таблица 4.1 - Характеристика каменных углей марки КС и марки ОС

Параметры	Обозначение	Марка «КС»	Марка «ОС»
Общая влага угля, %	W^r	5,1	8,2
Зольность угля, %	A^d	20,9	23,8
Выход летучих веществ, %	V^{daf}	20,3	21,3

Важной характеристикой углей является их состав по крупности, или гранулометрический состав, который определяет ситовым анализом. Ситовый состав шихты углей марок КС и ОС представлен в таблице 4.2 .

Таблица 4.2 - Ситовый состав исходного угля шихты марок КС и ОС

Класс, мм	Выход, %	Зольность, %
> 100	43,000	20,100
50-100	12,700	19,700
25-50	10,000	16,800
13-25	8,700	13,600
6-13	8,500	16,300
3-6	2,800	17,200
1-3	4,700	17,100
0,5-1	2,300	14,100
0-0,5	7,300	15,200
Итого	100,000	18,100

4.3 Методика работы

Поступающий уголь и концентрат исследуется по следующим видам анализа:

ГОСТ 10742-71 Угли бурые, каменные, антрацит, горючие сланцы и угольные брикеты. Методы отбора и подготовки проб для лабораторных испытаний [13];

ГОСТ 2093-82 Топливо твердое. Ситовый метод определения гранулометрического состава [14];

ГОСТ 4790-93 Топливо твердое. Определение и представление показателей фракционного анализа [15];

ГОСТ 10100-84 Угли каменные и антрацит. Метод определения

обогащаемости [16];

ГОСТ 27314-91 Топливо твердое минеральное. Методы определения влаги [17];

ГОСТ 11022-95 Топливо твердое минеральное. Методы определения зольности [18];

ГОСТ 6382-2001 Топливо твердое минеральное. Методы определения выхода летучих веществ [19];

ГОСТ 147-95 Топливо твердое минеральное. Определение высшей теплоты сгорания и вычисление низшей теплоты сгорания [20].

4.3.1 Ситовый метод определения гранулометрического состава.

Сущность метода. Метод заключается в рассеве топлива на ситах и определении выходов классов крупности.

Подготовка к испытанию: Топливо с массовой долей влаги, препятствующей разделению частиц, перед рассевом сушат на воздухе или в сушильном шкафу при температуре не выше $(40 \pm 5)^\circ\text{C}$, а каменный уголь и антрацит - не выше $(105 \pm 5)^\circ\text{C}$ до видимого отделения частиц топлива друг от друга. Подсушенную пробу топлива перед рассевом охлаждают до комнатной температуры. В каменных углях, подсушенных при температуре $(105 \pm 5)^\circ\text{C}$, не допускается определять показатели спекаемости и коксующести.

Деление и сокращение проб топлива производят порционным методом, а для топлива крупностью 25 мм и менее - рифленным делителем. При порционном методе сокращение производят по периметру основания исходной пробы, насыпанной на ровную площадку, совком шириной не менее 1,5 диаметра максимального размера куска топлива. Порции отбирают последовательно и распределяют их в сокращенную пробу и в отходы. Количество порций в сокращенной пробе должно быть не менее 32.

Проведение испытания: Пробу топлива перед рассевом взвешивают полностью или частями. Рассев топлива с размером кусков 3 мм и более или

1 мм и более ведут на грохотах и приспособлениях или вручную. Ручной рассев применяют также для контроля просеивания механизированным способом. Рассев начинают на сите с наибольшим размером отверстий.

При ручном способе рассев ведут в горизонтальной плоскости или с наклоном сита не более 10° при равномерном перемещении материала на сите. Если рассев проводят на подвесных ситах или ситах, расположенных на катках, то время перемещения сита из исходного положения и возвращения в исходное положение должно составлять 1-2 с.

Рассев считают законченным, если выход подрешетного продукта в течение 1 мин будет составлять менее 1% массы топлива, поданного на сито. При использовании комплекта сит необходимо учитывать подрешетный продукт нижнего сита.

Рассев топлива крупностью 3 мм и менее или 1 мм и менее ведут на механическом встряхивателе сухим или мокрым способом.

При сухом рассеве пробу топлива помещают на верхнее сито, закрывают его крышкой и включают встряхиватель. Рассев ведут в течение 25 мин. После этого сетку каждого сита снизу очищают щеткой, топливо добавляют в подрешетный продукт данного сита и пробу подвергают контрольному рассеву в течение 1 мин. Снова очищают сетку каждого сита. Надрешетный продукт каждого сита переносят в отдельную емкость.

При мокром рассеве на верхнее сито встряхивателя подают предварительно смоченное топливо массой не более 1 г на 1 см² сетки.

Включают встряхиватель и пробу непрерывно поливают водой. Рассев считают законченным, если вода, прошедшая через нижнее сито, не содержит частиц топлива.

При рассеве на наклонном встряхивателе с открытой поверхностью сит топливо и воду подают на верхнее сито; рассев на верхнем сите заканчивают после того, как вода, прошедшая через него, не будет содержать частиц топлива. Затем воду подают на следующее сито и ведут рассев, как указано выше.

Надрешетный продукт с каждого сита переносят в отдельные емкости. Подрешетный продукт после нижнего сита осаждают, при этом допускается применять флокулянты.

Полученные при расसेве классы крупности отдельно взвешивают. При необходимости от каждого класса крупности выделяют пробы для определения массовой доли общей серы и фракционного состава, зольности - для углей, удельной теплоты сгорания - для сланцев.

Массовую долю общей влаги в рабочем состоянии топлива определяют, если проба перед рассевом не подвергалась сушке.

Пробы хранят до конца испытания.

Обработка результатов:

Среднеарифметический диаметр класса, мм

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

где d_1 и d_2 - минимальный и максимальный размер частиц класса, мм;

Среднединамический диаметр частиц сыпучей массы, мм

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

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

$d_1, \dots, d_n$ - среднединамический диаметр соответствующих классов, мм;

n - число классов.

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

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

где $\gamma_1, \dots, \gamma_n$ - выходы классов, %;

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

4.3.2 Фракционный анализ. Сущность метода заключается в расслоении в тяжелых жидкостях пробы угля на фракции установленной плотности; взвешивание полученных фракций и отбор от них проб для технического анализа; построение кривых, характеризующих результаты фракционного анализа.

