

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

«Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

Ахметов Жандос Ерікұлы

Расчет ожидаемых результатов обогащения угля по результатам фракционного анализа

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2023

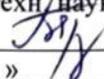
МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

«Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазНТУ им.К.И.Сатпаева»
Горно-металлургический институт
им. О.А. Байконурова

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. техн/наук, ассоц. проф.
 М.Б. Барменшинова
« ____ » ____ 2023 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

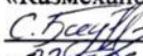
к дипломному проекту

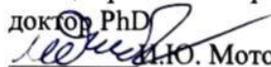
На тему: Расчет ожидаемых результатов обогащения угля по результатам фракционного анализа

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Выполнил

Ахметов Ж.Е.

Рецензент
Старший научный сотрудник доктор PhD,
филиал РГП «НЦ КПМС РК»
«Казмеханобр»
 Б.Н. Сурымбаев
«02» 06 2023 г.

Научный руководитель
ассоциированный профессор,
доктор PhD
 И.О. Мотовилов
«05» 06 2023 г.

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

«Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых



кафедрой МиОПИ
проф.
В.А. Барменшинова
2023 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Ахметов Жандос Ерикулы

Тема: Расчет ожидаемых результатов обогащения угля по результатам фракционного анализа

Утверждена приказом Ректора Университета № 4 0 8 от "23" ноября 2022г.

Срок сдачи законченной работы " " _____ 2023г.

Исходные данные к дипломной работе: _____

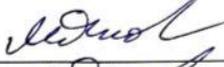
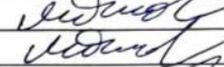
Краткое содержание дипломной работы:

- а) Расчет ожидаемых результатов обогащения угля процессом отсадки*
- б) Расчет ожидаемых результатов обогащения угля в тяжелых суспензиях*
- в) Сравнение эффективности процессов отсадки и обогащения в тяжелых суспензиях*
- г) расчет экономической эффективности разработки*

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): Типовая схема переработки угля; Кривые обогатимости; Рекомендуемая схема обогащения угля представлены 15 слайдов презентации работы

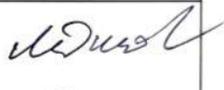
Рекомендуемая основная литература: из 18 наименований

ГРАФИК
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обоснование и расчет технологической схемы	7.02.2023-17.02.2023	
Выбор и расчет оборудования	18.02.2023-01.03.2023	
Разработка чертежей	02.03.2023-29.03.2023	
Оформление пояснительной записки	30.03.2023-16.04.2023	

Подписи

Консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Технологическая часть	И.Ю. Мотовилов ассоциированный профессор, доктор PhD	05.06.2023	
Нормоконтролер	А.Н. Таймасова Магистр технических наук	7.06.2023	

Научный руководитель



И.Ю. Мотовилов

Задание принял к исполнению



Ж.Е. Ахметов.

Дата и подпись

«7» 06 2023 г.

АНДАТПА

Жұмыстың мақсаты-концентратты күл мен байыту тиімділігі бойынша салыстыру, Шұбаркөл көмірін тұндыру әдістерімен және ауыр суспензиялармен байыту бойынша күтілетін нәтижелерді есептеу.

Мақсатты шешу үшін фракциялық талдау жүргізу, байыту қисықтарын құру, бөлу тығыздығын салыстыру, гравитациялық байыту индекстерін салыстыру, бірлескен байыту мүмкіндігін бағалау, сондай-ақ жүргізілген зерттеулерге шығындар сметасын жасау қажет.

Жұмыста 46 бет, 10 сурет, 14 кесте, 18 дереккөз бар. Түйінді сөздер: көмір, байыту, көмірдің фракциялық құрамы, ауыр суспензиялар, күл, шөгү, байыту қисықтары.

Зерттеу объектісі Қазақстан Республикасының Қарағанды облысында орналасқан Шұбаркөл көмір кен орны болып табылады

Фракциялық талдаулардың нәтижелері мен процестердің жетілмегендігі коэффициентіне сәйкес теориялық және практикалық баланстар есептелді.

АННОТАЦИЯ

Цель работы – сравнение концентрата по зольности и эффективности обогащения, расчет ожидаемых результатов по обогащению Шубаркольского угля методами отсадки и тяжелыми суспензиями.

Для решения цели необходимо произвести фракционный анализ, построить кривые обогатимости, сравнить плотности разделения, сравнить индексы гравитационной обогатимости, дать оценку возможности совместного обогащения а также составить смету расходов на проведенные исследования.

Работа содержит 46 страниц, 10 рисунков, 14 таблиц, 18 источников. Ключевые слова: уголь, обогащение, фракционный состав угля, тяжелые суспензии, зольность, отсадка, кривые обогатимости.

Объектом исследования является Шубаркольское угольное месторождение в территориальном отношении расположено в Карагандинской области Республики Казахстан

По результатам фракционных анализов и коэффициенту несовершенства процессов были рассчитаны теоретические и практические балансы.

ANNOTATION

The purpose of the work is to compare the concentrate in terms of ash content and enrichment efficiency, calculate the expected results for the enrichment of Shubarkol coal by jigging methods and heavy suspensions.

To solve the problem, it is necessary to carry out a fractional analysis, build enrichment curves, compare separation densities, compare gravitational enrichment indices, assess the possibility of joint enrichment, and also make an estimate of the costs of the studies.

The work contains 46 pages, 10 figures, 14 tables, 18 sources. Key words: coal, enrichment, fractional composition of coal, heavy suspensions, ash content, jigging, enrichment curves.

The object of the study is the Shubarkol coal deposit territorially located in the Karaganda region of the Republic of Kazakhstan

Based on the results of fractional analyzes and the coefficient of imperfection of the processes, theoretical and practical balances were calculated.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	7
1	Методы обогащения угля (аналитический обзор)	9
1.1	Методы обогащения углей	9
1.2	Основные показатели угля, отображающие его обогатимость	14
1.3	Оценка обогатимости углей	15
1.4	Ситовой анализ	16
1.5	Обогащение в отсадке	16
1.6	Обогащение в тяжелой суспензии	18
1.6.1	Тяжелые среды	18
1.6.2	Требования к тяжелым средам	18
2	Методика исследования	20
2.1	Фракционный анализ и гравитационная обогатимость	20
2.2	Определение средневероятного отклонения и коэффициента несовершенства	21
2.3	Обогащение отсадкой	24
2.4	Обогащение в тяжелых суспензиях	24
2.5	Расчет ожидаемых результатов гравитационного обогащения	25
2.6	Выполнение анализов	27
3	Экспериментальная часть	29
3.1	Ситовой анализ	29
3.2	Расчет ожидаемых результатов обогащения угля процессом отсадки и обогащения в тяжелых суспензиях	30
3.2.1	Расчет ожидаемых результатов обогащения угля процессом отсадки	30
3.2.2	Расчет ожидаемых результатов обогащения угля в тяжелых суспензиях	37
3.2.3	Сравнение эффективности процессов отсадки и обогащения в тяжелых суспензиях	39
4	Экономический часть	42
	Заключение	
	Список используемых источников	

ВВЕДЕНИЕ

Целью обогащения угля является улучшение его качества. При этом исходный уголь разделяется на два или несколько продуктов, которые используются в народном хозяйстве с большей технико-экономической эффективностью, чем необогащенный уголь.

Обогащение угля осуществляется путем механической обработки и не связано с каким-либо изменением химического состава горючей массы топлива.

В процессе механического обогащения углей обычно получают следующие конечные продукты: концентрат – продукт с наибольшим содержанием горючей массы, промежуточный продукт с наибольшим содержанием сростков угля и породы, которая является отвальным продуктом. При мокром обогащении, помимо перечисленных продуктов, получается также шлам, т.е. мелкий уголь, выделенный из моечной воды.

С уменьшением зольности энергетических углей увеличивается их теплота сгорания и к. п. д. паровых котлов. Особенно выгодно обогащать энергетические угли в тех случаях, когда они предназначены для сжигания в топках и дальней их транспортировки.

Наибольшее распространение, для обогащения углей, получили гравитационные процессы обогащения, которые основаны на различии плотности, крупности и скорости движения кусков угля и породы в водной или воздушной среде [1].

На основании изложенного темой моего дипломного проекта являлось расчет ожидаемых результатов обогащения отсадкой и тяжелыми суспензиями и проект углеобогащительной фабрики по обогащению рядового угля Шубаркольского месторождения на основании изучения гравитационной обогатимости методом фракционного анализа и определение коэффициентов несовершенства процессов отсадки и обогащения в тяжелых суспензиях.

Целью данной дипломной работы является исследование характеристик угля и его поведения при обогащении с целью повышения его перерабатываемости и улучшение его качества. В ходе исследования будут проанализированы физические, химические и минералогические свойства угля и их влияние на процесс обогащения. Результаты этого исследования могут способствовать разработке новых технологий обогащения угля, которые могут повысить эффективность производства энергии при минимизации воздействия утилизации угля на окружающую среду.

На данный момент в Казахстане производством угля занимается несколько предприятий: Шубарколь кумир (Караганда), Богатырь кумир (Экибастуз), Каражыра (Семей), Сарыарка-Energy (Караганда), Майкубен-Вест (с. Шоптыколь), Евроазиатская энергетическая корпорация (Аксу)

Классификация углей по генетическим и технологическим параметрам производится на основе исследования и оценки их петрографических, химических, физико-химических технологических свойств. Она представляет собой единую систему кодирования бурых, каменных углей и антрацитов и

дает комплексную оценку их генетических и технологических характеристик. Данная классификация осуществляется в соответствии с ГОСТ 25543 82 и является, основой для оценки и учета запасов, определения направлений геологоразведочных работ, добычи рационального использования углей и антрацитов, обоснования сырьевых баз строящихся промышленных предприятий по обогащению, технологической переработке и использованию твердых горючих ископаемых

Технология обогащения углей разных марок и крупности основана на использовании физических и физико химических свойств присущих угольным и породным зернам.

Каждый процесс обогащения углей применим для определенного по размеру класса. Поэтому на современных угледобывающих фабриках, обогащающих уголь различной крупности (от мельчайших частичек до кусков размером 300 мм). Технологические схемы включают несколько процессов обогащения .

Разработка наиболее эффективной технологической схемы и выбор оборудования являются сложнейшей задачей, требующей тщательного изучения, постановки многих экспериментов и составления получаемых данных. Технико – экономические показатели процесса обогащения связаны сложными зависимостями, установление которых возможно только в результате исследования углей на обогатимость.

Эти трудности могут быть успешно решены исследователями на основании данных исследований углей на обогатимость.

1 Методы обогащения угля (аналитический обзор)

1.1 Методы обогащения угля

Методы обогащения угля – это процессы, которые используются для повышения качества угля и улучшения его характеристик перед его использованием в промышленности. Обогащение угля может включать различные физические и химические процессы, которые направлены на удаление примесей и повышение энергетической ценности угля. Ниже перечислены некоторые из распространенных методов обогащения угля:

Физическое обогащение: Этот метод основан на различных физических свойствах угля, таких как плотность и размер. Он может включать следующие процессы:

Размол и сортировка: Уголь размалывается и сортируется по размеру для удаления примесей и получения определенного размерного фракционирования.

Флотация: применяется для удаления сульфидных минералов и других примесей. Уголь обрабатывается с использованием специальных реагентов, которые изменяют его поверхностные свойства и позволяют отделить примеси от угля.

