

ОПТИМИЗАЦИЯ РАБОТЫ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ МАКСИМАЛЬНОГО ВЫХОДА КОНЦЕНТРАТА

В.А. Козлов¹, В.И. Новак¹

¹ Компания «Коралайна Инжиниринг», Москва, Россия, e-mail: vak@coralina.ru

Аннотация: Эффективности работы углеобогажительных фабрик практически не уделяется должного внимания. Главным показателем для недропользователей является объем переработки и выход концентрата. Работа углеобогажительных 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 т это составит до 60 тыс. т 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.

Для цитирования: Козлов В. А., Новак В. И. Оптимизация работы углеобогажительной фабрики с целью получения максимального выхода концентрата // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 4. – С. 175–186. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-04-0-175-186.

Optimizing coal preparation plant performance towards maximum concentrate yield

V.A. Kozlov¹, V.I. Novak¹

¹ Coralina Engineering, Moscow, Russia, e-mail: vak@coralina.ru

Abstract: Efficiency of coal preparation plants is almost given no due care. The key figures for sub-soil users are processing volume and concentrate yield. Operation of coal preparation plants is

mostly based on experimental-and-probabilistic approach to the choice of production process parameters towards maximum possible yield of concentrate. This article discusses optimization of preparation plant performance through coordinated control of separation density in adjacent machine classes in order to reach maximum concentrate yield based on the Reinhard theorem. This is a very important question governing economic efficiency of a plant. The generally accepted approach to coal separation assumes coal dressing targeted at production of adjacent machine class concentrates of the same ash content equal to the required ash content of the overall marketable concentrate at the plant. Such approach may result in the decrease in the total yield of concentrate by 2%. It is no difficult task to calculate that this makes up to 600 thousand tons of concentrate lost in total processing volume of 3 million tons. The problem is proposed to be solved using a procedure of separation density adjustment during processing with a view to maximizing concentrate yield. The procedure is based on selection of coal separation densities such that average ash contents of separation elements of coal fractions in adjacent machine classes are equal to the ash content of separation elements of the overall joint class of coal. Each coal preparation plant should develop efficiency improvement programs and algorithms of reaching optimal operating regime.

Key words: production process, machine coal size class, cal separation density, concentrate, ash content, concentrate yield, separation error, washability curves, beneficiation balance, beneficiation efficiency.

For citation: Kozlov V. A., Novak V. I. Optimizing coal preparation plant performance towards maximum concentrate yield. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2019;4:175-186. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-04-0-175-186.

Введение

План развития угольной отрасли Кузбасса предусматривает увеличить добычу угля до 280 млн т в год к 2021 г. Объем обогащения добытого угля соста-

вит 197 млн т в год и увеличится на 13% по сравнению с 2018 г. Необходимо отметить, что эффективности работы углеобогащительных фабрик практически не уделяется должного внимания. Главным

Таблица 1

Современные схемы обогащения шламов на ОФ *Modern dressing circuits for slimes at preparation plant*

№	Обогащительная фабрика	Крупность шлама, мм	Оборудование (методы обогащения)
1	«Северная» (г. Кемерово)	0,15–2 0,04–0,15 0–0,04	спиральные сепараторы колонные флотомшины колонные флотомшины
2	«Свято-Варваринская» (г. Покровск, Украина)	0,15–1 0,04–0,15 0–0,04	сепаратор типа «crossflow» колонные флотомшины колонные флотомшины
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

показателем для недропользователей является объем переработки и выход концентрата. Работа углеобогажительных фабрик в большинстве случаев строится на опытно-вероятностном подходе к выбору параметров технологических процессов для получения максимально возможного выхода концентрата.

Углеобогажительные 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 0—0,15(0,25). Возможно применение широкого флотационного класса 0—0,5 мм.

Понятие машинного класса предполагает обогащение угля в обогащательном 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, шлам — в спиральных сепараторах, сепараторах с качающимся слоем (гидросайзерах), флотомашинах 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).

Есть и другие схемы обогащения угольных шламов [1].