Исследование угля путем расслоения в серии жидкостей с различными плотностями производят для получения фракций угля с постепенно возрастающими (или убывающими) зольностями. Количественное и качественное соотношение этих фракций представляет характеристику обогатимости данного угля, на основе которой выбирают метод обогащения угля и составляет схему процессов для обогатительной фабрики.

Подготовка тяжелых жидкостей: Для расслоения топлива размером зерен менее 1 (0,5) мм применяют органические жидкости плотностью от 1300 до 2600 кг/м³, а для топлива размером кусков более 1 (0,5) мм - раствор хлористого цинка плотностью от 1100 до 2000 кг/м³ и органические жидкости плотностью от 2000 до 2600 кг/м³.

Расслоение проб бурого угля производят в тяжелых жидкостях плотностью от 1200 до 2000 кг/м³ - горючих сланцев - от 1100 до 2100 кг/м³, каменных углей - от 1300 до 2600 кг/м³, антрацитов - от 1500 до 2600 кг/м³ с интервалом плотности 100 кг/м³.

Подготовка пробы к испытанию: ввиду того, что проведение операции расслаивания всего количества пробы в один прием затруднительно, испытываемую пробу угля делят на порции по 10 кг для крупных классов и по 4-

5 кг для мелочи, в зависимости от исходного количества материала, подлежащего расслаиванию. Перед проведением фракционного анализа пробу угля каждого класса подсушивают до воздушно-сухого состояния, взвешивают и обеспыливают или дешламируют, т.е. отделяют от нее частицы размером <1 мм. Подсушивание до воздушно-сухого состояния

производятся путем чередования искусственной подсушки в сушильном шкафу при температуре 50 ± 5 °С с естественной подсушкой при комнатной температуре и заканчивается, когда изменение массы за последний период естественной подсушки не превысит 0,3 % от первоначальной массы пробы.

Обеспыливание осуществляют путем отсева класса <1 мм на сите с квадратными отверстиями. Просеянную мелочь тщательно собирают, взвешивают и методом квартования отбирают пробу на технический анализ.

Дешламацию осуществляют в бачке с сетчатым дном путем промывки пробы водой из брызгал над воронкой или путем неоднократного погружения бачка в сосуд, заполненный водой.

Улавливание отмытого шлама производят отстаиванием и декантацией (сливание осветленной воды или фильтрацией через матерчатый фильтр под вакуумом).

Остаток шлама сушат до воздушно – сухого состояния, взвешивают и методом квартования отбирают пробу на технический анализ.

Проведение испытания для классов угля >1 мм

Пробу топлива частями не более 7 кг – для классов размером кусков 25 мм и более, 5 кг – для классов размером кусков от 3 до 25 мм, 2 кг – для классов с нижним пределом крупности 1 (0,5) мм помещают в бачок с сетчатым дном, который опускают в бак с жидкостью соответствующей плотности. Содержимое бачка тщательно перемешивают мешалкой или движением бачка с сетчатым дном в вертикальном направлении и дают отстояться пробам размером кусков 25 мм и более в течение 1–2 мин, размером кусков от 3 до 25 мм - в течение 2–3 мин, размером кусков 1–3 мм - в течение 3–5 мин.

При расслоении в органических жидкостях топлива с нижним пределом крупности более 1 (0,5) мм, а также в хлористом цинке класса с

размером кусков 1-3 мм пробы загружают частями массой не более 1 кг.

Всплывшую на поверхность жидкости фракцию тщательно снимают черпаком и переносят во второй бачок с сетчатым дном, который ставят в наклонном положении над запасным баком для освобождения от оставшейся тяжелой жидкости.

После отделения жидкости бачок с всплывшей фракцией устанавливают на воронку под струю воды для промывки. После отделения воды промытую фракцию переносят на противень для подсушивания. Для промывки фракций может быть использована горячая вода.

Бачок с потонувшей частью пробы приподнимают и ставят в наклонном положении над тем же баком, из которого он вынут, до полного стока остатков тяжелой жидкости. Затем бачок переносят в следующий бак с жидкостью другой плотности и производят в нем расслоение в том же порядке.

При расслоении пробы, начиная с жидкости большей плотности, всплывшие фракции после полного стока тяжелой жидкости переносят черпаком в жидкость меньшей плотности, а потонувшие фракции являются готовыми продуктами, которые после отстаивания и промывки переносят на противни.

Все полученные в процессе расслоения фракции подсушивают.

Проведение испытания для классов угля <1 мм

Фракционный анализ угля классов менее 1 мм производится методом центрифугирования. Для этой цели применяется центрифуга ЦЭ-3 лабораторного типа. От пробы угля классов менее 1 мм, подсушенной до воздушно-сухого состояния, методом квартования отделяют 80–100 г, которые поровну распределяют в 4 стаканчика центрифуги. В стаканчики с углем заливают жидкость плотностью $1,3 \text{ г/см}^3$ и тщательно перемешивают содержимое до полного смачивания угля.

Каждый стаканчик взвешивают отдельно на технических весах; жидкость доливают так, чтобы все стаканчики с содержимым имели

одинаковые массу. Количество жидкости на один стаканчик должно составлять примерно 80 – 90 мл.

После уравнивания стаканчики помещают в гильзы держатели центрифуги и производят центрифугирование в течение 5 минут при числе оборотов центрифуги 3000 в минуту. Пуск и остановка центрифуги должна осуществляться плавно, без рывков.

Всплывшую фракцию вместе с жидкостью ложечкой переносят на фильтр, на котором предварительно записывают номер пробы, класс, плотность жидкости, и фильтрат отфильтровывают в колбу.

Оставшийся на фильтре осадок вместе с фильтром переносят на противень и сушат; высушенную до воздушно-сухого состояния, после чего полученную фракцию взвешивают.

Утонувшую в четырех стаканчиках фракцию вынимают ложечкой на противень и сушат; высушенную до воздушно-сухого состояния фракцию делят на четыре равные части и переносят в стаканчики. Процесс центрифугирования повторяют, как было указано выше, но с применением жидкости большей плотности. Таким же способом пропускают пробу угля последовательно через все жидкости установленной плотности.

Часть пробы, утонувшую в жидкости плотностью $1,8 \text{ г/см}^3$, переносят на противень сушат до воздушно-сухого состояния и взвешивают.