Термическое обогащение: Этот метод основан на использовании различной термической обработки для изменения свойств угля.

Сушка: Уголь может быть подвергнут сушке для удаления влаги и снижения содержания серы.

Термическая дегазация: Уголь может быть подвергнут процессу термической дегазации, чтобы удалить газы, такие как метан, что позволяет повысить его энергетическую ценность.

Химическое обогащение: Этот метод основан на применении различных химических реагентов для изменения свойств угля.

Промывка: Уголь может быть промыт специальными реагентами для удаления примесей и снижения содержания серы.

Окисление: Уголь может быть окислен для удаления органических примесей и снижения содержания серы.

В зависимости от конкретных характеристик угля и требований его использования, может быть применено одно или несколько из этих методов обогащения угля. Он помогает улучшить качество угля, уменьшить его вредное влияние на окружающую среду и повысить его энергетическую эффективность.

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.

Методы обогащения				
Гравитационный	флотационный	магнитный	электрический	специальные
процессы				
Обогащение в тяжелых средах	Пенная плотация	Магнитная сепарация	Обогащение по электропроводимости	Рентгенометрическая сепарация
Обогащение отсадкой	Пенная сепарация	Магнитная флокуляция	Электрическая сепарация	Магнитогидродинамическое обогащение
Обогащение в струе воды	Масляная флотация	Каскадно адгезионное обогащение	Селективная коагуляция	Обогащение в магнитной жидкости
Обогащение в центробежном поле и криволинейных потоках	Пленочная флотация	Бактериальное обогащение	Химическое выщелачивание	Обогащение по трению и форме

Рисунок 1 – Классификация методов и процессов обогащения углей

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.

Все методы гравитационного обогащения обеспечивают, в основном, более низкие эксплуатационные расходы на 1т 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.

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 [16].

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,

титаномагнетитовые, 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 [10].

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 [10].

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

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 угля – это содержание воды в угле, выраженное в процентах от его общей массы. Уголь, как природный материал, содержит воду в своей структуре. Влажность угля может варьировать в зависимости от его типа, месторождения и условий хранения.

Высокая влажность угля может иметь негативное влияние на его качество и эффективность сжигания. Некоторые негативные аспекты высокой влажности угля включают:

Снижение теплотворной способности: Влага, присутствующая в угле, требует дополнительного тепла для ее испарения во время сжигания. Это приводит к снижению теплотворной способности угля, что означает, что при сжигании будет выделяться меньше тепла.

Увеличение эмиссий: при сжигании угля с высокой влажностью выделяется больше пара и водяного пара, что может увеличить образование дыма, выбросов и парниковых газов, таких как углекислый газ (CO_2) и диоксид серы (SO_2).

Ухудшение эффективности сжигания: Высокая влажность может приводить к неполному сгоранию угля и уменьшению эффективности процесса сжигания. Это может снизить общую энергетическую эффективность и повысить расход топлива.

Для уменьшения влажности угля используются различные методы, такие как сушка, механическое удаление влаги и химические процессы. Однако, степень снижения влажности угля зависит от его исходного содержания влаги и доступных технологий обработки [10].

Сернистость угля – это содержание серы в угле, выраженное в процентах от его общей массы. Сера является одним из главных загрязнителей, которые присутствуют в угле, и ее уровень может варьировать в зависимости от типа угля и месторождения.

Высокая сернистость угля может иметь негативные последствия при его сжигании и использовании в промышленности. Некоторые из негативных аспектов высокой сернистости угля включают:

Выбросы вредных газов: при сжигании угля с высоким содержанием серы выделяются оксиды серы (SO_x), включая диоксид серы (SO_2). Эти газы являются загрязнителями воздуха и могут способствовать образованию кислотных дождей и негативно влиять на окружающую среду и здоровье.

Коррозия: Высокая сернистость угля может приводить к образованию серной кислоты во время процесса сжигания. Это может вызывать коррозию оборудования, используемого для сжигания угля, таких как котлы и дымовые трубы.

Ухудшение качества дыма: Сжигание угля с высоким содержанием серы может приводить к образованию темного и плотного дыма, который может негативно сказываться на качестве воздуха и приводить к проблемам с загрязнением и видимостью [7].

Для снижения содержания серы в угле применяются различные методы

обработки, такие как физическое и химическое обогащение, промывка, окисление и снижение содержания серы с помощью различных технологий. Относительная степень снижения сернистости зависит от исходного содержания серы и доступных методов обработки. Одна из основных целей – снижение выбросов серы при использовании угля в производстве энергии и других промышленных процессах.

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 [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). Пластометрия, Сапожников, 1941, принятый в СССР лабораторный метод характеристики спекаемости углей (ГОСТ И86 – п62 [10])

Некоторые из основных пластометрических показателей угля включают:

Пластическая масса: это показатель, характеризующий способность угля образовывать пластическую массу при воздействии тепла и давления. Он определяется пластометрическими испытаниями, такими как пластометрический индекс (Plasticity Index) или пластометрический анализ.

Индекс пластичности: это число, определяющее пластичность угля. Он рассчитывается на основе результатов пластометрических испытаний и указывает на способность угля образовывать пластическую массу. Более высокое значение индекса пластичности указывает на более пластичный уголь.

Индекс растрескивания: Этот показатель характеризует склонность угля к образованию трещин и растрескиванию при процессе его обработки или использования. Он может быть определен путем пластометрических испытаний, и более низкое значение индекса растрескивания указывает на лучшую способность угля к сохранению целостности.

Пластометрические показатели угля могут быть важными при выборе и использовании угля в различных промышленных процессах, таких как производство кокса, генерация энергии и другие технологические процессы, где требуется определенная пластичность и устойчивость угля.

1.2 Основные показатели угля, отображающие его обогатимость

Основные показатели угля, которые отображают его обогатимость, включают следующие:

Характеристиками угля, определяющими возможности выделения из него концентрата соответствующего назначения, являются зольность и выход фракции.

Углеродное содержание: Уголь состоит главным образом из углерода. Показатель углеродного содержания указывает на количество углерода в угле и является основным показателем его энергетической ценности. Высокое содержание углерода обычно связано с более высокой обогатимостью угля.

Содержание примесей: Уголь может содержать различные примеси, такие как сера, зола, влага и другие минеральные вещества. Высокое содержание примесей может снижать обогатимость угля и требовать дополнительных процессов обработки для удаления примесей и повышения его качества.

Теплотворная способность: Теплотворная способность угля отражает его способность выделять тепло при сжигании. Это связано с содержанием углерода и других элементов, таких как водород, сера и зола, которые могут влиять на обогатимость угля.

Размерные фракции: Уголь может иметь различные размеры частиц. Фракционный состав угля может влиять на его обогатимость и возможности физической обработки, такие как размол и сортировка.

Эти показатели могут быть определены с помощью различных аналитических методов и испытаний, таких как химический анализ, термический анализ, физическое обогащение и другие методы лабораторного исследования. Они помогают определить потенциал угля для обогащения и использования в различных промышленных процессах [14].

1.3 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 [4].

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 (1400–1800 кг/м³ для каменных углей и 1800–2000 кг/м³ для антрацитов) к выходу беспородной массы [2].

1.4 Ситовой анализ

Методология обогащения угля – Ситовый анализ

Ситовой анализ является широко используемым методом анализа гранулометрического состава угля. Следующие этапы описывают методологию обогащения угля с использованием ситового анализа:

Отбор проб: Собирается репрезентативная проба угля, подлежащая анализу. Чтобы обеспечить репрезентативность проба должна быть взята из разных мест в пределах угольного месторождения,.

Подготовка пробы: Необходимо подготовить пробу, чтобы убедиться, что она имеет надлежащий размер для ситового анализа. Образец должен быть измельчен и гомогенизирован до состояния мелкого порошка, чтобы обеспечить точный анализ.

Выбор сита: Выбрать подходящий размер сита (ов) для анализа на основе ожидаемого распределения частиц угля по размерам. Использовать набор стандартных сит с различными размерами ячеек.

Просеивание: Взвесить репрезентативную пробу подготовленного угля и поместить ее на верхнее сито. Сита следует укладывать штабелями от самого большого до самого мелкого размера ячеек, под которыми должен располагаться поддон для сбора частиц, проходящих через самое мелкое сито. Поместите стопку сит на механический шейкер и встряхивать в течение определенного времени, чтобы убедиться, что все частицы прошли через соответствующее сито.

1.5 Обогащение в отсадке

Отсадка – разделение смеси минеральных частиц по плотности на основе различия скоростей их движения в вертикальном пульсирующем потоке воды или воздуха.

Закономерности – при движении минеральных частиц в период действия восходящего потока воды с определённой скоростью материал взвешивается и происходит его перегруппировка по слоям плотности в соответствии со скоростями падения различных частиц. То же самое в период действия нисходящего потока происходит аналогичный процесс, но материал опускается и уплотняется. В результате частицы с большей плотностью концентрируются в нижнем слое.

Отсадочные машины – принцип действия состоит из двух сообщающихся между собой отделений концентрации и пульсаций. Обогащаемое МС попадает на решето вместе с водой, которая транспортирует его вдоль машины, распределяя равномерным слоем, называемым постелью.

Машины различаются по принципу среды и действия:

- от вида среды разделения на гидравлические – с водной рабочей средой и пневматические – с воздушной рабочей средой.

- по принципу работы привода – на поршневые, диафрагмовые, воздушно-пульсационные – без поршневые и с подвижным решетом.

Методика обогащения угля в отсадочных машинах:

Отсадка является широко используемым методом обогащения угля. Следующие шаги описывают методологию обогащения угля в отсадочных машинах для диссертации: Собрать репрезентативную пробу угля, подлежащего анализу. Образец должен быть измельчен до состояния мелкого порошка, чтобы обеспечить точный анализ. Затем уголь следует просеять, чтобы удалить любой крупногабаритный материал. Затем настроить отсадочную машину с помощью соответствующих экранов и настроек. Отсадочная машина должна быть оснащена пульсирующей подачей воды, которая создает водяной слой, облегчающий отделение угля и других полезных ископаемых. После подачи подготовленную пробу угля в отсадочную машину, следя за тем, чтобы скорость подачи была постоянной и находилась в рекомендуемом диапазоне. Запустить отсадочную машину и дайте ей поработать в течение определенного промежутка времени, чтобы убедиться в завершении процесса разделения. Разделение угля и других полезных ископаемых достигается на основе разницы в их удельном весе. Более плотные частицы угля оседают на дне водного слоя, в то время как более легкие минералы уносятся водой. После завершения процесса собрать отделенный уголь и полезные ископаемые из отсадочной машины и взвесьте каждую фракцию. Рассчитать процентное содержание угля в каждой фракции. Данные, полученные в процессе отсадки надо проанализировать чтобы определить оптимальные рабочие параметры отсадочной машины. Это включает в себя скорость подачи, расход воды и настройки экрана. С Помощью результатов, полученных в результате анализа, определим оптимальные параметры процесса обогащения угля. Полученные результаты предоставят важную информацию об эффективности процесса отсадки и послужат основой для выбора наиболее подходящего метода обогащения.

