

## **Выбор плотности разделения угля в технологических процессах обогатительной фабрики с целью увеличения выхода концентрата**



**КОЗЛОВ Вадим Анатольевич**

Канд. техн. наук, доцент, главный технолог  
компании «Коралайна Инжиниринг»  
105005, г.Москва, Россия, e-mail: vak@coralina.ru



**НОВАК Вадим Игоревич**

Канд. техн. наук, директор угольного департамента  
компании «Коралайна Инжиниринг»  
105005, г.Москва, Россия, e-mail: novak@coralina.ru

*Эффективности работы углеобогатительных фабрик практически не уделяется должного внимания. Главным показателем для недропользователей является объём переработки и выход концентрата. Работа углеобогатительных фабрик в большинстве случаев строится на опытно-вероятностном подходе к выбору параметров технологических процессов для получения максимально возможного выхода концентрата. В статье рассмотрено решение задачи оптимизации работы обогатительной фабрики согласованным регулированием плотности разделения в смежных машинных классах с целью получения максимального выхода концентрата на основе положений теоремы Рейнгардта. Вопрос очень важный, так как от этого зависит экономическая эффективность предприятия. Общепринятый подход к условиям разделения угля в технологических процессах обогатительной фабрики предполагает обогащение угля, ориентированное на получение в смежных машинных классах концентратов с одинаковой зольностью, равной требуемой зольности общего товарного концентрата по фабрике. Такой подход может привести к снижению общего выхода концентрата до 2%. Несложно подсчитать, что при переработке 3 млн. тонн это составит до 60 тысяч тонн потерь концентрата в год. Для решения проблемы предлагается применить методику корректировки плотности разделения в технологических процессах с ориентацией на получение максимального выхода концентрата. Методика основана на выборе плотностей разделения угля, при которых средние зольности элементарных слоев разделения фракций угля в смежных машинных классах будут равны зольности элементарных слоев разделения общего объединенного класса угля. На каждой обогатительной фабрике должны быть разработаны мероприятия по повышению эффективности работы и алгоритм выхода на оптимальный режим работы.*

**Ключевые слова:** технологическая схема, машинный класс крупности угля, плотность разделения угля, концентрат, зольность, выход концентрата, погрешность разделения, кривые обогатимости, балансы обогащения, эффективность обогащения

## Введение

План развития угольной отрасли Кузбасса предусматривает увеличить добычу угля к 2021 году до 280 млн. тонн в год. Объем обогащения добытого угля составит 197 млн. тонн в год и увеличится на 13% по сравнению с 2018 годом. Необходимо отметить, что эффективности работы углеобогачительных фабрик практически не уделяется должного внимания. Главным показателем для недропользователей является объем переработки и выход концентрата. Работа углеобогачительных фабрик в большинстве случаев строится на опытно-вероятностном подходе к выбору параметров технологических процессов для получения максимально возможного выхода концентрата.

Углеобогачительные фабрики (ОФ) имеют технологические схемы, в которых уголь делится, как правило, на три-четыре машинных класса: в крупной схеме –13(25)-100(200) мм, в мелкой схеме – 0,5(1)-13 мм и в шламовой схеме два класса – 0,15(0,25)-1 мм и флотация 0-0,15(0,25) мм. Возможно также применение более широкого флотационного класса 0-0,5 мм.

Понятие машинного класса предполагает обогащение угля в обогатительном аппарате, конструкция которого приспособлена для работы с материалом определенной крупности. Как правило, крупный класс обогащается в тяжелосредних сепараторах или отсадочных машинах, мелкий класс в тяжелосредних гидроциклонах или отсадочных машинах, зернистый шлам – в спиральных сепараторах, сепараторах с качающимся слоем (гидросайзерах), тонкий шлам – во флотомашин и др.

Если позволяет обогатимость угля, применяются схемы обогащения широким классом 1(2) - 75(100) мм в одном аппарате - в отсадочной машине или в тяжелосреднем гидроциклоне большого диаметра (1000 – 1500 мм) без деления угля на крупный и мелкий классы.

Современные схемы обогащения шламов коксующихся углей многообразны (табл. 1).