Разгрузку центрифуги, фильтрование и подсушивание фракций необходимо производить в вытяжном шкафу. Фракции взвешивают с точностью до 0,01 г.

Оформление результатов. Результаты фракционного анализа и качественную характеристику отдельных фракций записывают в таблицу. Результаты фракционного анализа в случае необходимости изображают графически в виде кривых обогатимости.

Зольность одноименных легких фракций изменяется в зависимости от крупности угля. Поэтому обогатимость необходимо оценивать для определенного класса или суммарно для машинных классов.

4.3.3 Метод определения обогатимости.

Обогатимость углей характеризуется их способностью разделяться на составляющие компоненты по плотности: концентрат, промежуточный продукт и породу.

Метод отбора проб: Пробу отбирают по ГОСТ 10742–71.

Проведение испытания: Отобранную пробу угля подвергают фракционному анализу по ГОСТ 4790–93

По результатам фракционного анализа определяют обогатимость в соответствии с таблицей 4.3

Таблица 4.3 – Изменение плотности продуктов обогащения

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

Обработка результатов: Показатель обогатимости (Т) в % вычисляют как отношение выхода промежуточных фракций к беспородной массе по формуле:

$$T = \frac{\gamma_1}{100 - \gamma_2}$$

где γ_1 – выход фракций промежуточного продукта, % γ_2 – выход

фракций породы, %.

Если к концентрату относят фракции плотностью до 1400 кг/м^3 , показатель обогатимости обозначают – T^1 .

В зависимости от значения показателей обогатимость уголь делят на категории в соответствии с таблицей 4.4

Таблица 4.4 – Категории обогатимости

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

4.4 Результаты работы и их обсуждения

Полученные результаты приведены в таблицах и графиках. Рассмотрим их более подробно.

4.4.1 Определение обогатимости углей.

Для определения обогатимости углей необходимо выполнить ситовый и фракционный анализ. По результатам ситового анализа определить машинный класс углей, после провести фракционный анализ этих углей и определить обогатимость.

4.4.2 Ситовый анализ. Обработка результатов ситового анализов углей шахт сводится к получению ситового состава машинных классов.

Результаты ситового анализа приведены в п. 4.1 Характеристика исследуемого объекта в таблице 4.2 для шихты углей марок КС и ОС.

Выбор машинных классов производят в зависимости от принятого процесса обогащения, нагрузки на обогатительные машины, ГОСТа на сортовое топливо и других факторов.

При обогащении коксующихся углей рекомендуется принимать два машинных класса:

- крупный +10 (13) -75 (150) мм,
- мелкий -10 (13) +0,125 мм.

Определение ситового состава машинных классов для марки КС

Выходы и зольность для класса +13 и +1,3-13 переносим из таблицы

Выход мелкого машинного класса определяем суммированием выходов классов 0,5-1,3, 0,25-0,5, 0,125-0,25 мм и шлам 0,063-0,125. Зольность мелкого машинного класса – как средневзвешенную зольность перечисленных выше классов. Получившиеся значения заносим в таблицу.

Расчет количественной характеристики шихты по машинным классам.

Ситовый состав шихты для класса 13-100 мм:

$$\gamma_{13-100} = 12,7 + 10,0 + 8,7 = 31,4 \%,$$

$$A^d_{13-100} = (12,7 \cdot 19,7 + 10,0 \cdot 16,8 + 8,7 \cdot 13,6) / 31,4 = 17,086 \%$$

Ситовый состав шихты для класса 13-100 мм:

$$\gamma_{0,5-13} = 8,5 + 2,8 + 4,7 + 2,3 = 18,3 \%,$$

$$A^d_{0,5-13} = (8,5 \cdot 16,3 + 2,8 \cdot 17,2 + 4,7 \cdot 17,1 + 2,3 \cdot 14,1) / 18,3 = 16,367 \%$$

Результаты помещают в графы 2 и 3 табл. 3.

Фракционный состав шихты по машинным классам:

класс 13-100 мм,

для фракции < 1,3 г/см³

$$\gamma_{<1,3} = 2,057 + 1,087 + 2,079 = 6,007 \%,$$

$$A^d_{<1,3} = (2,057 \cdot 5,9 + 1,087 \cdot 4,2 + 2,079 \cdot 3,2) / 6,007 = 4,436 \%.$$

для фракции 1,3 – 1,4 г/см³

$$\gamma_{1,3-1,4} = 6,629 + 5,260 + 4,402 = 16,292 \%,$$

$$A^d_{1,3-1,4} = (6,629 \cdot 9,4 + 5,260 \cdot 7,6 + 4,402 \cdot 7,6) / 16,292 = 8,332 \%.$$

и т. д. для других фракций.

Полученные результаты помещают в Приложение А таблицу 1.

Наибольшую зольность имеет класс более 100 – 43,0 %, а наименьшую класс 0 – 0,5 и 0,5 – 13, с зольностью 15,2% и 16,4% соответственно. Наибольший выход имеет класс > 100 – 43,0%.

4.4.3 Фракционный анализ.

Количественная характеристика шихты после дробления

крупного класса +100 мм

Выход класса 0-100 мм

$$\gamma_{-100} = 100 - \gamma_{+100} = 100 - 43,000 = 57,000 \%.$$

Выход машинных классов после дробления крупного класса

$$\gamma_{i \text{ после дробл.}} = \gamma_{i \text{ до дробл.}} + x_i,$$

где x_i – увеличение выхода i -го класса после дробления крупного класса +100 мм.

$$x_{13-100} = 31,400 \cdot 43,000 / 57,000 = 23,688 \%,$$

$$\gamma_{13-100} = 31,400 + 23,688 = 55,088 \%.$$

$$x_{0,5-13} = 18,300 \cdot 43,000 / 57,000 = 13,805 \%,$$

$$\gamma_{0,5-13} = 18,300 + 13,805 = 32,105 \%.$$

$$x_{0-0,5} = 7,300 \cdot 43,000 / 57,000 = 5,507 \%,$$

$$\gamma_{0-0,5} = 7,300 + 5,507 = 12,807 \%.$$

Зольность машинных классов после дробления класса +100 мм находим по формуле:

$$A^d_{i \text{ после дробл.}} = (\gamma_{i \text{ до дробл.}} \cdot A^d_{i \text{ до дробл.}} + x_i \cdot A^d_{+100}) / \gamma_{i \text{ после дробл.}}$$

Зольность класса 13-100 мм после дробления:

$$A^d_{13-100} = (31,400 \cdot 17,086 + 23,688 \cdot 20,100) / 55,088 = 18,382 \%.$$

Зольность класса 0,5-13 мм после дробления:

$$A^d_{0,5-13} = (18,300 \cdot 16,367 + 13,805 \cdot 20,100) / 32,105 = 17,972 \%.$$

Зольность класса 0-0,5 мм после дробления:

$$A^d_{0-0,5} = (7,300 \cdot 15,200 + 5,507 \cdot 20,100) / 12,807 = 17,307 \%$$

Результаты заносят в графы 2 и 3 таблицы 4.6.