1.6 Обогащение в тяжелой суспензии

1.6.1 Тяжелые среды

Тяжелосредное обогащение угля в настоящее время занимает одно из ведущих мест. Объем углей, обогащаемых в тяжелых средах, неуклонно возрастает во всех странах, что обусловлено ухудшающимся качеством добываемых углей и высокими технико-экономическими показателями этого процесса. До настоящего времени тяжелосредное обогащение применяли 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. Основное преимущество тяжелосредной сепарации – высокая технологическая эффективность, особенно при обогащении крупных классов углей. Показатели обогащения близки к теоретическим (рисунок 2). Обогащение в тяжелых средах может осуществляться в жидкой (водно-утяжеленной) среде или в воздушных взвешах (аэросуспензиях). В качестве тяжелых сред применяют однородные органические жидкости и их растворы, водные растворы солей и суспензии. К органическим тяжелым жидкостям относят: трихлорэтан $C_2H_2Cl_3$, $\rho = 1460 \text{ кг/м}^3$; четыреххлористый углерод CCl_4 , $\rho = 1600 \text{ кг/м}^3$; пятихлорэтан C_2HCl_5 , $\rho = 1680 \text{ кг/м}^3$; дибромэтан H_2Br_2 , $\rho = 2170 \text{ кг/м}^3$; бромформ $CHBr_3$, $\rho = 2810 \text{ кг/м}^3$; ацетилен тетра-бромид $C_2H_2Br_4$ ($\rho = 2930 \text{ кг/м}^3$) и др [11].

Обогащение угля тяжелыми суспензиями является широко используемым методом обогащения угля. Процесс включает приготовление тяжелой суспензии путем смешивания воды с плотной средой, такой как магнетит или ферросилиций, с удельным весом, немного превышающим удельный вес частиц угля. Затем образец угля смешивают с тяжелой суспензией в определенном соотношении и перемешивают, чтобы обеспечить равномерное распределение частиц угля. После периода отстаивания частицы угля разделяются в зависимости от их удельного веса, а концентрат и хвосты собираются отдельно. Полученный концентрат отличается более высоким качеством, меньшим содержанием золы и более высокой теплотворной способностью, чем исходный образец угля. Процесс высокоэффективен и может быть оптимизирован для конкретной пробы угля за счет тщательного подбора удельного веса плотной среды и оптимизации параметров процесса. Данные, полученные в результате анализа концентрата и хвостов, используются для оптимизации процесса обогащения и повышения качества и энергоэффективности угля [12].

1.6.2 Требования к тяжелым средам

Требования к тяжелым средам в обогащении угля могут включать следующие аспекты:

1) Плотность: Тяжелая среда должна иметь достаточно высокую плотность для разделения угля и его примесей на основе разницы в плотности. Высокая плотность помогает обеспечить эффективное разделение и обогащение угля.

2) Разделительная способность: Тяжелая среда должна обладать хорошей разделительной способностью, чтобы разделять уголь на основе его плотности от примесей, таких как горная порода, зола и другие нежелательные компоненты. Чем лучше разделительная способность, тем более эффективно обогащение угля.

3) Устойчивость к разделению: Тяжелая среда должна быть стабильной и иметь хорошую устойчивость к разделению на компоненты в процессе обогащения. Это важно для обеспечения надежной работы оборудования и минимизации потерь среды.

4) Химическая совместимость: Тяжелая среда должна быть химически совместимой с углем и не вызывать нежелательных химических реакций или потерь ценных компонентов. Она также должна быть совместима с материалами, используемыми в оборудовании для обогащения угля.

5) Доступность и стоимость: Тяжелая среда должна быть доступной и экономически эффективной для использования в процессе обогащения угля. Она не должна быть слишком дорогой или редкой, чтобы обеспечить оптимальное использование.

6) Экологическая безопасность: Тяжелая среда должна быть безопасной для окружающей среды и здоровья людей. Это включает низкую токсичность, минимальные выбросы и соблюдение стандартов экологической безопасности при использовании и утилизации среды.

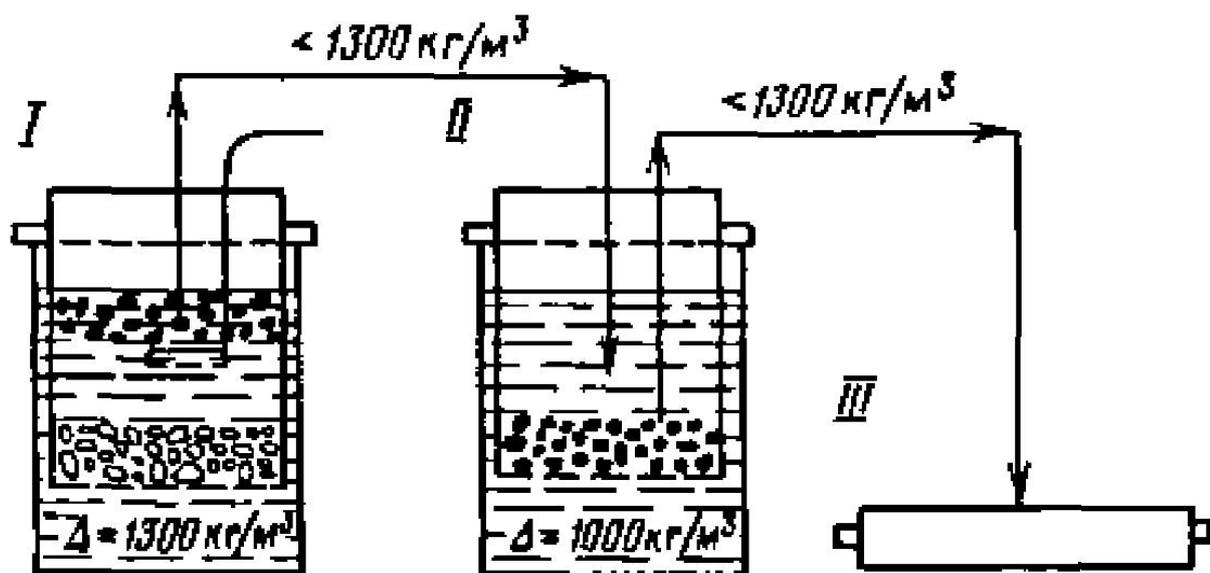
Конкретные требования к тяжелым средам в обогащении угля могут быть определены в зависимости от конкретных процессов и целей обогащения, а также требований, установленных в отраслевых стандартах и нормативных документах.

2 Методика исследования

2.1 Фракционный анализ и гравитационная обогатимость

Определение гравитационной обогатимости и технологических условий обогащения проб угля Шубаркольского месторождения осуществлялось методом фракционного анализа. При изучении фракционного состава готовилась неорганическая тяжелая жидкость $ZnCl_2$ плотностью 1750 кг/м^3 , которая растворялась водой для приготовления раствора необходимой плотности. Фракционный анализ выполнен на классах крупностью $-80+40 \text{ мм}$, $-40+20 \text{ мм}$, $-20+10 \text{ мм}$, $-10+5 \text{ мм}$, $-5+2,5 \text{ мм}$ путем расслоения проб на приготовленных растворах хлористого цинка на фракции плотностью: более 1750 кг/м^3 , $1750 - 1600 \text{ кг/м}^3$, $1600 - 1500 \text{ кг/м}^3$, $1500 - 1400 \text{ кг/м}^3$, $1400 - 1320 \text{ кг/м}^3$ и менее 1320 кг/м^3 . Каждая навеска угля последовательно расслаивалась в каждой плотности тяжелой жидкости, начиная с самой высокой, с выделением всплывшей и потонувшей фракции. Полученные фракция промывают водой, высушивают, взвешивают, подвергают разделке, после чего направляют на химический анализ для определения содержания золы [4,5].

Схема проведения фракционного анализа показана на рисунке 2.



I - емкость с тяжелой жидкостью плотность 1300 кг/м^3 ; II - емкость с водой;
III - приемник для всплывшей фракции плотностью 1300 кг/м^3

Рисунок 2 – Схема производства фракционного анализа

На основании данных о массе фракций и зольности рассчитывались фракционные составы, по которым строились кривые обогатимости Анри-Рейнгардта [5] для каждого класса крупности. По кривым обогатимости каждого класса крупности находилась величина плотности разделения соответствующая требуемому содержанию золы в тяжелой фракции и

соответственно для суммарного класса крупности и рассчитывались ожидаемые показатели обогащения. По данным фракционного анализа и кривым обогатимости рассчитывался индекс гравитационной обогатимости для каждого класса крупности и определялся возможный диапазон совместно обогащаемых классов [6-9].

Величина индекса обогатимости характеризует категорию гравитационной обогатимости угля – легкая, средняя, трудная и очень трудная. На основании категории гравитационной обогатимости выдается рекомендация на выбор гравитационного процесса обогащения угля с учетом его эффективности.

По кривым обогатимости возможно решение целого ряда практических задач:

- определение теоретических выходов и зольностей продуктов обогащения;
- определение характеристики обогатимости по содержанию промежуточных фракций, плотность которых близка к граничной плотности;
- сравнение обогатимости классов крупности углей различных пластов и шахт, руд различных рудников и участков месторождение.

Уголь, состоящий из чистых легких угольных частиц и тяжелых частиц породы легко разделяется. Значительно труднее разделить частицы, близкие по плотности. Если, например, разделение проводится по плотности 1500 кг/м^3 , то в идеальном случае ни одна частица плотностью более 1500 кг/м^3 не должна попасть в концентрат (всплывший продукт), а частицы *плотностью менее* 1500 кг/м^3 – в породу (потонувший продукт).

В реальных условиях этого достигнуть невозможно. Однако, чем меньше частиц, плотность которых близка (выше или ниже) к плотности 1500 кг/м^3 , тем результаты обогащения ближе к идеальным.

Считают, что чем меньше выход фракций $1400\text{-}1600 \text{ кг/м}^3$ ($\pm 100 \text{ кг/м}^3$ по отношению к выбранной плотности 1500 кг/м^3), тем легче обогатимость угля.

2.2 Определение средневероятного отклонения и коэффициента несовершенства

По результатам фракционных анализов строят кривые обогатимости и распределения.

Распределительное число представляет собой отношение доли отдельной фракции в продукте обогащения к доле одноименной фракции в исходном продукте.

Если фракция плотностью $1500\text{-}1600 \text{ кг/м}^3$ полностью перешла в концентрат, то ее распределительное число для концентрата составляет 100% , а для породы – 0% .

Фракция плотностью $1600\text{-}1800 \text{ кг/м}^3$ при содержании ее в исходном, равном $3,94\%$, в процессе обогащения в отсадочной машине распределилась

между концентратом и породой так, что в концентрате ее содержится 3,83 % исходного, а в породе – 0,11 % исходного.

Распределительные числа показывают, в каком соотношении произошло это распределение:

$$T_k = \frac{3,83}{3,94} \cdot 100 = 97,21 \% \text{ (перешло в концентрат);}$$

$$T_{\pi} = \frac{0,11}{3,94} \cdot 100 = 2,79 \% \text{ (перешло в породу).}$$

Числа 97,21 и 2,79 являются разделительными, или распределительными.

Аналогично рассчитывают распределительные числа для других фракций: $T_k + T_{\pi} = 100 \%$.

Определение эффективности процесса обогащения осуществляют путем сравнения теоретически возможных результатов обогащения с практическими.