Таблица 1.

**Современные схемы обогащения шламов на ОФ**

№	Обогатительная фабрика	Крупность шлама, мм	Оборудование (методы обогащения)
1	«Северная» (г. Кемерово)	0,15-2 0,04-0,15 0-0,04	Спиральные сепараторы Колонные флотомашины Колонные флотомашины
2	«Свято-Варваринская» (г. Покровск, Украина)	0,15-1 0,04-0,15 0-0,04	Сепаратор типа «CrossFlow» Колонные флотомашины Колонные флотомашины
3	«Распадская» (г. Междуреченск)	0,15-1,3 0-0,15	Спиральные сепараторы Флотация в механических машинах

4	«Карагайлинская» (п. Карагайла, Кузбасс)	0,15-1 0-0,15	Спиральные сепараторы Флотация в механических машинах
5	«Краснобродская- Коксовая» (г. Белово)	0,3-1 0-0,3	Спиральные сепараторы Флотация в механических машинах
6	«Денисовская» (г. Чульман, Якутия)	0,5-2 0,25-0,5 0-0,25	Тяжелосредные гидроциклоны Гидросайзеры Флотация в механических машинах

Есть и другие схемы обогащения угольных шламов [1].

При общем многообразии технологических схем углеобогащательных фабрик приходится решать одну задачу: получить максимально возможный выход товарного концентрата заданного качества. Необходимо отметить, чем больше в схеме машинных классов, тем сложнее решение этой задачи [2].

Важнейший для углеобогащателей вопрос:	<b>Как на обогатительной фабрике увеличить выход концентрата заданного качества?</b>
--	--

### **Решение**

Чтобы ответить на поставленный вопрос необходимо будет на конкретном примере рассчитать практические балансы обогащения угля по алгоритму, показанному на схеме (рис. 1). Практические балансы отличаются от теоретических тем, что в них учитывается взаимозасорение продуктов обогащения в обогатительных аппаратах.

**Алгоритм расчета практических балансов** предполагает три варианта подхода:

- с ориентацией на одинаковую заданную зольность концентрата в машинных классах (технологических процессах),
- установлением одинаковой плотности разделения угля в технологических процессах,
- с выходом на одинаковую зольность элементарных слоев разделения угля в смежных машинных классах.

Первый вариант опирается на встречающееся среди технологов на углеобогащательных фабриках мнение, что «если задана зольность, например, для общего товарного концентрата коксующихся углей 9,5 %, то и в каждом технологическом процессе фабрики надо стремиться получать зольность 9,5 %». При этом плотности разделения угля в технологических процессах могут существенно различаться.

Применяя этот принцип, мы, действительно, получим кондиционный по качеству концентрат, но, оказывается, фактический выход концентрата в целом по обогатительной фабрике будет меньше максимально достижимого значения.

Второй вариант расчета опирается на принятый в мировой практике углеобогащения принцип [5, 6]: «Чтобы получить максимальный выход концентрата на заданную

зольность, разделение угля в смежных классах крупности необходимо производить по одинаковой плотности, равной плотности разделения объединенного класса угля».

Третий вариант ориентируется на положение известной в теории углеобогащения *теоремы Рейнгардта* «О максимальном выходе концентрата». В работах [3, 4] приводится следующая интерпретация теоремы: «Если при раздельном обогащении нескольких углей требуется получить суммарный концентрат с заданной зольностью, то максимальный суммарный выход концентрата с общей заданной зольностью будет получен при одинаковой средней зольности элементарных слоев разделения».

ИДЕЯ КРАТКО	ПРОБЛЕМА	ПОЧЕМУ ЭТО ПРОИСХОДИТ	РЕШЕНИЕ	ЧТО ДЕЛАТЬ
	Выход концентрата ниже возможно достижимого	Использование упрощенного подхода к выбору параметров разделения угля	При выборе плотностей разделения угля применять условие теоремы Рейнгардта	Провести аудит работы ОФ. Разработать алгоритм выхода на оптимальный режим работы

Приведем результаты расчета практических балансов на примере обогащения трех машинных классов по современной технологической схеме обогатительной фабрики, согласно которой класс 2-70 мм обогащается в тяжелосреднем гидроциклоне диаметром 1000 мм, класс 0,3-2 мм – в сепараторе с качающимся слоем типа «Кроссфлоу» и шлам крупностью 0-0,3 мм – в механической камерной флотомашине. Фракционные составы исходного угля класса 0-70 мм и смежных машинных классов 2-70 мм и 0,3-2 мм и гранулометрический состав угля приведены в *табл. 2, 3*. Требуется получить общий концентрат зольностью 9,5 %.