4.4.4 Фракционный состав шихты.

Проводят перерасчет выходов фракций класса, 13-100 мм (таблица 4.6) к 100 %.

$$\gamma_c - 100;$$

$$\gamma_{i\phi} - x_i;$$

$$x_i = \gamma_{i\phi} \cdot 100 / \gamma_c,$$

где γ_c – выход класса 13-100 мм; $\gamma_{i\phi}$ – выход к шихте i -ой фракции класса 13-100 мм; x_i – выход i -ой фракции класса 13-100 мм, пересчитанный к 100 %.

Для фракции $< 1,3$ г/см³:

$$x_{<1,3} = 16,007 \cdot 100 / 31,400 = 19,130 \%$$

Для фракции 1,3-1,4 г/см³:

$$x_{1,3-1,4} = 16,292 \cdot 100 / 31,400 = 51,884 \%$$

Для фракции 1,4-1,5 г/см³:

$$x_{1,4-1,5} = 3,297 \cdot 100 / 31,400 = 10,500 \%$$

и т. д. для других фракций.

Аналогично проводят перерасчет выходов для машинного класса 0,5-13мм. Полученные результаты помещают в таблицу 4.6.

Таблица 4.6 – Значения выходов машинных классов, пересчитанные к 100 %.

Класс, мм	Плотность фракций г/см ³					
	<1,3	1,3-1,4	1,4-1,5	1,5-1,6	1,6-1,8	>1,8
13-100	19,130	51,884	10,500	3,452	4,911	10,124
0,5-13	30,746	33,731	13,709	5,991	5,841	9,983

Принимают, что после дробления крупного класса изменяются только выходы фракций $<1,3$ и $>1,8$ г/см³. По уравнению баланса определяют выход фракции $<1,3$ г/см³ для класса 13-100 мм:

$$\gamma_{<1,3} \cdot 4,436 + 51,884 \cdot 8,332 + 10,500 \cdot 17,730 + 3,452 \cdot 28,794 + 4,911 \cdot 40,561 + + (100 - \gamma_{<1,3} - (51,884 + 10,500 + 3,452 + 4,911)) \cdot 65,025 = 100 \cdot 18,382.$$

Найденные значения выходов заносят в табл. 4.7.

Таблица 4.7 – Фракционный состав машинных классов после дробления.

Класс, мм	Плотность фракций, г/см ³					
	-1.3	1.3-1.4	1.4-1.5	1.5-1.6	1.6-1.8	+1.8
13-100	16,192	51,884	10,500	3,452	4,911	13,062
0,5-13	28,256	33,731	13,709	5,991	5,841	12,473

Пересчитываем значения выходов фракций к шихте.

Класс 13-100 мм, фракция -1.3 г/см³:

$$55,088 - 100$$

$$x - 16,192$$

$$x = 55,088 \cdot 16,192 / 100 = 8,920 \%$$

Для фракции 1.3-1,4 г/см³:

$$x = 51,884 \cdot 55,088 / 100 = 28,582 \%$$

и т. д. для других фракций

Аналогично выполняют расчеты для класса 0,5-13 мм.

4.4.5 Построение кривых обогатимости.

Для построения кривых обогатимости класса 13-100 мм по рассчитанным данным составляем таблицу 4.8.

Таблица 4.8 – Данные для построения кривых обогатимости класса 13-100 мм

Плотность фракций, г/см ³	Выход, γ, %	Зольность, A ^d , %	Всплывшие		Потонувшие	
			γ, %	A ^d , %	γ, %	A ^d , %
1	2	3	4	5	6	7
<1.3	7,897	4,436	7,9	4,4	48,8	18,4
1.3-1.4	25,304	8,332	33,2	7,4	40,9	21,1
1.4-1.5	5,121	17,730	38,3	8,8	15,6	41,8
1.5-1.6	1,683	28,794	40,0	9,6	10,4	53,6
1.6-1.8	2,395	40,561	42,4	11,4	8,8	58,3
>1.8	6,370	65,025	48,8	18,4	6,4	65,0
Итого	48,770	18,382				

Таблица 4.9 – Данные для построения кривых обогатимости класса 0,5-13 мм.

Плотность фракций, г/см ³	Выход, γ, %	Зольность, A ^d , %	Всплывшие		Потонувшие	
			γ, %	A ^d , %	γ, %	A ^d , %
1	2	3	4	5	6	7
<1.3	8,031	2,869	8,0	2,9	28,4	18,0
1.3-1.4	9,587	7,197	17,6	5,2	20,4	23,9
1.4-1.5	3,896	17,397	21,5	7,4	10,8	38,8
1.5-1.6	1,703	27,081	23,2	8,9	6,9	50,8
1.6-1.8	1,660	40,098	24,9	11,0	5,2	58,6

Продолжение таблицы 4.9						
>1.8	3,545	67,220	28,4	18,0	3,5	67,2
Итого	28,423	17,972				

Таблица 4.10 – Данные для построения кривых обогатимости класса 0,5-100 мм.