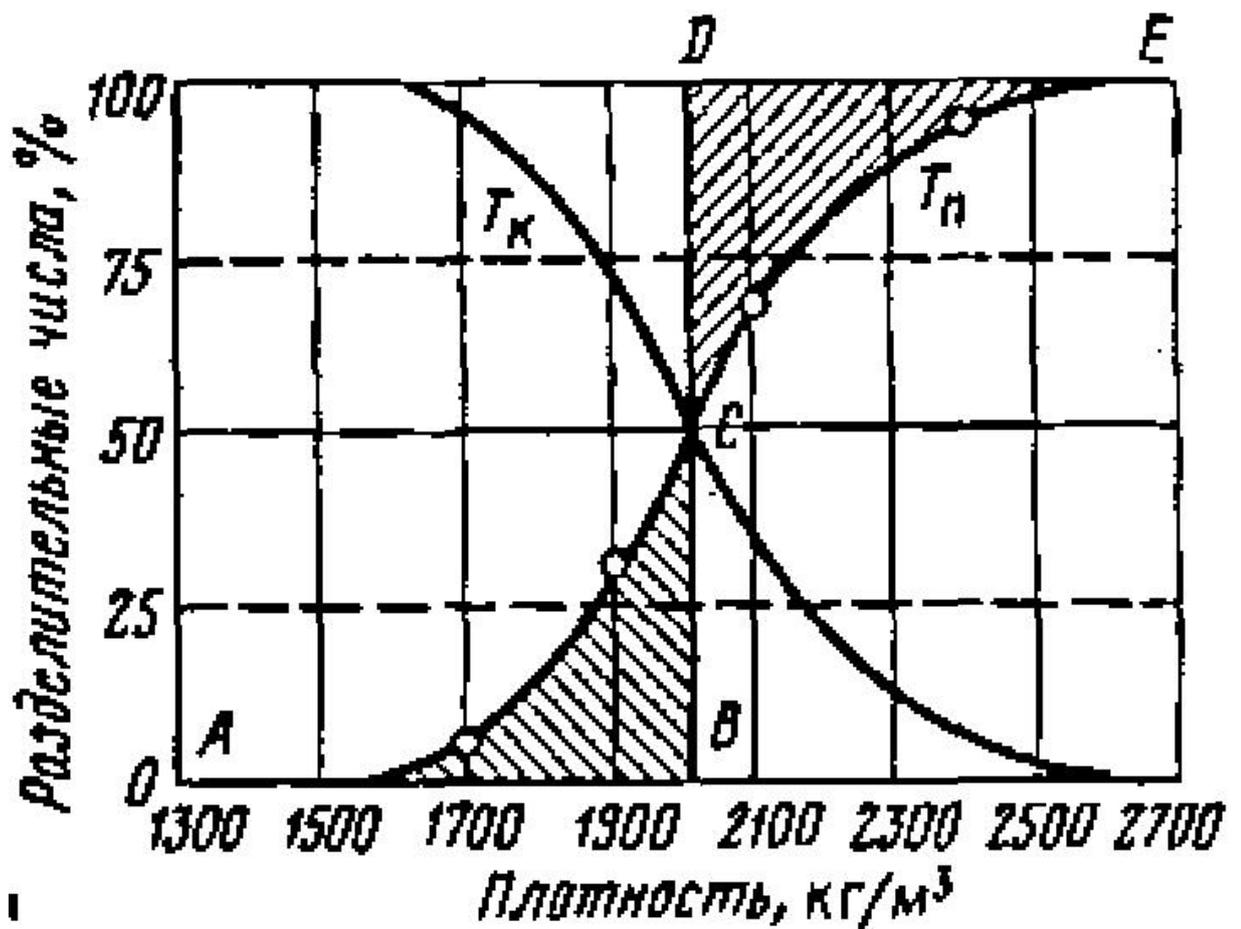
Эффективность процесса определяют по кривым распределения.

Метод оценки эффективности обогащения по кривым распределения носит название метода Тромпа-Терра. Кривая распределения строится в координатах, на оси абсцисс которых откладывают среднюю плотность фракций, а по оси ординат – разделительные числа.

Кривые распределения концентрата и породы симметричны и пересекаются в точке, ордината которой соответствует распределительному числу 50%.

По кривой распределения определяют плотность разделения, соответствующую распределительному числу 50 %. Другими словами, плотность разделения есть плотность, при которой соответствующая ей бесконечно узкая фракция распределяется равными долями между двумя продуктами обогащения.

При идеальных условиях разделения по плотности разделения все фракции плотностью менее чем плотность разделения перешли бы в концентрат, а фракции более – в породу, тогда кривая распределения превратилась бы в ломаную линию ABCDE. Практически же кривая распределения есть плавная линия, которая на поле чертежа отсекает площадь ABC, показывающую, какая часть суммарной фракции плотностью меньше чем плотность разделения, выраженная в процентах от этой фракции, перешла в породу, и площадь CDE, показывающую выход фракции плотностью большую чем плотность разделения (в процентах от этой фракции), в концентрат, рисунок 3.



T_к-для концентрата; T_п – для породы

Рисунок 3 – Кривые распределения

Следовательно, чем круче кривая распределения, тем точнее происходит разделение в обогащательном аппарате.

Условно считают вероятным отклонение от теоретических условий разделения полуразность между абсциссами (плотностями) точек кривой распределения, соответствующих ординатам (распределительным числам) 25 и 75% определяется формулой (1):

$$E_{pm} = \frac{(\Delta_{75} - \Delta_{25})}{2} \quad (1)$$

где E_{pm} – вероятное отклонение от теоретических условий разделения;
 Δ_{75} – плотность, соответствующая распределительному числу 75 %;
 Δ_{25} – плотность, соответствующая распределительному числу 25%.

Иногда пользуются коэффициентом несовершенства процесса (I), по формуле (2):

$$I = \frac{E_{pm}}{\Delta_p - 1000} \quad (2)$$

где Δ_p – плотность разделения.

Чем меньше значения величин E_{pm} и I , тем выше точность разделения в обогащательном аппарате, а следовательно, выше эффективность обогащения.

Для определения эффективности обогащения руд или максимального значения технического эффекта пользуются формулой (3):

$$E = 100 \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\alpha(100 - \alpha)} \quad (3)$$

где E – эффективность обогащения, %;

γ – выход концентрата, %;

β – содержание ценного компонента в концентрате, %;

α – содержание ценного компонента в исходном продукте, %.

2.3 Обогащение отсадкой

Для тестирования отсадкой машинного класса крупностью -80+10 мм использовался лабораторный пульсатор с пневматическим приводом [9]. Частота пульсаций составила 60 колебаний в минуту, амплитуда колебаний 80 – 100 мм, цикл пульсаций синусоидальный (50 – 0 – 50), диаметр камеры 250 мм, размер отверстий решета – 2,0 мм, высота естественной постели 250 мм, расход подрешетной воды 2 м³/т и удельная нагрузка 20 т/ч·м².

2.4 Обогащение в тяжелых суспензиях

Для разделения машинного класса крупностью -80+10 мм по плотности 1710 кг/м³, были рассчитаны параметры суспензионного обогащения с целью наработки тяжелой и легкой фракций для проведения дальнейших исследований.

Исходные данные для приготовления тяжелой суспензии:

- необходимая плотность суспензии 1710 кг/м³;

- необходимый объем тяжелой суспензии 0,024 м³ = 24 л;

- плотность утяжелителя, который представлен магнетитом концентратом плотностью 4800 кг/м³. Масса сухого утяжелителя определяется формулой (4):

$$m_y = \frac{W_c \delta_y (\Delta_c - 1000)}{\delta_y - 1000}, \text{ кг} \quad (4)$$

где m_y – масса сухого утяжелителя, кг;
 W_c – объем суспензии, м³;
 δ_y – плотность утяжелителя кг/м³;
 Δ_c – плотность суспензии, кг/м³.

$$m_y = \frac{0,024 \cdot 4800 \cdot (1710 - 1000)}{4800 - 1000} = 21,52 \text{ кг.}$$

Объем воды для приготовления суспензии плотностью 1710 кг/м³ определяем по формуле (5):

$$W_B = W_c - \frac{m_y}{\delta_y} = 0,024 - \frac{21,52}{4800} = 0,0195 \text{ м}^3 = 19,5 \text{ л.} \quad (5)$$

Обогащение в тяжелых средах заключается в разделении материалов по плотности в гравитационном или центробежном поле, в суспензии или жидкости, плотность которой является промежуточной между плотностями разделяемых частиц.

Тяжелые суспензии представляют собой взвешенные в воде тонкодисперсные частицы тяжелых минералов или сплавов-утяжелителей, в качестве которых используют ферросилиций, пирит, пирротин, магнетитовый и гематитовый концентраты и другие материалы крупностью до 0,16 мм.

Разделение выполняли в емкости объемом 30 л, в который, согласно расчету наливалась вода и засыпался утяжелитель. Одним из важнейших условий является поддержание суспензии во взвешенном состоянии. Для этого использовалось механическое перемешивание. После тщательного перемешивания, цилиндром определенного объема зачерпывалась суспензия из зоны разделения, взвешивалась и определялась ее плотность. При необходимости регулирования плотности добавлялся утяжелитель или вода.

Навеска разделяемого материала засыпалась в тяжелую суспензию и подвергалась разделению. Сверху перфорированным черпаком снималась легкая фракция, после ее полного удаления вычерпывали тяжелую потонувшую фракцию. Таким образом, повторяли циклы разделения всей навески руды. Полученные продукты разделения отмывались от утяжелителя, высушивались, дробились и отбирались пробы на анализ зольности.

2.5 Расчет ожидаемых результатов гравитационного обогащения

Для расчета ожидаемых результатов:

- задаемся зольностью в легкой фракции, по кривым обогатимости машинного класса определяем плотность разделения;
- используя кривые обогатимости классов крупности входящих в машинный класс определяем плотности разделения для получения угля с заданной зольностью, сравниваем плотности, сравниваем индексы

гравитационной обогатимости, даем оценку возможности совместного обогащения;

- по кривым обогатимости машинного класса составляем теоретический баланс гравитационного обогащения;

- для перехода от лабораторных результатов к промышленным, вводим поправку на эффективность грохочения, пересчитываем фракционный состав и строим кривые обогатимости с учетом эффективности грохочения;

- принимаем найденные нами величина средне вероятного отклонения E , которая учитывает зависимость между плотностью фракций и их извлечением, аналогичную интегральной кривой нормального распределения случайных величин.

Для расчета ожидаемых результатов определяем переходные коэффициенты: переходной коэффициент по формуле (6), и коэффициент несовершенства по формуле (7)

$$K = J + \sqrt{J^2 + 1}, \quad (6)$$

где J – коэффициент несовершенства.

$$J = \frac{E}{\rho_p - \Delta}, \quad (7)$$

где ρ_p – плотность разделения, кг/м³;

Δ – плотность среды, кг/м³.

Для плотностей, меньших, чем плотность разделения, пределы в одно отклонение рассчитываем по формуле (8):

$$\rho_{i-1} = \frac{(\rho_i - \Delta)}{K} + \Delta, \quad (8)$$

где ρ_{i-1} – одно отклонение предела плотности меньшей, чем плотность разделения кг/м³;

K – переходной коэффициент.

Для плотностей, больших, чем плотность разделения пределы в одно отклонение рассчитываем по формуле (9):

$$\rho_{i+1} = (\rho_i - \Delta) \cdot K + \Delta. \quad (9)$$

где ρ_i – одно отклонение предела плотности большей, чем плотность разделения кг/м³.

Составляется вспомогательная таблица для расчета практического баланса и выполняется расчет.