При общем многообразии технологических схем углеобогажительных фабрик приходится решать одну задачу: получить максимальный выход товарного концентрата заданного качества. Необходимо отметить: чем больше в схеме машин-

ных классов, тем сложнее решение этой задачи [2].

Среди технологов на углеобогажительных фабриках встречается 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 обогащательной фабрике будет меньше максимально возможного значения. Далее рассмотрим решение — ответ на вопрос: «Как получить на ОФ максимальный выход концентрата заданного качества?».

Решение

Чтобы ответить на поставленный вопрос нам необходимо будет на примере рассчитать теоретические и практические балансы обогащения угля.

В теории углеобогащения известна теорема 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».

В формулировке теоремы присутствует понятие «средней зольности элементарных слоев разделения». Эти зольности определяют на кривой элементарных фракций (λ) при выбранной плотности разделения угля.

Произведем расчет 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%.

На первых шагах расчета мы также будем ориентироваться 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».

Алгоритм расчета на достижение максимального выхода концентрата при разделение угля на два продукта (концентрат – отходы) содержит пять шагов последовательных вычислений.

Шаг-1: По данным табл. 1 строят кривые обогатимости для класса 0–70 мм, и по ним определяют теоретический выход концентрата на заданную зольность

Таблица 2

Фракционный состав исходного угля класса 0–70 мм
Fraction composition of initial coal size class 0–70 mm

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
Итого:	100,0	29,16	100,0	39,02	100,0	16,87

Таблица 3

Гранулометрический состав исходного угля
Grain size distribution of initial coal

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

Таблица 4

Теоретический баланс продуктов обогащения угля класса 0–70 мм
Theoretical balance of washed products of coal size class 0–70 mm

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

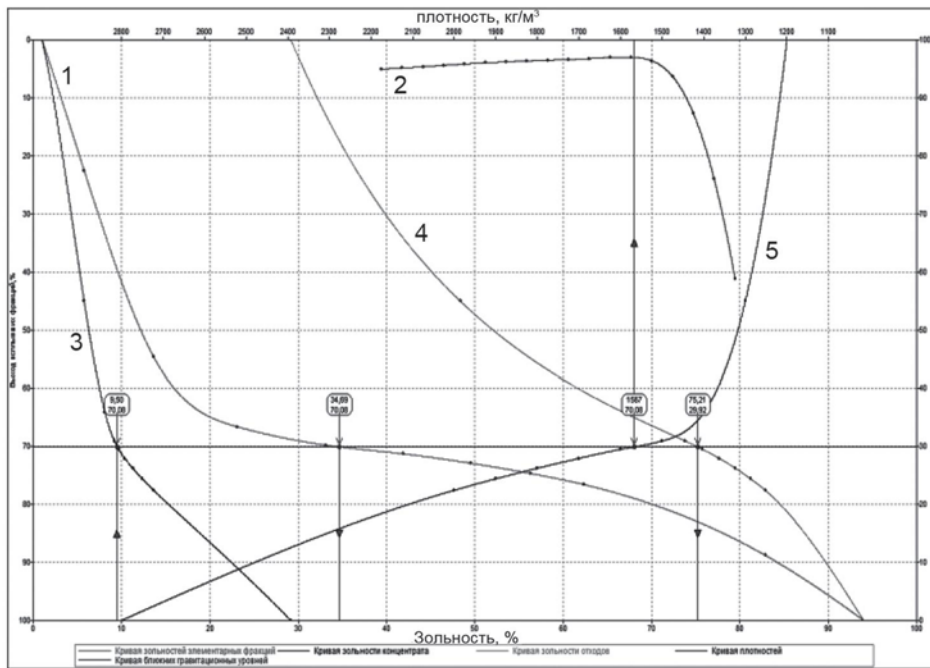
9,50%. Построение кривых обогатимости и расчеты теоретических и практических балансов производим с помощью специальной программы для ЭВМ [7].

Составляем теоретический баланс продуктов (табл. 4), в котором выход концентрата будет 70,08%, что является максимально возможной величиной при обогащении всего исходного угля.

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 (верхняя кривая на рис. 1) имеет значение при плотности разделения 1570 кг/м³ – 3,0%, что относит уголь к «легкой» категории обогатимости [8].