Согласно схеме на *рис. 1* производятся пошаговые расчеты.

По данным *табл. 2* строим кривые обогатимости для класса 0-70 мм, и по ним определяем теоретический выход концентрата на заданную зольность 9,5 % (*рис. 2*). Построение кривых обогатимости, расчеты теоретических и практических балансов производим с помощью специальной программы для ЭВМ [7].

В теоретическом балансе продуктов обогащения (*табл. 4*) выход концентрата составляет 70,08 %, что является максимально возможной величиной, недостижимой при практическом обогащении угля.

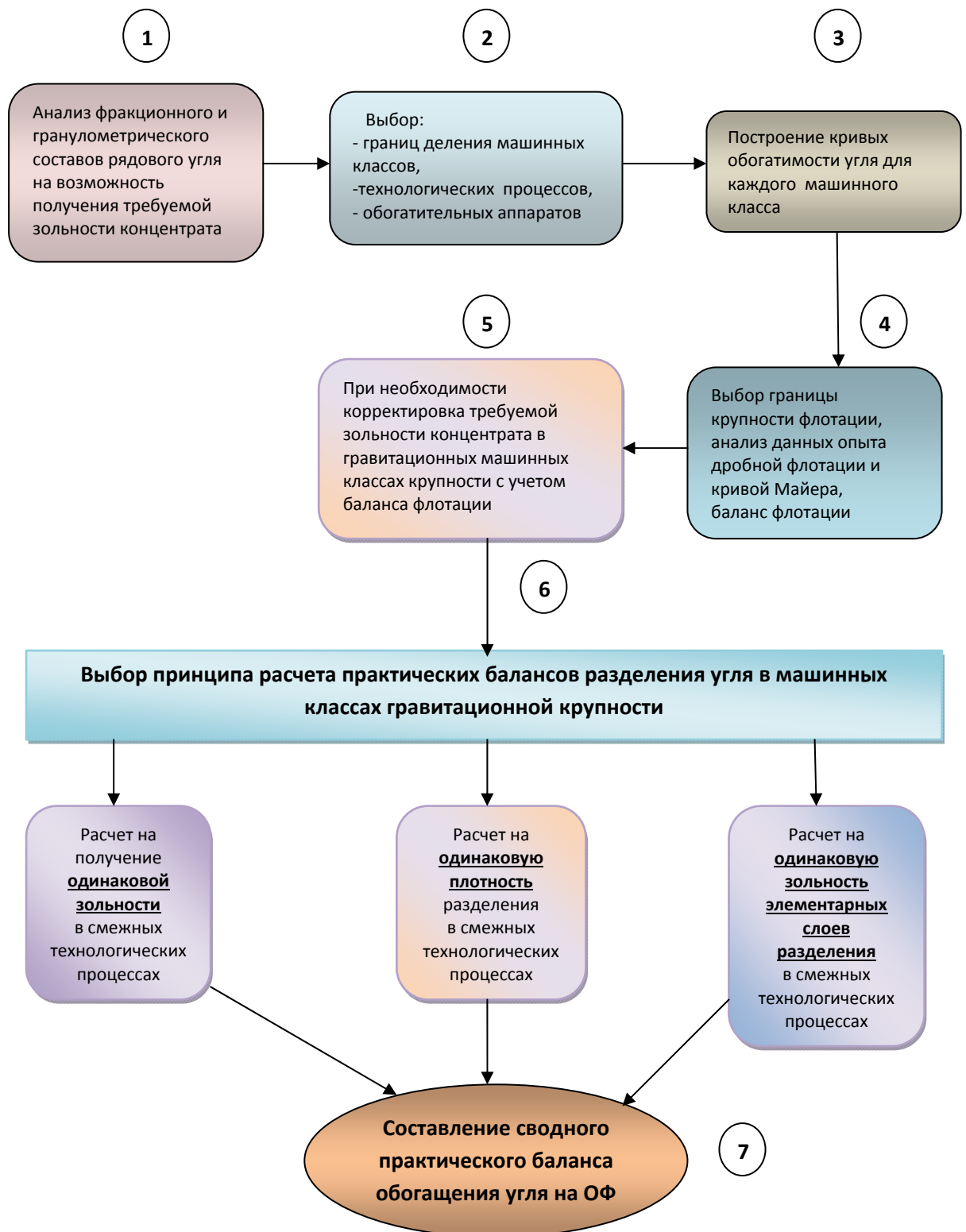


Рис. 1. Алгоритм - схема для расчета практических балансов продуктов обогащения угля

Таблица 2

## Фракционный состав исходного угля класса 0-70 мм

Плотность фракций $кг / м^3$	Исходный уголь		Класс 2-70 мм		Класс 0,3-2 мм	
	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %
1	3	4	5	6	7	8
1200-1300	45,05	5,77	34,02	6,93	59,70	5,15
1300-1400	19,12	13,60	19,02	14,47	17,95	12,95
1400-1500	4,89	23,12	4,69	22,68	4,90	24,05
1500-1600	1,44	33,16	1,47	33,58	1,90	30,97
1600-1700	1,56	41,90	1,64	42,96	1,80	37,43
1700-1800	1,69	49,56	1,83	51,08	1,70	43,49
1800-1900	1,83	56,32	2,04	58,13	1,60	49,22
1900-2000	1,97	62,32	2,28	64,29	1,50	54,67