2.6 Выполнение анализов

Выполнение анализа на зольность осуществлялось в лаборатории рудоподготовки и обогащения НАО «КазНИТУ» по ГОСТу 11022–95.

Сущность метода

Пробу топлива сжигают в муфельной печи, нагреваемой с определенной скоростью до температуры (815 ± 10) °С, и выдерживают при этой температуре до постоянной массы. Свойства каменного угля и кокса в отличие от бурого угля и лигнитов допускают более высокие скорости нагрева.

Зольность в процентах рассчитывают по массе остатка после прокаливании.

Аппаратура:

Весы с погрешностью взвешивания не более 0,1 мг;

Муфельная печь любого типа с максимальной температурой нагрева 900–1000 °С обеспечивающая постоянные температуру и скорость нагрева в соответствии с требованиями настоящего стандарта;

Тигли, лодочки для сжигания из кварца, фарфора или платины, глубиной от 8 до 15 мм. Размер тигля или лодочки должен быть таким, чтобы на 1 см² поверхности масса пробы топлива не превышала 0,15 г/см² для угля или 0,10 г/см² для кокса.

Применяемые тигли и лодочки должны быть пронумерованы, прокалены до постоянной массы и храниться в эксикаторе с осушающим веществом;

Щипцы тигельные;

Эксикатор по ТОСТ 25336;

Отбор и подготовка проб – по ГОСТ 10742 и ГОСТ 23083.

Для определения зольности угля или кокса используют аналитическую пробу, измельченную до размера частиц, проходящих через сито с размером ячеек 200 мкм (0,2 мм). При необходимости породу доводят до воздушно-сухого состояния, раскладывая тонким слоем на минимальное время, необходимое для достижения приблизительного равновесия массовой доли влаги с атмосферой лаборатории.

Перед началом определения аналитическую пробу тщательно перемешивают в течение 1 мин, предпочтительно механическим способом.

Проведение испытания

Тигель или лодочку взвешивают, равномерно распределяют 1–2 г пробы и снова взвешивают.

Тигель или лодочку с навеской помещают в муфельную печь при комнатной температуре. В течение 60 мин повышают температуру печи до 500 °С и поддерживают эту температуру в течение 30 мин. Далее продолжают нагрев до (815 ± 10) °С в той же печи и выдерживают при этой температуре не менее 60 мин.

Обработка результатов

Зольность аналитической пробы A , %, по массе вычисляют по формуле (10):

$$A = \frac{m_3 - m_1}{m_2 - m_1} \quad (10)$$

где m_1 – масса тигля, г;

m_2 – масса тигля с пробой, г;

m_3 – масса тигля с золой, г.

Результаты рассчитывают до второго и округляют до первого десятичного знака.

3 Экспериментальная часть

3.1 Ситовой анализ

Для определения гранулометрического состава угля крупностью -80+0,0 мм, выполнялся рассев навески угля на ситах с отверстиями, мм: 40, 20, 10, 5, 2,5.

Результаты ситового анализа приведены в таблице 1. Кривая суммарной характеристики крупности на рисунке 4.

Таблица 1 – Гранулометрический состав угля

Класс крупности, мм	Выход, %		Зольность A^d , %
	частный	суммарный	
- 80 + 40	49,82	49,82	25,40
- 40 + 20	19,42	69,24	14,65
- 20 + 10	10,14	79,38	9,49
- 10 + 5	6,55	85,93	9,95
- 5 + 2,5	4,28	90,21	9,83
- 2,5 + 0	9,79	100,00	12,00
Барлығы	100,00	-	18,71

Кривая суммарной характеристики крупности на рисунке 4.

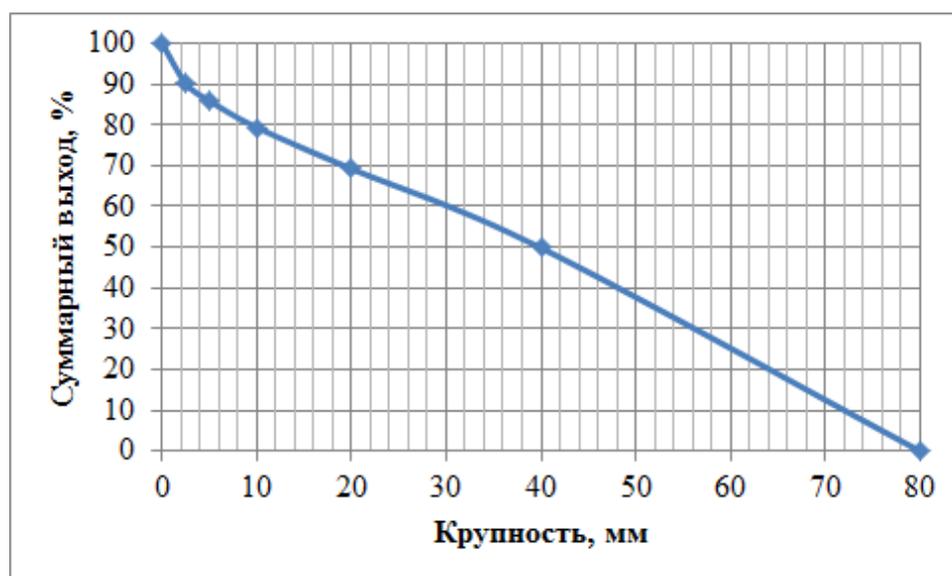


Рисунок 4 – Ситовая характеристика угля

По результатам ситового анализа, средневзвешенная зольность пробы угля поступившей на исследование составила 18,71 %.

Наибольшие выходы соответствуют классам крупностью -80+40 мм – 49,82 %, -40+20 мм – 19,42 % и 20+10 мм – 10,14 %. Выхода остальных классов крупности находятся в диапазоне 4,28–9,79 %.

Распределение зольности по классам крупности имеет неравномерный характер. Наибольшее содержание золы наблюдается в крупных классах крупностью -80+40 мм – 25,40 % и -40+20 мм – 14,65 %.

Суммарный выход машинного класса крупностью -80+10 мм составил 79,38 %, со средней зольностью 20,74 %.

Выход самого мелкого класса крупностью -2,5+0,0 мм составил 9,79 % с зольностью 12,0 %.

3.2 Расчет ожидаемых результатов обогащения угля процессом отсадки и обогащения в тяжелых суспензиях

3.2.1 Расчет ожидаемых результатов обогащения угля процессом отсадки

Согласно, типовой схемы переработки углей приведенной на рисунке 14, выполним расчет ожидаемых результатов обогащения.

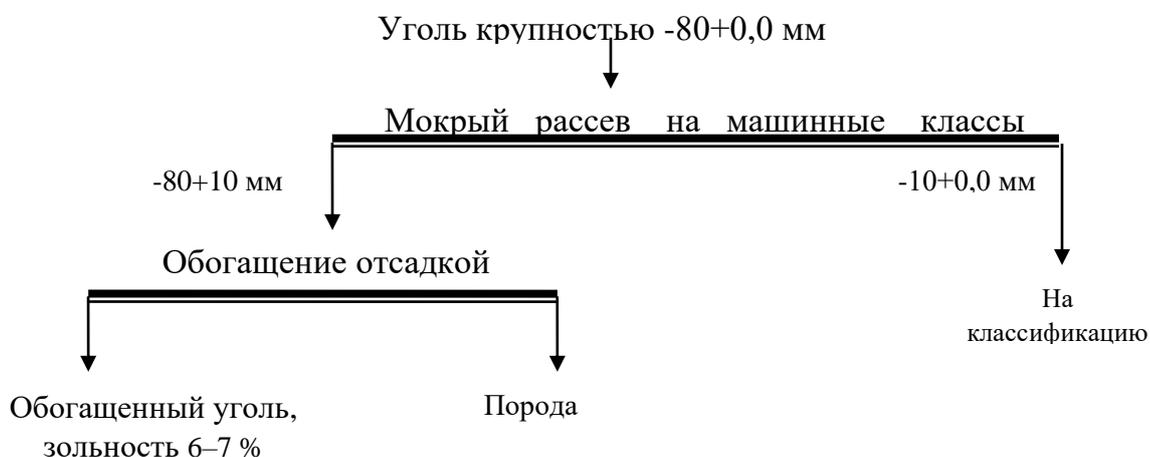
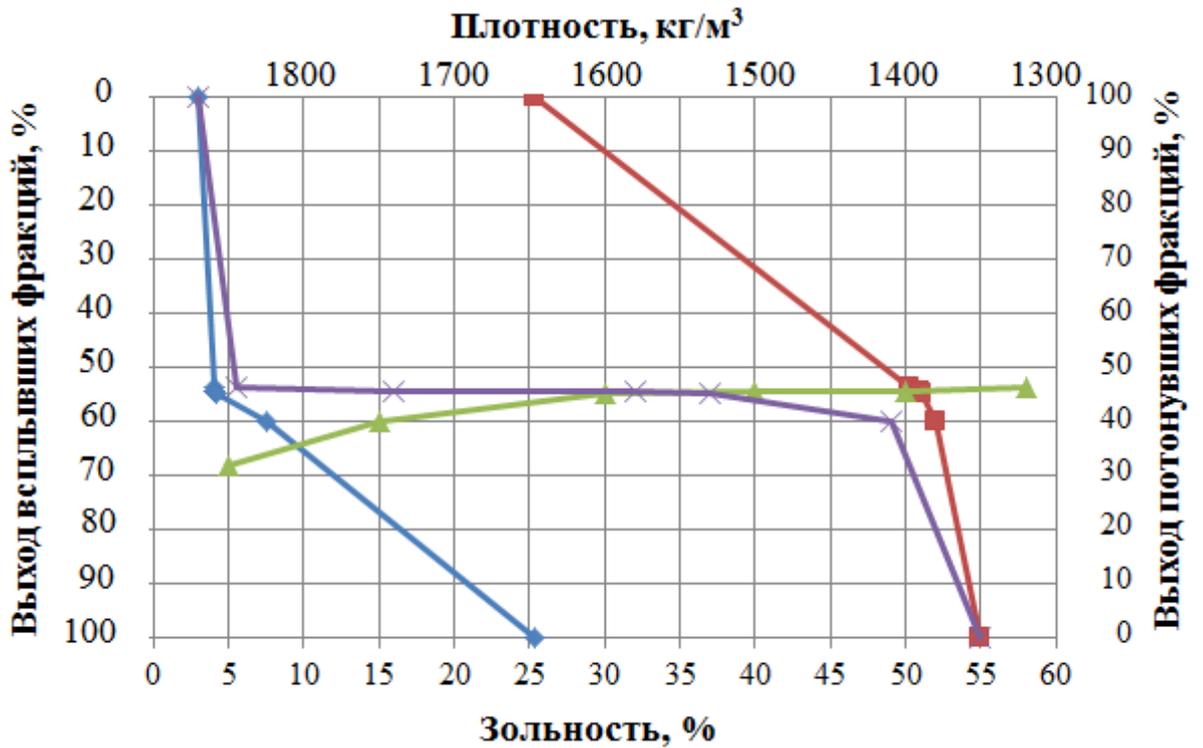


Рисунок 5 – Типовая схема переработки угля

Выполним расчет ожидаемых результатов обогащения отсадкой класса крупностью -80+0,0 мм с целью получения угля с содержанием золы не более 7 %, при этом плотность разделения по кривым обогатимости машинного класса крупностью -80+10 мм составит 1710 кг/м³.