Шаг-2: На этом шаге используются данные лабораторных исследований дробной флотации угольного шлама класса 0–0,3 мм, по которым строится кривая Майера и определяются выход флотоконцентрата и время флотации на заданную зольность флотоконцентрата [9]. Если по



1 - Кривая зольностей элементарных фракций 2 - Кривая близких гравитационных уровней
 3 - Кривая зольности концентрата 4 - Кривая зольности отходов 5 - Кривая плотностей

Рис. 1. Кривые обогатимости исходного угля класса 0–70 мм

Fig. 1. Washability curves of initial coal size class 0–70 mm

Таблица 5

Лабораторный баланс продуктов флотации
Laboratory balance of flotation products

Наименование продукта	Выход к классу, %	Выход к р.у., %	Зольность, %
Флотоконцентрат	89,1	16,06	9,50
Хвосты	10,9	1,96	71,28
Итого:	100,0	18,02	16,22

результатам дробной флотации зольность флотоконцентрата получается отличной от заданного значения 9,50%, 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 9,50%.

По кривой Майера (в данной статье не приведена), построенной по данным опыта дробной флотации нашего угля, выход флотоконцентрата зольностью 9,50% составил 89,1%. Дополнительно ориентируемся на то, чтобы зольность хвостов флотации была 70% и более, что предполагает относительно «оправданные» по-

тери угля с отходами. Баланс флотации шлама приведен в табл. 5.

В данном примере выход и зольность флотоконцентрата, а также зольность хвостов соответствуют всем требуемым условиям. Следовательно, нам нет необходимости корректировать зольность крупного концентрата и в классе 0,3–70 мм мы будем ориентироваться на ту же требуемую зольность концентрата 9,50%.

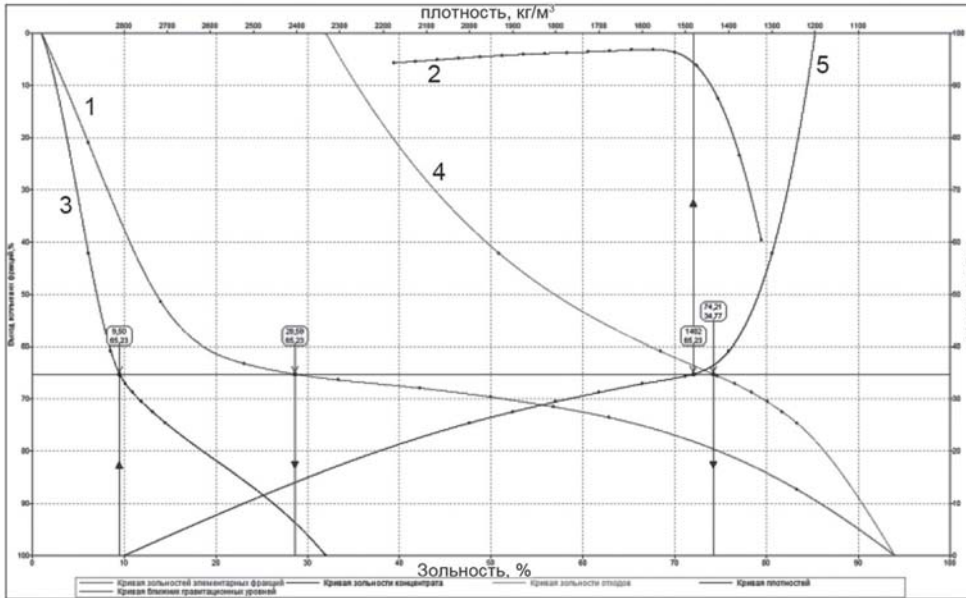
Шаг-3: По фракционному составу угля класса 0,3–70 мм без шлама, строим кривые обогатимости и определяем плотность разделения ρ_1 для зольности концентрата 9,50%.