2000-2800	22,45	82,86	33,01	85,02	8,95	74,71
<b>Итого:</b>	<b>100,0</b>	<b>29,16</b>	<b>100,0</b>	<b>39,02</b>	<b>100,0</b>	<b>16,87</b>

Таблица 3

## Гранулометрический состав исходного угля

Класс крупности, мм	Выход, %	Зольность, %
2 - 70	56,04	39,02
0,3 - 2	25,94	16,87
<b>Итого: 0,3 - 70</b>	<b>81,98</b>	<b>32,01</b>
Шлам 0 – 0,3	18,02	16,21
<b>Всего:</b>	<b>100,0</b>	<b>29,16</b>

Таблица 4

## Теоретический баланс продуктов обогащения угля класса 0-70 мм

Наименование продукта	Выход, %	Зольность, %	Плотность разделения, $кг / м^3$
Концентрат	70,08	9,50	1570
Отходы	29,92	75,21	
<b>Итого:</b>	<b>100,0</b>	<b>29,16</b>	

Показатель обогатимости угля согласно ГОСТ 10100-84 будет  $T = 6,4\%$ , что относит его к категории «средней» обогатимости.

Для сравнения международный показатель обогатимости по *Бэрду* имеет значение при плотности разделения  $1570 \text{ кг/м}^3 - 3,0\%$ , что относит уголь к «легкой» категории обогатимости [8].

Далее используются данные лабораторных исследований дробной флотации угольного шлама класса 0-0,3 мм, по которым строится *кривая Майера* и определяется выход флотоконцентрата и время флотации на заданную зольность флотоконцентрата [9].