Используя кривые обогатимости для каждого класса крупности определяем необходимые плотности разделения, соответствующие принятому содержанию во всплывшей фракции. Плотности разделения по классам

крупности (рисунки 6-8, кривые обогатимости классов -80+40 мм, -40+20 мм и 20+10 мм), при содержании золы в легкой фракции 6,7 % составят: -80+40 мм – 1705 кг/м³, -40+20 мм – 1710 кг/м³; 25+13 мм – 1710 кг/м³. Требуемые плотности разделения для всех классов практически одинаковы, что доказывает возможность их совместного обогащения в виде машинного класса крупностью -80+10 мм по плотности 1710 кг/м³.



1 – кривая потонувших фракций (красная); 2 – кривая элементарной фракции (фиолетовая); 3 – кривая всплывших фракций (синяя); 4 – кривая плотности разделения (зеленая)

Рисунок 6 – Кривые обогатимости класса -80+40 мм

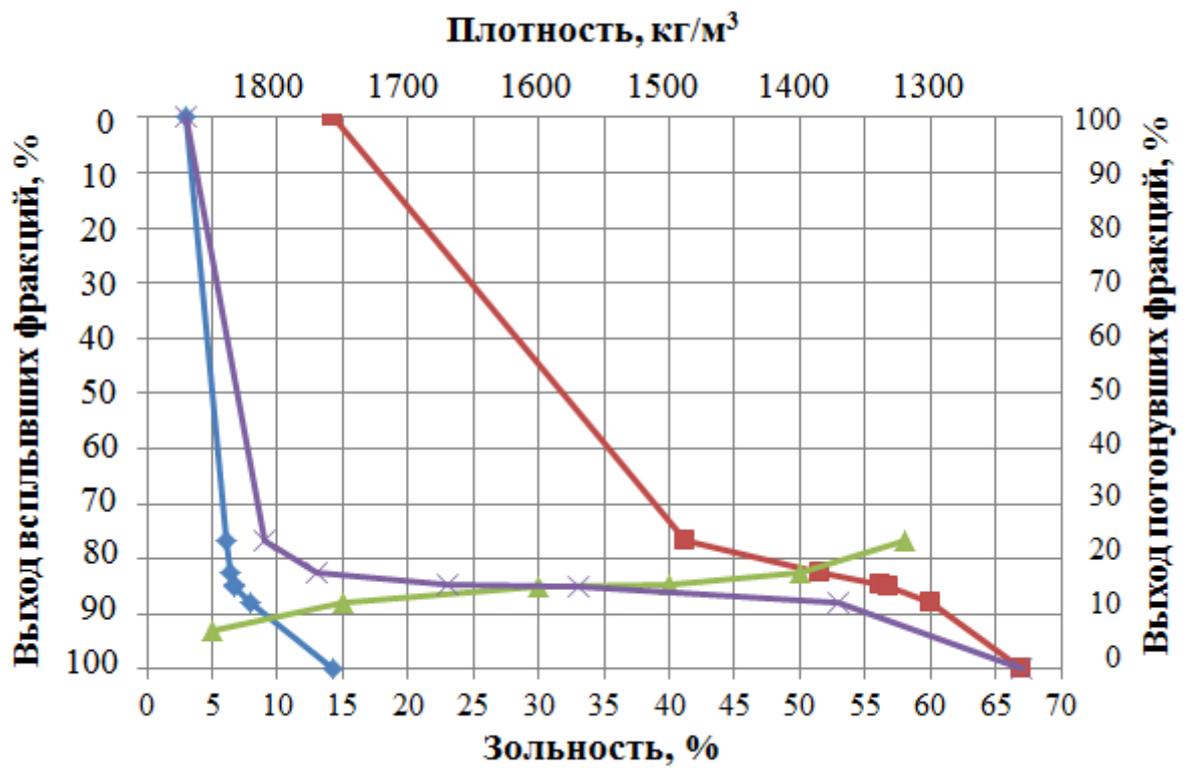


Рисунок 7 – Кривые обогатимости класса -40+20 мм

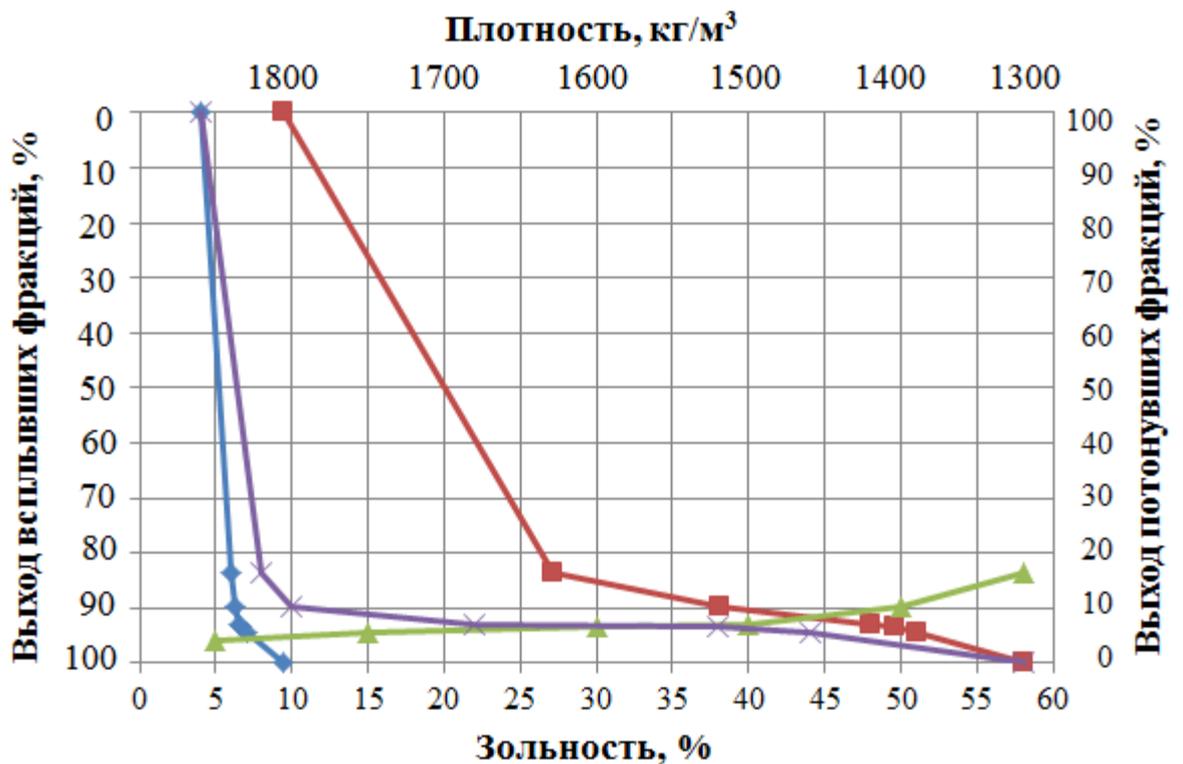


Рисунок 8 – Кривые обогатимости класса -20+10 мм

Далее выполняем расчет теоретического баланса продуктов гравитационного обогащения для суммарного класса крупности, при разделении по плотности 1710 кг/м³. Используя результаты фракционного анализа и кривые обогатимости суммарного класса -80+10 мм (рисунок 9) рассчитываем теоретический баланс для суммарного класса крупности -80+10 мм, таблица.

Таблица 2 – Теоретический баланс гравитационного обогащения суммарного класса -80+10 мм по плотности 1710 кг/м³

Продукты разделения	Выход, % от		Зольность, %
	класса	угля	
Фракция менее 1710	70,00	55,57	6,70
Фракция более 1710	30,00	23,81	53,07
Класс -80+10,0	100,00	79,38	20,61
Класс -10+0,0	-	20,62	11,40
Исходный уголь	-	100,00	18,71

Далее рассчитываются возможные результаты гравитационного обогащения осуществляемого в промышленном аппарате.

Рассчитанные значения индексов гравитационной обогатимости для всех классов крупности и для суммарных классов, показывают на возможность обогащения угля отсадкой, таблица 3.

Таблица 3 – Показатели индексов гравитационной обогатимости

Плотность разделения, кг/м ³	Величина индекса гравитационной обогатимости			
	-80+40 мм	-40+20 мм	-20+10 мм	-80+10 мм
1710	0,11	0,06	0,03	0,105

Используя данные кривых обогатимости (рисунок 9) рассчитываем ожидаемые результаты тяжелосредней сепарации с получением качественного угля.

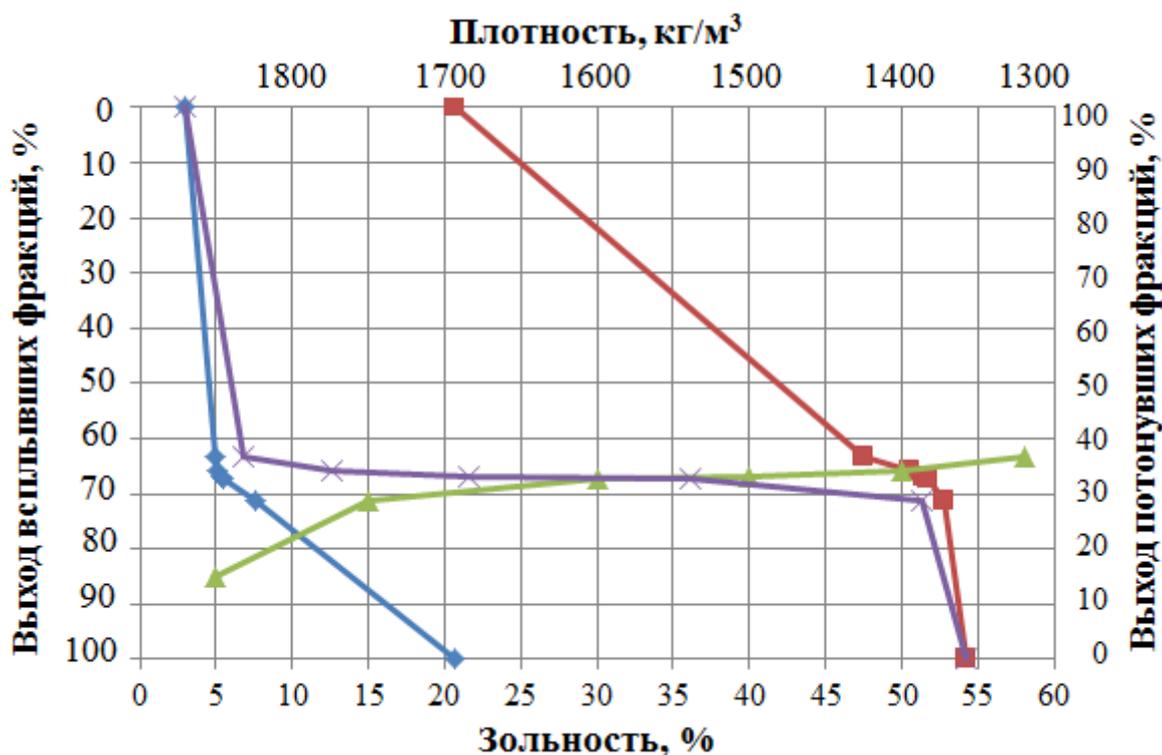


Рисунок 9 – Кривые обогатимости суммарного класса -80+10 мм

При обогащении отсадкой, величина средне вероятного отклонение E , которое учитывает зависимость между плотностью фракций и их извлечением, аналогичное интегральной кривой нормального распределения случайных величин, определенное нами составило $E = 70$ [6-9].