Фракционный состав объединенного класса 0,3–70 мм, по которому построе-

Таблица 6

Фракционный состав угля класса 0,3–70 мм
Fraction composition of coal size class 0.3–70 mm

Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Зольность, %	Суммарные данные			
			всплывшие фракции		потонувшие фракции	
			выход, %	зольн., %	выход, %	зольн., %
1	3	4	5	6	7	8
1200–1300	42,16	6,13	42,16	6,13	100,0	32,01
1300–1400	18,68	14,01	60,84	8,55	57,84	50,85
1400–1500	4,75	23,12	65,59	9,60	39,16	68,43
1500–1600	1,50	33,35	67,09	10,14	34,41	74,68
1600–1700	1,64	42,22	68,73	10,90	32,91	76,57
1700–1800	1,79	49,97	70,52	11,89	31,27	78,37
1800–1900	1,95	56,79	72,47	13,10	29,48	80,09
1900–2000	2,12	62,82	74,59	14,51	27,53	81,74
2000–2800	25,41	83,32	100,0	32,01	25,41	83,32
Итого:	100,0	32,01				



1 - Кривая зольностей элементарных фракций 2 - Кривая близких гравитационных уровней
3 - Кривая зольности концентрата 4 - Кривая зольности отходов 5 - Кривая плотностей

Рис. 2. Кривые обогатимости угля объединенного класса 0,3–70 мм
Fig. 2. Washability curves of joint coal size class 0.3–70 mm

ны кривые обогатимости (рис. 2), приведен в табл. 6.

По кривым обогатимости объединенного класса 0,3–70 мм находим, что при зольности концентрата 9,50% плотность разделения угля $\rho_{9,5}$ равна 1480 кг/м³. Составляем теоретический баланс продуктов (табл. 7). При этом зольность фракций элементарных слоев разделения составляет 28,59%, определяется по кривой красного цвета на рис. 2.

Шаг-4: По данным табл. 2 строим кривые обогатимости для частных машин-

ных классов 2–70 мм и 0,3–2 мм. Разделение угля выполняем, согласно принципу, принятому в мировой практике [5], по одной плотности разделения $\rho_{9,5} = 1480$ кг/м³ и рассчитываем теоретические балансы для разделения каждого машинного класса (табл. 7). С помощью программы ЭВМ [7] рассчитываем практические балансы обогащения (табл. 8) для каждого машинного класса.

Теперь будем стремиться выполнить условия теоремы Рейнгардта. В крупном классе 2–70 мм зольность фракций эле-

Таблица 7

Теоретические балансы продуктов обогащения угля при плотности разделения 1480 кг/м³

Theoretical balances of washed coal products at separation density of 1480 kg/m³

Наименование продукта	Класс 0,3–70 мм		Класс 2–70 мм		Класс 0,3–2 мм	
	выход, %	зольность, %	выход, %	зольность, %	выход, %	зольность, %
Концентрат	65,23	9,50	57,42	10,60	81,90	7,80
Отходы	34,77	74,21	42,58	77,35	18,10	57,93
Итого:	100,0	32,01	100,0	39,02	100,0	16,87

Таблица 8

Практические балансы продуктов обогащения угля машинных классов**при плотности разделения 1480 кг/м³****Actual balance of washed products of coal machine classes at separation density of 1480 kg/m³**

Наименование продукта	Класс 2–70 мм		Класс 0,3–2 мм	
	Выход, %	зольность, %	Выход, %	зольность, %
Концентрат	56,63	10,48	81,01	7,74
Отходы	43,37	76,29	18,99	55,83
Итого:	100,0	32,02	100,0	16,87

ментарных слоев 28,59% будет при плотности разделения 1500 кг/м³. При этой плотности, с учетом погрешности разделения в тяжелосреднем гидроциклоне, мы получим зольность концентрата 10,64%, которая, как показывает расчет, повлечет превышение заданной зольности общего концентрата.

Необходимо заметить, что минимальные изменения плотности, которые можно надежно инструментально измерять и регулировать современными средствами, составляют 10 кг/м³ [10]. Поэтому принимаем эту величину за минимальный шаг изменения плотности суспензии, и снижаем плотность разделения в классе 2–70 мм на 10 кг/м³ (до 1490 кг/м³).

В результате мы получим зольность крупного концентрата 10,56%, которая уже гарантирует общую зольность концентрата на уровне 9,50%. При этом зольность фракций элементарных слоев разделения в крупном классе 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.