Плотность фракции, г/см ³	Выход, γ, %	Зольность, A ^d , %	Всплывшие		Потонувшие	
			γ, %	A ^d , %	γ, %	A ^d , %
1	2	3	4	5	6	7
<1.3	15,928	3,646	15,9	3,6	77,2	18,2
1.3-1.4	34,891	8,020	50,8	6,6	61,3	22,0
1.4-1.5	9,017	17,586	59,8	8,3	26,4	40,5
1.5-1.6	3,386	27,933	63,2	9,3	17,4	52,5
1.6-1.8	4,055	40,372	67,3	11,2	14,0	58,4
>1.8	9,915	65,810	77,2	18,2	9,9	65,8
Итого	77,193	18,231				

Строим кривые обогатимости

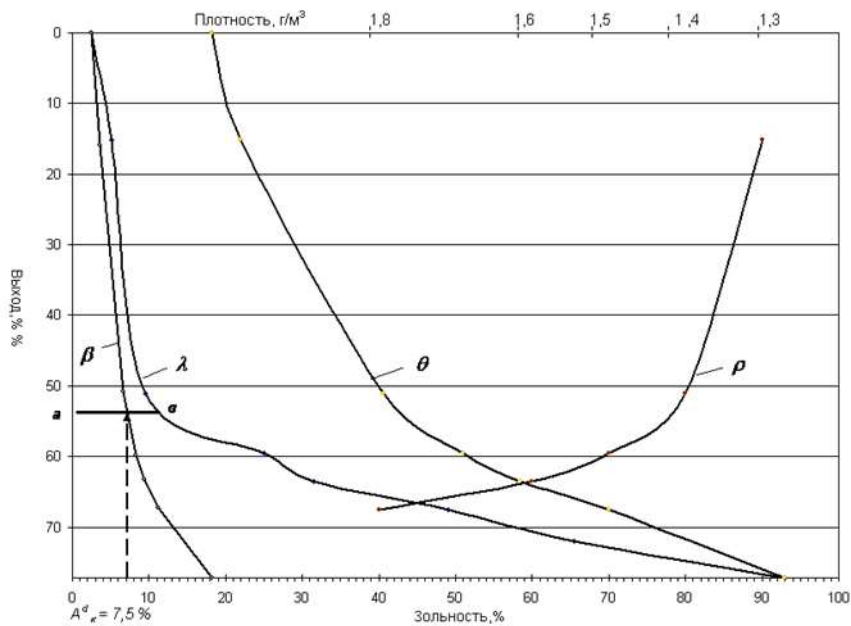


Рисунок 4.1 - Кривые обогатимости класса 0,5 – 100 мм

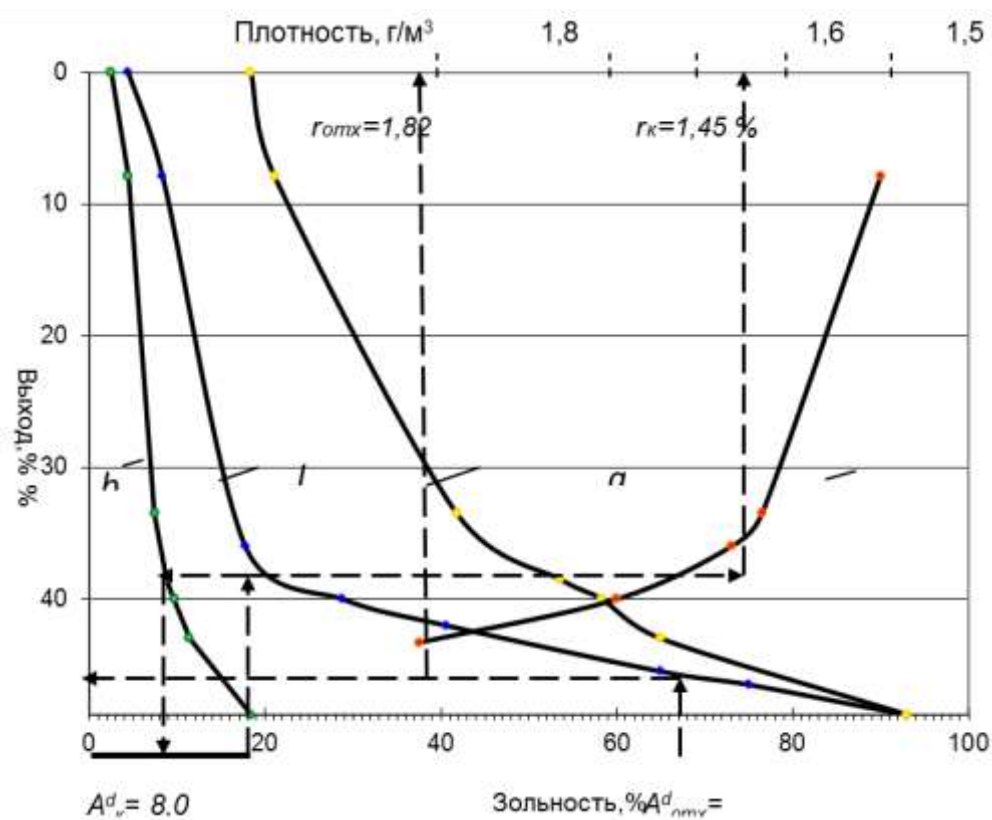


Рисунок 4.2 - Кривые обогатимости класса 13 – 100 мм

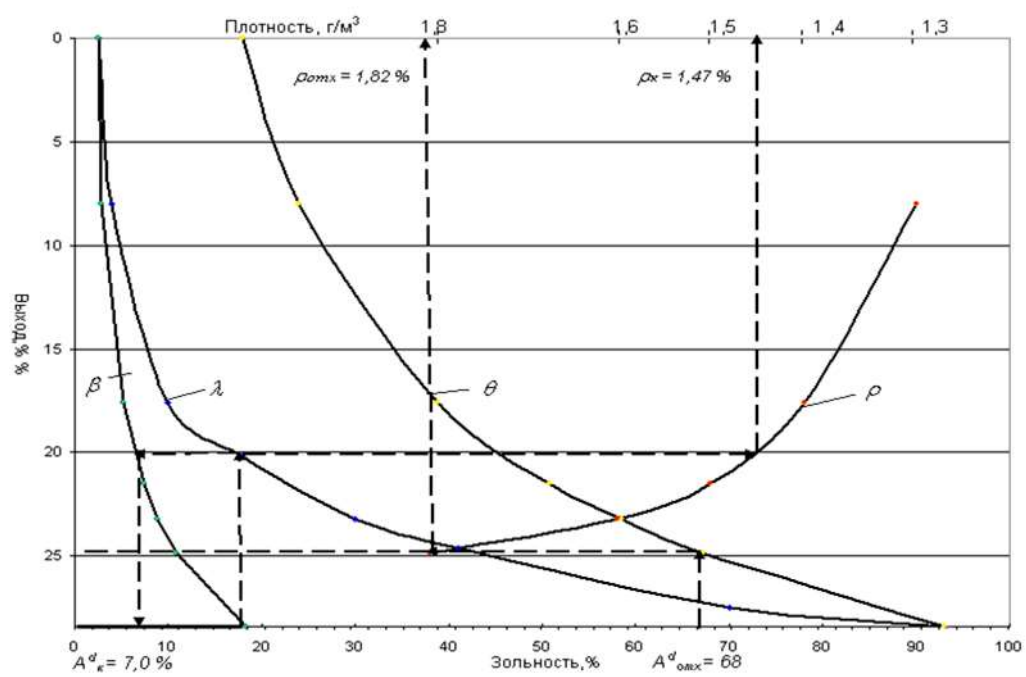


Рисунок 4.3 - Кривые обогатимости класса 0,5 - 13 мм

4.4.6 Определение категории обогатимости.