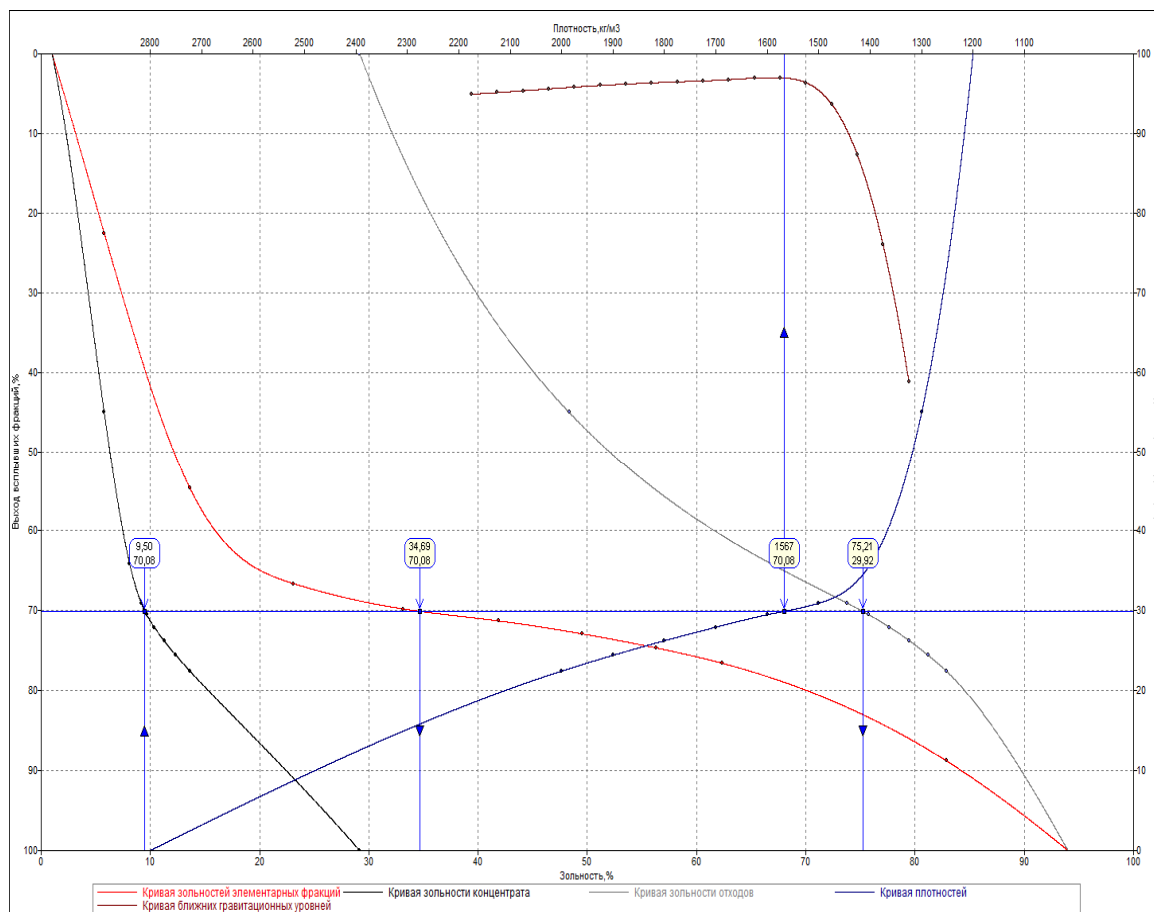


Рис. 2. Кривые обогатимости исходного угля класса 0-70 мм

Если по результатам дробной флотации зольность флотоконцентрата получается отличной от заданного значения 9,5 %, то по теоретическому балансу вычисляется скорректированная зольность концентрата в более крупных машинных классах, которую необходимо получить, чтобы выйти на заданную зольность общего концентрата по фабрике 9,5 %.

В нашем примере, по *кривой Майера\**, построенной по данным опыта дробной флотации, выход флотоконцентрата зольностью 9,5 % будет 89,1 %. Зольность хвостов флотации составила 71,28 %, что более 70 % и предполагает относительно «оправданные» потери угля с отходами.

Следовательно, нам нет необходимости корректировать зольность крупного концентрата и в классе 0,3-70 мм мы будем ориентироваться на ту же требуемую зольность концентрата 9,5 %.

На следующем шаге по *табл. 2* вычисляем фракционный состав угля объединенного класса 0,3-70 мм, строим кривые обогатимости\* и находим, что при золе концентрата 9,5 % плотность разделения угля  $\rho_{9,5}$  равна 1480 кг/м<sup>3</sup>. Фиксируем на кривой обогатимости зольность фракций элементарных слоев разделения, которая равна 28,59 %.