Шаг-5: Составляем сводную таблицу общего практического баланса по всем машинным классам (табл. 9).

В табл. 8 видим, что при плотности разделения 1480 кг/м³ зольность элемен-

Таблица 9

Сводная таблица практического баланса обогащения угля,**ориентированного на плотность 1480 кг/м³****Summery table of actual coal preparation balance towards separation density of 1480 kg/m³**

Наименование продукта	Выход к классу, %	Выход к р.у., %	Зольность, %	Плотность разделения, кг/м ³	Зольность элементарных слоев разделения, %
Концентрат 2–70 мм	56,63	31,74	10,48	1480	27,21
Концентр 0,3–2 мм	81,01	21,01	7,74	1480	27,21
Флотоконцентрат	89,10	16,06	9,50		
Итого концентрат:		68,81	9,41		
Отходы 2–70 мм	43,37	24,30	76,29	1480	27,21
Отходы 0,3–2 мм	18,99	4,93	55,83	1480	27,21
Хвосты	10,90	1,96	71,28		
Итого отходы:		31,19	72,74		
Всего:		100,0	29,16		

Таблица 10

Сводная таблица практического баланса обогащения угля, ориентированного на максимальный выход концентрата
Summary table of actual coal preparation balance towards maximum concentrate yield

Наименование продукта	Выход к классу, %	Выход к р.у., %	Зольность, %	Плотность разделения, кг/м ³	Зольность элементарных слоев разделения, %
Концентрат 2–70 мм	56,99	31,94	10,56	1490	27,86
Концентр 0,3–2 мм	81,81	21,22	7,90	1500	28,59
Флотоконцентрат	89,10	16,06	9,50		
Итого концентрат:		69,22	9,50		
Отходы 2–70 мм	43,01	24,10	76,73	1490	27,86
Отходы 0,3–2 мм	18,19	4,72	57,24	1500	28,59
Хвосты	10,90	1,96	71,28		
Итого отходы:		30,78	73,38		
Всего:		100,0	29,16		

тарных слоев разделения составляет 27,21%, что меньше зольности элементарных слоев 28,59% для общего класса 0,3–70 мм (см. табл. 6). Выход концентрата составил 68,81% с зольностью 9,41%, что меньше заданной величины зольности концентрата 9,50%. Следовательно, мы можем несколько поднять плотность разделения в машинных классах, чтобы получить общую зольность концентрата 9,50%.

В табл. 10 представлен сводный баланс практического баланса при обогащении класса 2–70 мм в тяжелосреднем гидроциклоне уже при окончательной плотности 1490 кг/м³, и для класса 0,3–2 мм, обогащаемом в сепараторе с качающимся слоем, при плотности 1500 кг/м³.

С коррекцией плотности разделения (табл. 10) при зольности общего концентрата 9,50% выход концентрата составил уже 69,22%, что на 0,41% выше, чем при разделении угля с ориентацией только на плотность разделения 1480 кг/м³ (см. табл. 9).

В практическом балансе (табл. 10) в классе 0,3–2 мм при плотности 1500 кг/м³ зольность фракций элементарных слоев разделения равна 28,59%, что точно со-

ответствует величине зольности элементарных слоев для общего класса 0,3–70 мм в табл. 5 даже с учетом погрешности разделения. Однако в крупном классе 2–70 мм при плотности разделения 1490 кг/м³ зольность фракций элементарных слоев разделения составила 27,86%, что несколько меньше определяемой величины 28,59%. Это расхождение можно объяснить влиянием погрешности разделения в тяжелосреднем гидроциклоне.

Таким образом, скорректированный практический баланс по табл. 9 подтверждает теорему Рейнгардта, так как максимальный выход концентрата наблюдается, когда зольность фракций элементарных слоев разделения в частных машинных классах равна зольности элементарных слоев объединенного широкого машинного класса.

Эффективность обогащения, определенная по балансу табл. 10, рассчитанному с учетом теоремы Рейнгардта, будет $E = 98,77\%$.