Для расчета ожидаемых результатов определяем переходные коэффициенты: переходной коэффициент по формуле (6), и коэффициент несовершенства по формуле (7):

$$K = 0,098 + \sqrt{0,098^2 + 1} = 1,103$$

$$J = \frac{0,07}{1710 - 1000} = 0,098 \text{ т/м}^2$$

Для плотностей, меньших, чем плотность разделения, пределы в одно отклонение рассчитываем по формуле (8) по аналогии:

$$\rho_i = \frac{\rho_{i-1} - \Delta}{1,103} + \Delta$$

Для плотностей, больших, чем плотность разделения пределы в одно отклонение рассчитываем по формуле (9) по аналогии:

$$\rho_{i+1} = (\rho_i - \Delta) * 1,103 + \Delta$$

Рассчитанные результаты приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Переходные коэффициенты и диапазоны пределов плотности

Коэффициент J	Коэффициент K	ρ_i для плотностей меньших ρ_p , кг/м ³	ρ_{i+1} для плотностей больших ρ_p , кг/м ³
0,098	1,103	1643	1783
		1583	1863
		1528	1952
		1478	2050

Расчет результатов обогащения отсадкой по плотности 1710 кг/м³ приведен в таблице 5

Таблица 5 – Расчет результатов обогащения отсадкой по плотности 1710 кг/м³

Плотность фракций, кг/м ³	Выход фракции легче верхнего предела, %	Выход данной фракции, %	Извлечение в легкий продукт. Долях единиц	Количество извлекаемых фракций, 5	Средняя плотность, кг/м ³	Зольность, %	Количество извлекаемого компонента, усл. ед.
-1478	67	67	-	-	-	-	-
1478–1528	67,5	0,5	0,01	0,005	1503	18,33	0,091
1528–1583	68	0,5	0,05	0,025	1555,5	32,3	0,807
1583–1643	68,5	0,5	0,16	0,08	1613	40,8	3,264
1643–1710	70	1,5	0,37	0,555	1676,5	43,6	24,198
1710–1783	73	3	0,37	1,11	1746	48	53,28
1783–1863	78	5	0,16	0,8	1823	49	39,2
1863–1952	83	5	0,05	0,25	1907,5	51	12,75
1952–2050	88	5	0,01	0,05	2001	53	2,65

Рассчитываем практический баланс.

По кривым обогатимости для класса -80+10 мм, теоретический выход фракции с плотностью менее 1710 кг/м³ составит 70 %, при содержании золы 6,7 %.

Количество легких фракций извлекаемых в тяжелую фракцию составит:

$$0,005+0,025+0,08+0,555=0,665 \%$$

Количество тяжелых фракций извлекаемых в легкую фракцию составит:

$$1,11+0,8+0,25+0,05=2,21 \%$$

Соответственно, выход легкой фракции составит:

$$70-0,665 + 2,21 =71,545 \%$$

Соответственно, выход тяжелой фракции составит:

$$100 \%-71,545 \% = 28,455 \%$$

Количество золы в легких фракциях, которые извлекаются в тяжелую фракцию, составит:

$$0,091+0,807+3,264+24,198=28,36 \text{ условных единиц.}$$

Количество золы в тяжелых фракциях, которые извлекаются в легкую фракцию, составит:

$$53,28+39,2+12,75+2,65=107,88 \text{ условных единиц,}$$

Соответственно, количество золы в легкой фракции составит:

$$(70 \cdot 6,7) -28,36+ 107,88 = 548,52 \text{ условных единиц.}$$

Содержание золы в легкой фракции составит:

$$548,52/71,545= 7,66 \%$$

Ожидаемый практический баланс получаемый при обогащении угля в тяжелых суспензиях, при разделении по плотности 1500 кг/м³, с получением малозольного угля приведен в таблице 6.

Таблица 6 – Практический баланс обогащения угля отсадкой

Продукты обогащения	Плотность разделения, кг/м ³	Выход, % от		Зольность, %
		класса	угля	
Легкая фракция	1710	71,545	56,79	7,66
Тяжелая фракция		28,455	22,59	53,17
Класс -80+10 мм	-	100,00	79,38	20,61

Вывод

Результаты практического баланса приведенного в таблице 6, показывают, что при плотности разделения 1710 кг/м^3 , возможно получение легкой концентратной фракции с содержанием золы $7,66 \%$ выходом $56,79 \%$ от рядового угля ($71,545 \%$ от класса $-80+10 \text{ мм}$).

3.2.2 Расчет ожидаемых результатов обогащения угля в тяжелых суспензиях

При обогащении в тяжелых суспензиях величина средне вероятного отклонение E , которое учитывает зависимость между плотностью фракций и их извлечением, аналогичное интегральной кривой нормального распределения случайных величин, определенное нами составило $E = 40$.

Для расчета ожидаемых результатов определяем переходные коэффициенты: переходной коэффициент по формуле (6), и коэффициент несовершенства по формуле (7):

$$K = 0,042 + \sqrt{0,042^2 + 1} = 1,043$$

$$J = \frac{0,03}{1710 - 1000} = 0,042 \text{ т/м}^2$$

Для плотностей, меньших, чем плотность разделения, пределы в одно отклонение рассчитываем по формуле (8) по аналогии:

$$\rho_i = \frac{\rho_{i-1} - \Delta}{1,043} + \Delta$$

Для плотностей, больших, чем плотность разделения пределы в одно отклонение рассчитываем по формуле (9) по аналогии:

$$\rho_{i+1} = (\rho_i - \Delta) * 1,043 + \Delta$$

Рассчитанные переходные коэффициенты приведены в таблице 7.

Таблица 7 – Переходные коэффициенты и диапазоны пределов плотности

Коэффициент J	Коэффициент K	ρ_i для плотностей меньших ρ_p , кг/м^3	ρ_{i+1} для плотностей больших ρ_p , кг/м^3
0,042	1,043	1680	1740
		1652	1772
		1625	1802
		1599	1840

Расчет результатов обогащения в тяжелых суспензиях по плотности 1710 кг/м³ приведен в таблице 8.

Таблица 8 – Расчет результатов обогащения в тяжелых суспензиях по плотности 1710 кг/м³

Плотность фракций, кг/м ³	Выход фракции легче верхнего предела, %	Выход данной фракции, %	Извлечение в легкий продукт. Долях единиц	Количество извлекаемых фракций, 5	Средняя плотность, кг/м ³	Зольность, %	Количество извлекаемого компонента, усл. ед.
-1599	67,5	67,5	-	-	-	-	-
1599–1625	68	0,5	0,01	0,005	1612	41,5	0,207
1625–1652	68,5	0,5	0,05	0,025	1638,5	42,5	1,062
1652–1680	69	0,5	0,16	0,08	1666	43,5	3,48
1680–1710	70	1	0,37	0,37	1695	44,7	16,54
1710–1740	71	1	0,37	0,37	1725	47,5	17,57
1740–1772	72	1	0,16	0,16	1756	48,5	7,76
1772–1805	74	2	0,05	0,1	1787	49	4,9
1805–1840	76,5	2,5	0,01	0,025	1822,5	50	1,25

Рассчитываем практический баланс.

По кривым обогатимости для класса -80+10 мм, теоретический выход фракции с плотностью менее 1710 кг/м³ составит 70 %, при содержании золы 6,7 %.

Количество легких фракций извлекаемых в тяжелую фракцию составит:

$$0,005+0,025+0,08+0,37=0,48 \%$$

Количество тяжелых фракций извлекаемых в легкую фракцию составит:

$$0,37+0,16+0,1+0,025=0,655 \%$$

Соответственно, выход легкой фракции составит:

$$70-0,48 + 0,655 =70,175 \%$$

Соответственно, выход тяжелой фракции составит:

$$100-70,175 \% = 29,825 \%$$

Количество золы в легких фракциях, которые извлекаются в тяжелую фракцию, составит:

$$0,207+1,062+3,48+16,54=21,289 \text{ условных единиц.}$$

Количество золы в тяжелых фракциях, которые извлекаются в легкую фракцию, составит:

$$17,545+7,76+4,9+1,25=31,455 \text{ условных единиц,}$$

Соответственно, количество золы в легкой фракции составит:

$$(70 \cdot 6,7) - 21,289 + 31,455 = 479,165 \text{ условных единиц.}$$

Содержание золы в легкой фракции составит:

$$479,165/70,175 = 6,83 \text{ \%}.$$

Ожидаемый практический баланс получаемый при обогащении угля в тяжелых суспензиях, при разделении по плотности 1500 кг/м^3 , с получением малозольного угля приведен в таблице 9.

Таблица 9 – Практический баланс обогащения угля в тяжелых суспензиях

Продукты обогащения	Плотность разделения, кг/м^3	Выход, % от		Зольность, %
		класса	угля	
Легкая фракция	1710	70,175	55,70	6,83
Тяжелая фракция		28,455	22,58	55,60
Класс -80+10 мм	-	100,00	79,38	20,61

Вывод

Результаты практического баланса приведенного в таблице 9, показывают, что при плотности разделения 1710 кг/м^3 , возможно получение легкой концентратной фракции с содержанием золы 6,83 % выходом 55,70 % от рядового угля (70,175 % от класса -80+10 мм).

3.2.3 Сравнение эффективности процессов отсадки и обогащения в тяжелых суспензиях

Для обоснования и рекомендации процесса гравитационного обогащения угля выполним сравнение практических балансов обогащения угля процессами отсадки и обогащения в тяжелых суспензиях с теоретическим. Сравнимые показатели сведены в таблицу 10.

Таблица 10 – Сравнение практических балансов с теоретическим

Продукты обогащения	Выход, % от		Зольность, %	Выход, % от		Зольность, %	Выход, % от		Зольность, %
	класса	угля		класса	угля		класса	угля	
	Теоретический баланс			Практические балансы					
				Отсадка			Тяжелые суспензии		
Легкая фракция	70,00	55,57	6,70	71,545	56,79	7,66	70,175	55,70	6,83
Тяжелая фракция	30,00	23,81	53,07	28,455	22,59	53,17	28,455	22,58	55,60
Класс - 80+10 мм	100,00	79,38	20,61	100,00	79,38	20,61	100,00	79,38	20,61

Анализом практических и теоретических балансов установлено, что:

1) Выход легкой фракции при отсадке больше теоретического на 1,545 %, при обогащении в суспензии на 0,175 %;

2) Зольность в легкой фракции при обогащении больше теоретической на 0,96 %, при обогащении в суспензии на 0,13 %

Несмотря на то, что процесс обогащения в тяжелых суспензиях является более совершенным, разница в показателях обогащения в сравнении с отсадкой незначительна, в виду легкой обогатимости угля.

В связи с вышеперечисленным, для обогащения машинного класса крупностью -80+10 мм угля Шубаркольского месторождения рекомендуется процесс отсадки ввиду своей простоты и дешевизны.

По результатам исследований для использования в промышленных условиях рекомендуется типовая гравитационная технология включающая обогащение машинного класса крупностью -80+10 мм в отсадочной машине, выделение класса -10+0,5 мм грохочением. Шламы крупностью -0,5+0,0 мм, рекомендуется складировать в шламохранилище на месте добычи и обогащения, рисунок 10.