В соответствии с ГОСТ 10100-84, показатель обогатимости (Т) определяется по формуле:

$$T = \frac{\gamma_1}{100 - \gamma_2} \cdot 100,$$

где γ_1 – выход фракций промежуточного продукта, %;

γ_2 – выход фракций породы, %.

Также в соответствии с ГОСТ 10100-84, в зависимости от значения показателя обогатимости уголь делят на категории в соответствии с табл. 11

Таблица 4.11 – Категория обогатимости.

Показатель обогатимости (Т), %	Категория
до 5	легкая
свыше 5 до 10 включая	средняя
свыше 10 до 15 включая	трудная
свыше 15	очень трудная

Таким образом, для класса 13-100 мм показатель обогатимости определяют следующим образом:

$$T_{13-100} = \frac{4,078}{48,770 - 6,307} \cdot 100 = 9,605 \%$$

Так как $T_{13-100} = 9,605 \%$, следовательно, обогатимость средняя.

Аналогично определяем показатель обогатимости для класса 0,5-13 мм и 0,5-100 мм

$$T_{0,5-13} = \frac{3,363}{28,423 - 3,545} \cdot 100 = 13,518 \%$$

Так как $T_{0,5-13} = 13,518 \%$, следовательно, обогатимость трудная.

$$T_{0,5-100} = \frac{7,441}{77,193 - 9,915} \cdot 100 = 11,06 \%$$

Так как $T_{0,5-100} = 11,06 \%$, следовательно обогатимость трудная.

По данным табл. 4.8, 4.9, 4.10, согласно ГОСТ 4790-80, строят кривые обогатимости для машинных классов (рис. 1, 2, 3).

Кривую всплывших фракций β , показывающую зависимость между выходом всплывших фракций и их зольностью, строят по данным граф 4, 5 табл.4.8, 4.9, 4.10. На оси ординат откладывают сверху вниз суммарные выходы всплывших фракций (графа 4), из полученных точек проводят параллельно оси абсцисс линии выходов фракций (демакрационные линии). На этих линиях откладывают последовательно суммарную зольность всплывших фракций (графа 5). Полученные точки соединяют плавной кривой.

Кривую потонувших фракций θ , показывающую зависимость между выходом потонувших фракций и их зольностью, строят по данным граф 6 и 7. На оси ординат (правой) откладывают сверху вверх суммарные выходы потонувших фракций (графа 6). На линиях выходов фракций откладывают последовательно суммарную зольность потонувших фракций (графа 7). Полученные точки соединяют плавной кривой.

Для построения кривой элементарных фракций λ , показывающей зависимость между выходом всплывших фракций и зольностью элементарных слоев, на линиях выходов соответствующих фракций откладывают последовательно зольности отдельных фракций (графа 3) и из полученных точек проводят в пределах каждой фракции линии, параллельные оси ординат. Через середины этих линий проводят плавную кривую так, чтобы площади треугольников, отсекаемых кривой в пределах каждой фракции, были равны между собой.

Конечная и начальная точки кривой β и элементарной кривой λ и конечные точки элементарной кривой λ и кривой θ должны совпадать. Их

4.4.7 Мониторинг свойств углей

Мониторинг свойств углей проводится по следующим видам анализа:

- для исходных углей - определение влаги, зольности и выход летучих

веществ;

- для продуктов обогащения углей - определение влаги, зольности, выход летучих веществ, серы, теплотворной способности и пластометрических свойств.

Так как целью моей работы является мониторинг изменения свойств углей за год, то результаты за год прилагаются в сводных таблицах.

Технический анализ до обогащения

Сводные таблицы результатов технического анализа исходных углей марок КС и ОС приведены в таблице 4.12

Таблица 4.12 - Сводная таблица результатов технического анализа исходной шихты угля марок ОС КС

Месяц	Показатели качества					
	W ^r , %	A, %	V ^{daf} , %	S _{td} , %	Q _s ^{daf} ккал/кг	Y, мм
январь	7,6	23,6	21,3	0,28	8406	10
февраль	8,6	23,8	21,3	0,29	8385	10
март	7,7	23,8	21,2	0,31	8405	10
апрель	7,7	23,7	21,4	0,30	8420	10
май	8,2	24,1	21,4	0,29	8396	10
июнь	8,6	24,2	21,1	0,27	8414	10
июль	7,5	23,6	21,6	0,28	8394	10
август	8,1	23,5	21,3	0,29	8370	10
сентябрь	7,9	23,9	21,1	0,28	8405	10
октябрь	8,2	23,5	21,2	0,31	8405	10
ноябрь	8,7	23,6	21,2	0,31	8426	10
декабрь	9,0	24,0	21,2	0,29	8418	10

Технический анализ после обогащения

Сводная таблица результатов технического анализа продуктов обогащения углей марок ОС КС приведены в таблице 4.13.

Таблица 4.13 - Сводная таблица результатов технического анализа продуктов обогащения шихты углей марок ОС КС.

Месяц	Показатели качества					
	W^r , %	A, %	V^{daf} , %	S_t^d %	Q_s^{daf} ккал/кг	Y, мм
январь	6,7	9,6	18,9	0,30	8511,8	10
февраль	6,8	9,5	18,5	0,33	8578	10
март	6,6	9,4	18,7	0,34	8600	10
апрель	7,8	9,7	18,5	0,34	8658	10
май	8,6	9,6	18,5	0,36	8619	10
июнь	9,0	9,7	18,8	0,36	8647,4	10
июль	7,9	9,7	18,6	0,33	8533	10
август	8,6	9,6	18,7	0,35	8561,1	10
сентябрь	8,5	9,5	18,7	0,32	8549,3	10
октябрь	6,8	9,4	18,8	0,36	8547,5	10
ноябрь	6,8	9,5	18,4	0,35	8569,7	10
декабрь	6,7	9,3	18,8	0,33	8586,6	10

4.4.8 Обсуждение результатов мониторинга

Рассмотрим основные показатели качества угля до и после обогащения. Для наглядности, рассмотрим результаты до и после обогащения в виде

графиков.