Для сравнения в табл. 11 приведен практический баланс обогащения ориентированный на получение одинаковой зольности 9,50% в разных машин-

Таблица 11

Сводная таблица практического баланса обогащения угля, ориентированного на зольность 9,5% в каждом машинном классе
Summary table of actual coal preparation balance towards as content of 9.5% at each machine class

Наименование продукта	Выход к классу, %	Выход к р.у., %	Зольность, %	Плотность разделения, кг/м ³	Зольность элементарных слоев разделения, %
Концентрат 2–70 мм	50,94	28,55	9,50	1395	19,50
Концентр 0,3–2 мм	87,26	22,64	9,50	1760	44,26
Флотоконцентрат	89,10	16,06	9,50		
Итого концентрат:		67,25	9,50		
Отходы 2–70 мм	49,06	27,49	69,67	1395	19,50
Отходы 0,3–2 мм	12,74	3,30	67,38	1760	44,26
Хвосты	10,90	1,96	71,28		
Итого отходы:		32,75	69,54		
Всего:		100,0	29,16		

ных классах. Эффективность обогащения из баланса табл. 10 будет $E = 95,96\%$.

Таким образом, потери угля при работе с ориентацией на условия теоремы Рейнгардта будут существенно меньше [11].

Как видим, руководствуясь одинаковой плотностью разделения в смежных машинных классах с последующей небольшой корректировкой на 10–20 кг/м³ в соответствии с теоремой Рейнгардта, можно получить максимальный практический выход концентрата 69,22%, что на 1,97% больше, чем при обогащении угля с ориентацией на получение в машинных классах одинаковой зольности концентрата.

Сравнение практических балансов табл. 10 и табл. 11 доказывает, что обогащение угля, поделенного на различные машинные классы, необходимо проводить, ориентируясь на условие теоремы Рейнгардта [12].

Если в схеме фабрики имеется процесс флотации, то выбор на какую зольность концентрата ориентироваться при обогащении крупного угля гравитацион-

ными методами, определяется по результатам флотации угольного шлама.

Выводы

С целью получения максимально возможного выхода концентрата рекомендуется следующий алгоритм оптимизации работы действующей ОФ:

1. Выполнить фракционный анализ общего класса угля, построить кривые обогатимости, определить необходимую плотность разделения угля на заданную зольность концентрата.

2. Обогащение угля в смежных машинных классах в соответствии со схемой ОФ проводить при найденной плотности разделения, вычисленной в п. 1. Это гарантирует получение выхода концентрата заданной зольности, близкого к максимальному. Не всегда на действующей фабрике эта плотность разделения была найдена.

3. Далее с целью достижения максимального выхода концентрата необходимо выполнить условия теоремы Рейнгардта по равенству зольности в элементарных слоях разделения смежных

машинных классов, что предполагает корректировку плотности разделения угля в этих классах.

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, подходя упрощенно к заданию параметров технологических процессов. 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 максимального выхода концентрата, необходимо провести аудит технологических процессов. По данным

аудита и методике, принципы которой изложены в данной статье, разрабатывается алгоритм действий по выходу фабрики на оптимальный режим и его поддержание.