Далее по данным *табл. 2* строим кривые обогатимости для частных машинных классов 2-70 мм и 0,3-2 мм\*. Разделение угля выполняем, согласно принципу, принятому в мировой практике [5], по одинаковой плотности разделения  $\rho_{9,5}=1480 \text{ кг/м}^3$  и с помощью программы ЭВМ [7] рассчитываем практические балансы обогащения для каждого машинного класса. Зольность элементарных слоев разделения в машинных классах при плотности  $1480 \text{ кг/м}^3$  будет 27,71 %, что меньше значения 28,59 % для объединенного класса 0,3-70 мм.

Следующим шагом будем стремиться выполнить условия *теоремы Рейнгардта*. В классе 2-70 мм зольность фракций элементарных слоев 28,59 % будет при плотности разделения  $1500 \text{ кг/м}^3$ . Необходимо заметить, что минимальные изменения плотности, которые можно надежно инструментально измерять и регулировать современными средствами КИПиА, составляют  $10 \text{ кг/м}^3$  [10]. Поэтому принимаем эту величину за минимальный шаг изменения плотности суспензии, в случае необходимости снижения зольности концентрата в технологическом процессе, которая будет гарантировать зольность общего концентрата по ОФ на уровне 9,50 %.

Зольность фракций элементарных слоев разделения в крупном классе 2-70 мм при плотности разделения  $1490 \text{ кг/м}^3$  будет 27,86 %, что немного меньше зольности элементарных фракций слоев разделения 28,59 %, получаемого при теоретическом разделении угля, без учета погрешности разделения в обогатительном аппарате.

Составляем сводные таблицы практических балансов для трех вариантов расчета алгоритм - схемы согласно *рис.1*. В *табл. 5* представлен для примера практический баланс, рассчитанный для варианта-3 по теореме Рейнгардта.

*Таблица 5*

**Практический баланс обогащения угля,  
с учетом положения теоремы Рейнгардта**

Наименование продукта	Выход к р.у., %	Зольность, %
Концентрат 2-70 мм	31,94	10,56
Концентр 0,3-2 мм	21,22	7,90
Флотоконцентрат	16,06	9,50
<b>Итого концентрат:</b>	<b>69,22</b>	<b>9,50</b>
Отходы 2-70 мм	24,10	76,73
Отходы 0,3-2 мм	4,72	57,24
Хвосты	1,96	71,28
<b>Итого отходы:</b>	<b>30,78</b>	<b>73,38</b>
<b>Всего:</b>	<b>100,0</b>	<b>29,16</b>

В *табл. 6* сведены основные показатели результатов расчетов практических балансов по трем вариантам.



**Таблица сравнения основных показателей по трем вариантам разделения угля в технологических процессах ОФ на зольность концентрата 9,50 %**

Показатели	Расчет на получение <u>одинаковой зольности</u> в смежных технологических процессах	Расчет на <u>одинаковую плотность разделения</u> в смежных технологических процессах	Расчет на <u>одинаковую зольность элементарных слоев разделения</u> в смежных технологических процессах
<b>Выход концентрата, %</b>	67,25	68,81	69,22
<b>Зольность отходов, %</b>	69,54	72,74	73,38
<b>Эффективность обогащения, %</b>	95,96	98,19	98,77

С коррекцией плотности разделения по теореме Рейнгардта выход концентрата составил 69,22%, что на 0,41% выше, чем при разделении угля по одинаковой плотности разделения 1480 кг/м<sup>3</sup> в машинных классах.

Таким образом, **максимально возможный выход концентрата** наблюдается, когда зольность фракций элементарных слоев разделения в частных машинных классах равна зольности элементарных слоев разделения объединенного машинного класса. Соответственно, наиболее высокая эффективность обогащения достигается при обогащении угля на одинаковую плотность разделения, а еще более высокая – при обогащении угля по условию теоремы Рейнгардта.

Потери угля при работе по условию теоремы Рейнгардта будут существенно меньше [11], чем при других вариантах.