Влажность. Содержание влаги в угле оказывает большое влияние на процесс коксования. Влага является балластом, так как на ее испарение требуется добавочное тепло. Опытами установлено, что увеличение расхода тепла на коксование начинается при влажности угля, превышающей 6—8%. Каждый лишний процент влаги свыше 6—8 удлиняет период коксования примерно на 2—3% [9]. Рассмотрим изменение показателей влаги углей в течении года по месяцам до и после обогащения.

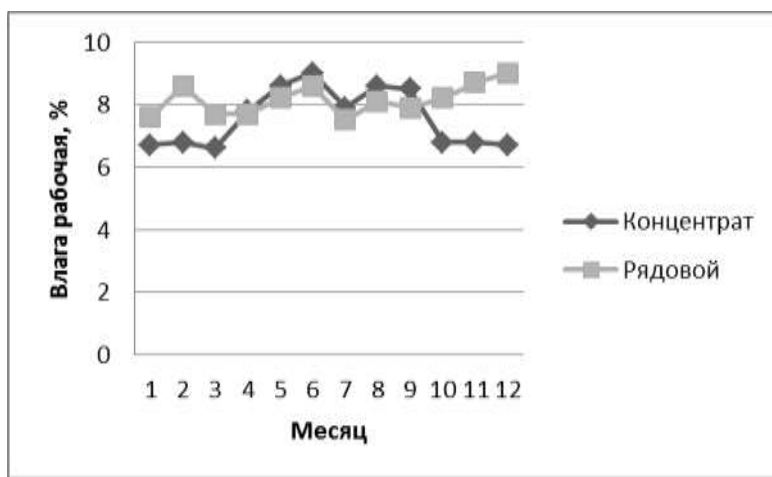


Рисунок 4.4 – Изменение влажности углей до и после обогащения

Влажность исходного угля в течении года колеблется от 7,5 до 9,0 %, а обогащенного – 6,6, до 9,0 %.

Как видно, показатели влажности не сильно изменяются после обогащения, так как на фабрике предусмотрен «мокрый» метод обогащения углей. Показатели влажности угля не соответствуют требованиям удостоверения. Так как удаление влаги из концентрата производится на барабанных центрифугах, то, для того, чтобы уменьшить влажность отгружаемого концентрата до 7 %, необходимо увеличить время работы центрифуг или увеличить скорость их вращения.

Зольность. Зола угля, целиком переходящая в кокс, также является вредной примесью, так как на расплавление попавшей в домну золы требуется добавочный расход кокса, а для удаления ее в шлак —

добавочный расход известняка. Рассмотрим изменение показателей зольности углей в течении года по месяцам до и после обогащения

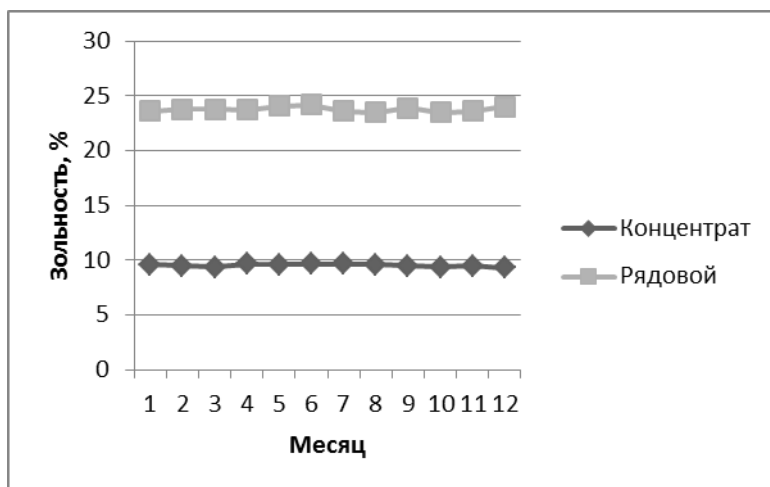


Рисунок 4.5 - Изменение зольности углей до и после обогащения

Зольность исходных углей колеблется от 23,5 до 24,2 %, а обогащенного – от 9,3 до 9,7 %.

Зольность, согласно удостоверения качества, не должна превышать 9,8 %. Таким образом, обогащенный продукт в течении года удовлетворяет необходимым требованиям. После обогащения, для обеих марок, зольность уменьшилась приблизительно в 3 раза.

Выход летучих веществ. Выход летучих веществ дает общую характеристику степени термической устойчивости веществ, входящих в состав органической массы твердых горячих ископаемых.

Как видно из данных приведенных в графиках (рисунок 4.6) помесичные колебания выхода летучих веществ для рядового угля 21,1 – 21,6%, концентрата от 18,9 – 18,4 %.

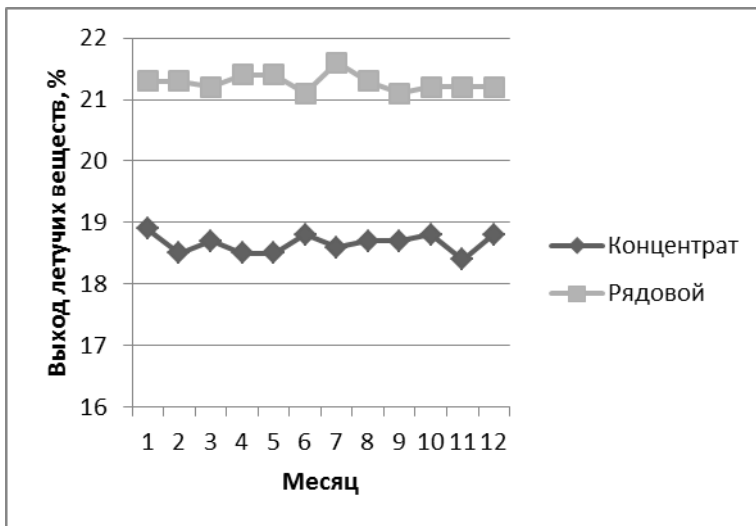


Рисунок 4.6 - Изменение выхода летучих веществ углей марки ГЖ до и после обогащения

Общая сера. Содержание серы в угле – один из важнейших критериев пригодности его для коксования, так как качественные показатели кокса зависят от содержания золы и серы.