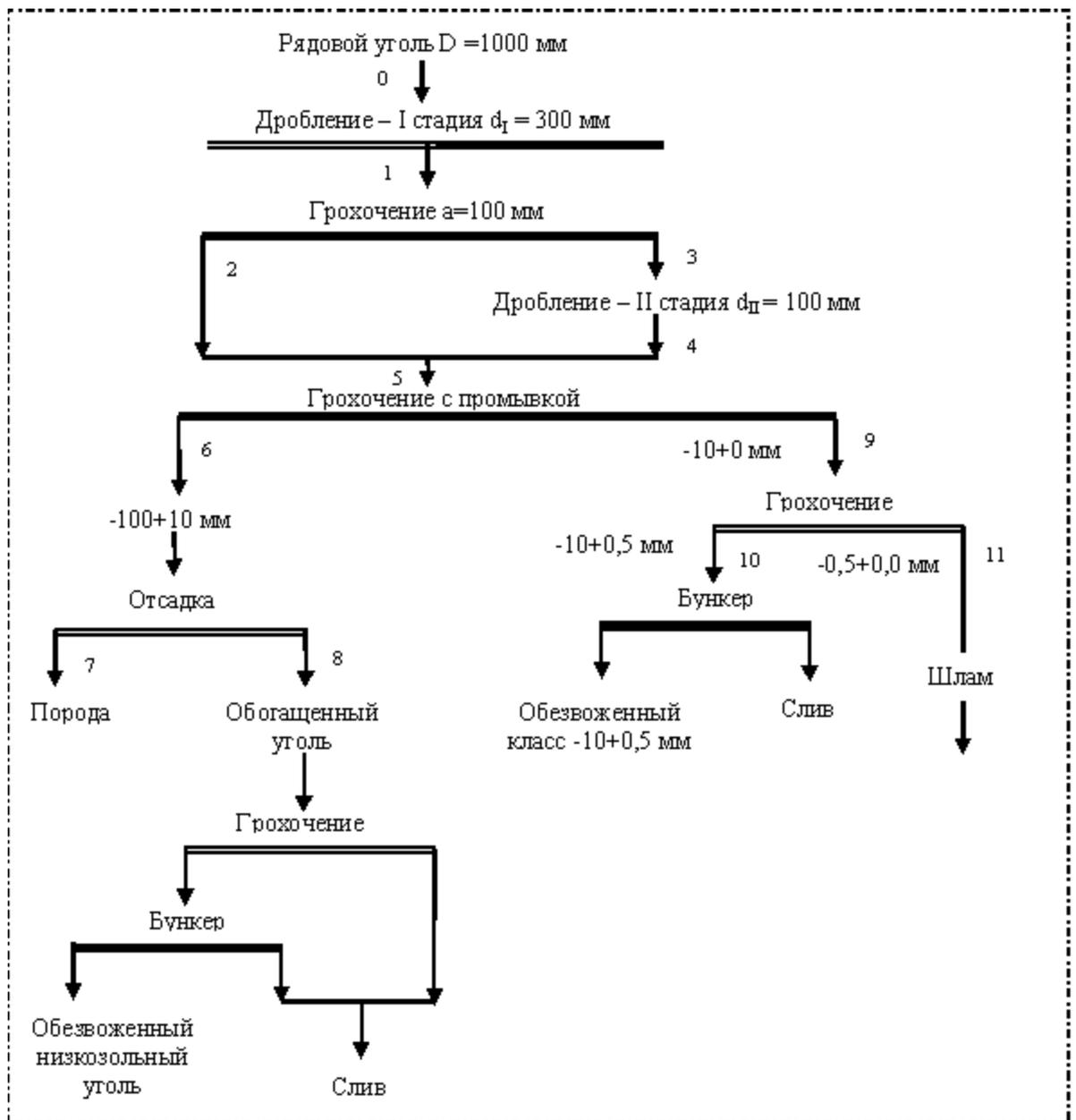


Рисунок 10 – Рекомендуемая схема обогащения угля Шубаркольского месторождения

4 Экономическая часть

В соответствии с выбранной схемой исследовательских экспериментальных работ проводится расчет капитальных вложений

Общая сумма капитальных затрат на проведенные работы по определению эффективности обогащения угля определяется следующим образом:

Затраты на фонд заработной плату;

Затраты на налоги и другие обязательные платежи;

Затраты на приобретение материалов;

Прочие затраты;

Расчет капитальных вложений на работы ведется на основе сводной сметной стоимости. Результаты расчетов приведены в таблице 11-17.

В таблице 11 приведено штатное расписание

Таблица 11 – расходы сотрудникам

Ф.И.О. сотрудника	Должность по проекту	Фонд заработной платы	2023 год		
			февраль	Март	апрель
Мотовилов Игорь Юрьевич	Научн. Руков	1 500 000	500 000	500 000	500 000
Ахметов Жандос	Научн. сотрудник	750 000	250 000	250 000	250 000
Махмедун Айтуар	Научн. сотрудник	750 000	250 000	250 000	250 000
Ерасыл Ермахан	Научн. сотрудник	750 000	250 000	250 000	250 000
Ермагамбетова Қымбат	Науч. сотрудник	750 000	250 000	250 000	250 000
Итого		4 500 000	1 500 000	1 500 000	1 500 000

Налоги и другие обязательные платежи в бюджет рассчитываются следующим образом

Социальный налог по формуле (11):

$$СН = \left(\frac{(\text{ФЗП} \times 0.9 - \text{ФЗП} \times 0.02) \times 9.5}{100} \right) - \text{СО}, \quad (11)$$

$$СН = \frac{(4500000 \times 0.9 - 4500000 \times 0.02) \times 9.5}{100} - 141750 = 234450$$

Социальные отчисления по формуле (12):

$$CO = \frac{\PhiЗП \times 0.9 \times 3.5}{100}, \quad (12)$$

$$CO = \frac{4500000 \times 0.9 \times 3.5}{100} = 141750$$

Медицинское страхование по формуле (13)

$$MC = \frac{\PhiЗП \times 3}{100}, \quad (13)$$

$$MC = \frac{4500000 \times 3}{100} = 135000$$

Итого

$$CH = 234450$$

$$CO = 141750$$

$$MC = 135000$$

В таблице 12 приведены расходы на приобретение материалов

Таблица 12 – Приобретение материалов

Наименования материалов	Кол-во	Цена, тенге	Сумма, тенге
уголь	300 кг	25 000тг/т	7500
ZnCl ₂	30 кг	1000 тг/кг	30000
Закуп Средств Защиты			
Перчатки	30	500 тг/шт	15000
8	5	2000 тг/шт	10000
Итого			62500

В таблице 13 приведен расчет прочих услуг и работ

Таблица 13 – Прочие услуги и работы

Наименования услуг	Кол-во	Цена, тенге	Сумма, тенге
За 2022			
Анализ на зольность	50	2000	100000
Итого			100000

В таблице 14 приведен сводный сметный расчет

Таблица 14 – Сводный сметный расчет

Наименования статьи затрат	Сумма, запланированная по смете
Оплата труда	4500000
НДС (12%)	750000
Банковские услуги (0,5%)	35000
Накладные расходы (10%)	1041300
Приобретение материалов	62500
Прочие услуги и работы	100000
Налоги и другие обязательные платежи в бюджет	
<i>Социальный налог (6%)</i>	234450
<i>Социальные отчисления (3,5%)</i>	141750
<i>Медицинское страхование (3%)</i>	135000
Итого	7000000

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Целью данной дипломной работы являлся расчет ожидаемых результатов по обогащению Шубаркольского угля методами отсадки и тяжелыми суспензиями.

По результатам фракционных анализов и коэффициенту несовершенства процессов были рассчитаны теоретические и практические балансы. Теоретические и практические балансы, показали целесообразность обогащения угля по плотности 1710 кг/м^3 с целью выделения тяжелых фракций с повышенным содержанием золы.

Анализом практических и теоретических балансов установлено, что:

- Выход легкой фракции при отсадке больше теоретического на 1,545 %, при обогащении в суспензии на 0,175 %;

- зольность в легкой фракции при обогащении больше теоретической на 0,96 %, при обогащении в суспензии на 0,13 %

Несмотря на то, что процесс обогащения в тяжелых суспензиях является более совершенным, разница в показателях обогащения в сравнении с отсадкой незначительна, в виду легкой обогатимости угля.

В связи с вышеперечисленным, для обогащения машинного класса крупностью $-80+10$ мм угля Шубаркольского месторождения рекомендуется процесс отсадки ввиду своей простоты и дешевизны.

По результатам исследований для использования в промышленных условиях рекомендуется гравитационная технология включающая обогащение машинного класса крупностью $-80+10$ мм в отсадочной машине, выделение класса $-10+0,5$ мм грохочением. Шламы крупностью $-0,5+0,0$ мм, рекомендуется складировать в шламохранилище на месте добычи и обогащения.

Выполненным экономическим расчетом установлено цена на проведение исследовательской работы которая составила 7000000 тенге.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Прейгерзон Г.И. Обогащение угля. – М.: Недра, 1969, - С. 472.
- 2 Митрофанов С. И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Госгортехиздат, 1962
- 3 Леонов С. Б., Белькова О. Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Интернет инжиниринг, 2001. – 631 С.
- 4 ГОСТ 4790–80. Метод фракционного анализа. – М.: Недра, 1988. – 22 С.
- 5 Верховский И.М. Основы проектирования и оценки процессов обогащения полезных ископаемых. – М.: Углеиздат, 1949, 50–154 с.
- 6 Навроцки Е. Графо – аналитические методы оценки работы гравитационных аппаратов. – Пер. изд., ПНР. – 1976. М.: Недра. – 1980. – 253 с.
- 7 Райвич И.Д. Гравитационная обогатимость дробленых руд цветных металлов и расчет результатов их гравитационного обогащения // учебное пособие – Алма-Ата, 1985. – 82 С.
- 8 Райвич И.Д. Индекс гравитационной обогатимости полезных ископаемых. Изв. вузов. Цветная металлургия, 1977. – № 2. – С. 13–17.
- 9 Коткин А.М., Ямпольский М. Н., Геращенко К. Д. Оценка обогатимости угля и эффективности процессов обогащения. – М.: Недра, 1982.
- 10 Кармазин В.В. Магнитные и электрические методы обогащения / В.В.Кармазин, В.И.Кармазин. М.: Недра, 1988.
- 11 Кравец Б. Н. Специальные и комбинированные методы обогащения. М.: Недра, 1986.
- 12 Справочник по обогащению руд. Основные процессы / Под ред. О.С.Богданова. М.: Недра, 1982
- 13 Фоменко Т. Г., Бутовецкий В. С., Погарцева Е. М. Исследование углей на обогатимость. М., «Недра», 1978,
- 14 Шилаев В. П. Основы обогащения полезных ископаемых. Учебное пособие для узо в.— М.: Недра, 1986, 296 с.
- 15 В. А. Глембоцки и, в. И. Классен флотационные методы обогащения
- 16 Классен В.И. Флотация углей / В.И. Классен. — М.: ГНИТИ, 1963.
- 17 Таггарт А. Ф. Справочник по обогащению полезных ископаемых: в 3 т.
- 18 Фоменко Т. Г. Технология обогащения углей: справочное пособие / Т. Г. Фоменко, В.С. Бутовецкий, Е. М. Погарцева. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1985. — 367 с.