Таким образом, принимая на обогатительной фабрике одинаковую плотность разделения в смежных технологических процессах, с последующей небольшой корректировкой плотности на 10-20 кг/м<sup>3</sup> в соответствии с теоремой Рейнгардта, можно получить максимально возможный практический выход концентрата. В нашем примере, выход концентрата при обогащении по условию теоремы Рейнгардта на 1,97 % больше, чем при обогащении угля с ориентацией на получение в машинных классах одинаковой зольности концентрата.

### **Заключение**

Мы показали, что возможно увеличение выхода концентрата корректировкой плотности разделения в смежных машинных классах крупности угля. Часто на обогатительных фабриках принимают неоптимальные значения плотностей разделения в технологических процессах, подходу упрощенно к заданию технологических параметров. Это приводит к потерям выхода концентрата. Величина потерь выхода концентрата, как правило, может достигать 2 % абс. Чтобы найти алгоритм оптимизации работы фабрики, ориентированный на получение максимально возможного выхода концентрата,

необходимо провести аудит технологических процессов. По данным аудита и методике, принципы которой изложены в данной статье, разрабатывается алгоритм действий по выходу обогатительной фабрики на оптимальный режим и его поддержание.

Для этого на первом этапе не требуется капитальных затрат на оборудование. Наша методика основана на внедрении организационных мероприятий работы технологического персонала. Авторы готовы выполнить анализ работы обогатительной фабрики и показать возможность повышения эффективности ее работы с увеличением выхода концентрата.

На втором этапе с целью исключения «человеческого фактора» влияния на технологический процесс рассматривается установка системы автоматизации технологических процессов, работающих по специальным алгоритмам. Система устанавливается на предприятии без остановки основного производства.

### Список литературы

1. Новак В.И., Козлов В.А. Обзор современных способов обогащения угольных шламмов // Горнопромышленные ведомости (еженедельный бюллетень), – № 7(57), – 2012. М.: Изд-во ООО «Майнинг Медиа Групп». – С. 48-50.
2. Power D.P., McMillan K. Reconciliation processes for coal preparation plant // XVII International Coal Preparation Congress. – Istanbul, Turkey: Aral Group. – 2013. pp. 533-540.
3. Артюшин А.С. Проектирование углеобогачительных фабрик. – М.: Недра, 1984. – 203 с.
4. Меллер Э.Ф. Теория исследования каменных углей на обогатимость. – Харьков: ОНТИ, 1935. – 114 с.
5. Honaker R., Luttrell J., Bratton B. «Coal Prep» Workshop Performance Prediction and Monitoring. Session 5: Plant Optimization // Coal Preparation Conference and Exhibition, – Lexington, Kentucky, April 30 – May 3, – 2007.
6. Clarkson C. J., Goffinet M., Edward D. Generation of coal quality data for the optimization of coal preparation design // XVII International Coal Preparation Congress. – Istanbul, Turkey: Aral Group. – 2013. pp. 525-532.
7. Свидетельство о гос. Регистрации программы для ЭВМ № 2010616135. Козлов Е.В. Анализ фракционного состава материала по плотности. Заявка № 2010615449 от 07.09.2010 – зарег. 17.09.2010.
8. Павлович В.И., Фоменко Т.Г., Погарцева Е.М. Определение показателей обогащения углей. – М.: Недра, 1966. – 139 с.
9. Антипенко Л.А. Методы оценки обогатимости углей // Уголь (научно-технический и производственно-экономический журнал), – № 4, – 2018. – С. 69-74.
10. O’Brein M., Firth B. Useful Instruments Developed for Commonwealth Scientific and Industrial Research Organization Coal Preparation Projects // Designing the coal preparation plant of the future: collection of scientific papers. Littleton, Colorado, USA : SME, Inc. – 2007. pp. 145-171.
11. Козлов В.А. Методика расчета проектных потерь товарного угля с отходами обогащения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 1. С. 274-278.
12. Swanson M., Mackinnjn W., Swanson A. Quantifying the Materiality of Efficiency Parameters // Seventeenth Australian Coal Preparation Conference 11<sup>th</sup>-14<sup>th</sup> September, 2018 . – Brisbane, Queensland: Australian Coal Preparation Society. pp. 303-318.