Рассмотрим как изменяется ее содержание в течении года.

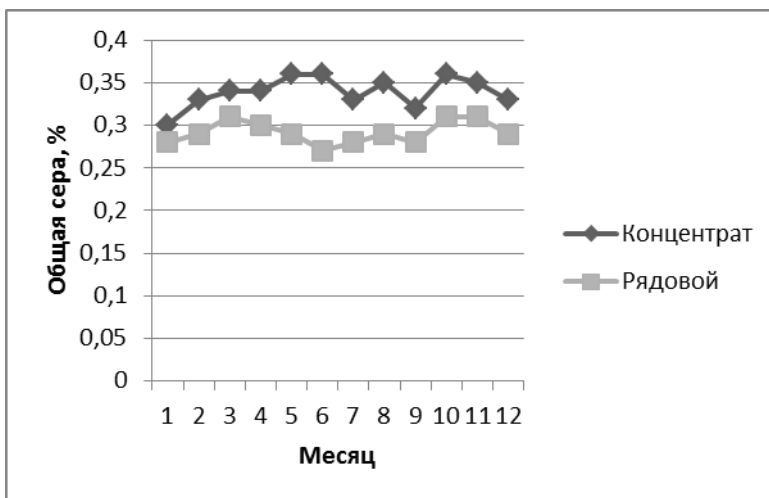


Рисунок 4.7 Изменение содержания общей серы.

Видно, что (рисунок 4.10) содержание общей серы в течении года изменяется не значительно. Сера в рядовом угле колеблется от 0,27 до 0,31 %, а в концентрате – от 0,30 до 0,36. По содержанию серы эти угли можно отнести к низкосернистым (до 1,5 %) [9].

Теплотворная способность. Теплота сгорания – это основной энергетический показатель угля. Органическая масса угля является основным

фактором, определяющим теплотворную способность топлива, потому что только сульфиды и десульфиды, содержащиеся в минеральной части угля, выделяют при сгорании некоторое количество теплоты.

Рассмотрим, как изменяется теплота сгорания на беззольное состояние угля в течение года по месяцам (рисунок 4.8).

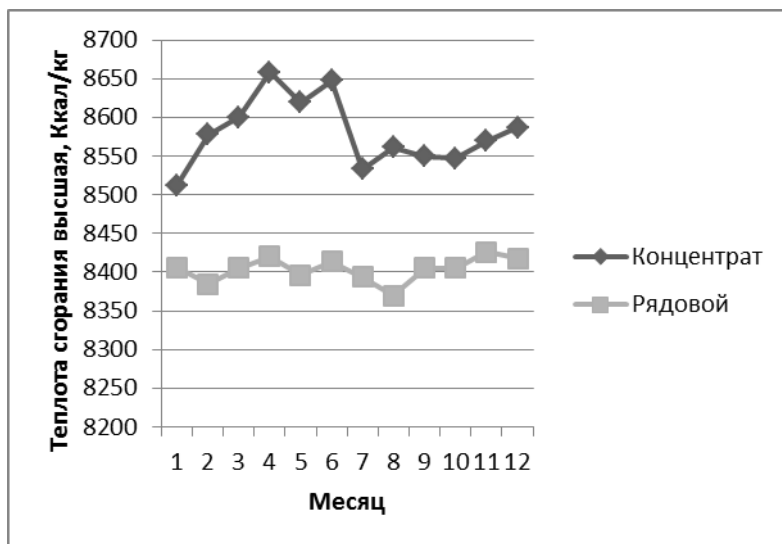


Рисунок 4.8 Изменение теплотворной способности углей.

Как видно из данных приведенных в графике (рисунок 4.18) помесечные колебания теплоты сгорания рядового угля колеблются от 8370 до 8426 Ккал/кг, а у концентрата 8512 до 8658 Ккал/кг.

Согласно справочным данным [9] теплота сгорания соответствует этим маркам углей.

Пластометрические показатели. Процесс образования пластического слоя является результатом процесса пептизации, во время которого одна часть угля переходит в расплавленное состояние, пропитывают неплавкую массу угля, а последняя набухает и принимает полужидкое состояние. Пластометрические показатели характеризуют свойства углей и зависят от толщины пластического слоя Y (мм), пластометрической усадки X (конечное уменьшение высоты столбика угольной загрузки при ее нагревании в определенном режиме, мм) [21].

Видно, что толщина пластического слоя рассматриваемых углей в течении года практически меняется.

Выводы

1. Показано, что шихта углей марок ОС КС для всех классов (более 13 мм, 13-13 мм, 0,125-1,3 мм) имеет среднюю обогатимость:

- для класса 13-100 мм показатель обогатимости $T_{13-100} = 9,605 \%$ - обогатимость средняя.

- для класса 0,5-13 мм, $T_{0,5-13} = 13,518 \%$, следовательно, обогатимость трудная, а для класса 0,5 - 100 $T_{0,5-100} = 11,06 \%$, следовательно обогатимость трудная.

2. Установлено, что влажность концентратов углей в течении года колеблется незначительно от 6,6, до 9,0 % и удовлетворяет требованиям по качеству.

3. Согласно требованиям удостоверения на концентрат зольность не должна превышать 9,8 %. Мониторинг этого показателя в течении года показал, что зольность выпускаемого концентрата марки колеблется от 9,3 до 9,7 %, что соответствует требованию удостоверения.

4. Остальные показатели не нормируются удостоверением качества:

- выход летучих веществ в концентрате колеблется 18,9 – 18,4 %. Является характерным показателем для этих углей;

- общая сера в концентрате колеблется от 0,30 до 0,36 %, такой уголь относят к малосернистым;

- теплотворная способность изменяется от 8512 до 8658 Ккал/кг;

- величина пластического слоя для концентрата не изменяется в течении года, что соответствует единой классификации и выдерживаются в этих пределах течении всего периода исследования.

Таким образом, концентраты углей ЦОФ «Сибирь» соответствуют по своему качеству углям применяемым для коксования.