Для этого на первом этапе не требуются капитальные затраты на оборудование. Наша методика основана на алгоритмах организационных мероприятий работы технологического персонала. Авторы готовы провести аудит 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 шламов // Горнопромышленные ведомости. — 2012. — № 7(57), — С. 48–50.
2. *Rove K., Diaz A.* Quality Management Framework: Redefining Performance Management at Glencore Coal Australia // Seventeenth Australian Coal Preparation Conference 11–14th September, 2018. Brisbane, Queensland: Australian Coal Preparation Society. pp. 284–290.
3. *Авдохин В.М.* Обогащение углей. Т. 2. — М.: Изд-во «Горная Книга», 2012. — 474 с.
4. *Авгушевич И.В., Сидорук Е.И., Броновец Т.М.* Стандартные методы испытания углей. Классификации углей. — М.: «Реклама мастер», 2018. — 576 с.
5. *Sherritt G., Boddeus K., Meyers A.D.* CHPP Key Performance Metric and Opex Benchmarking Asset Optimisation Strategies // Seventeenth Australian Coal Preparation Conference 11–14th September, 2018. Brisbane, Queensland: Australian Coal Preparation Society. pp. 284–290.
6. *Carter J.D.* Implementing a Strong Maintenance Program // CPSA Journal, 2014, Vol. 13. No. 1, pp. 32–37.
7. *Козлов Е.В.* Свидетельство о гос. регистрации программы для ЭВМ № 2010616135. Анализ фракционного состава материала по плотности.
8. *Козлов В.А., Козлов Е.В.* Выбор наиболее рациональных методов оценки обогатимости углей для практического применения при проектировании обогатительных фабрик // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2012. — № 4. — С. 150–155.
9. *Антипенко Л.А.* Методы оценки обогатимости углей // Уголь. — № 4. — 2018. — С. 69–74.
10. *Laurila Mel J.* Coal Preparation in the United States // CPSA Journal, 2014, Vol. 12. No. 4, pp. 24–26.
11. *Козлов В.А.* Методика расчета проектных потерь товарного угля с отходами обогащения // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2012. — № 1. — С. 274–278.
12. *Swanson M., Mackinnon W., Swanson A.* Quantifying the Materiality of Efficiency Parameters / Seventeenth Australian Coal Preparation Conference 11–14th September, 2018. Brisbane, Queensland: Australian Coal Preparation Society. pp. 303–318. **ГИАБ**

REFERENCES

1. Novak V. I., Kozlov V. A. Review of modern methods for coal slimes preparation. *Gornopromyshlennye vedomosti*, 2012, no 7(57), pp. 48–50. [In Russ].
2. Rove K., Diaz A. Quality Management Framework: Redefining Performance Management at Glencore Coal Australia. *Seventeenth Australian Coal Preparation Conference 11–14th September, 2018*. Brisbane, Queensland: Australian Coal Preparation Society. pp. 284–290.
3. Avdokhin V. M. *Obogashchenie ugley* [Coal preparation]. Vol. 2. Moscow, Izd-vo «Gornaya Kniga», 2012, 474 p.
4. Avgushevich I. V., Sidoruk E. I., Bronovets T. M. *Standartnye metody ispytaniya ugley. Klassifikatsii ugley* [Standard coal testing techniques. Coal classifications], Moscow, Reklama master, 2018, 576 p.
5. Sherritt G., Boddeus K., Meyers A. D. CHPP Key Performance Metric and Opex Benchmarking Asset Optimisation Strategies. *Seventeenth Australian Coal Preparation Conference 11–14th September, 2018*. Brisbane, Queensland: Australian Coal Preparation Society. pp. 284–290.
6. Carter J. D. Implementing a Strong Maintenance Program. *CPSA Journal*, 2014, Vol. 13. No. 1, pp. 32–37.
7. Kozlov E. V. *Certificate of State Registration of the computer program No 2010616135*.
8. Kozlov V. A., Kozlov E. V. Selecting most rational methods of coal washability assessment for actual application in preparation plant design. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2012, no 4, pp. 150–155. [In Russ].
9. Antipenko L. A. Methods for assessing the coal washability. *Ugol'*, no 4. 2018, pp. 69–74.
10. Laurila Mel J. Coal Preparation in the United States. *CPSA Journal*, 2014, Vol. 12. No. 4, pp. 24–26.
11. Kozlov V. A. Calculation procedure of project loss of marketable coal in processing waste. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2012, no 1, pp. 274–278. [In Russ].
12. Swanson M., Mackinnon W., Swanson A. Quantifying the Materiality of Efficiency Parameters. *Seventeenth Australian Coal Preparation Conference 11–14th September, 2018*. Brisbane, Queensland: Australian Coal Preparation Society. pp. 303–318.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Козлов Вадим Анатольевич¹ — кандидат технических наук,
доцент, главный технолог, e-mail: vak@coralina.ru,

Новак Вадим Игоревич¹ — кандидат технических наук,
директор Угольного департамента,
e-mail: novak@coralina.ru,

¹ Компания «Коралайна Инжиниринг».

Для контактов: Козлов В.А., e-mail: vak@coralina.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

V.A. Kozlov¹, Candidate of Technical Sciences,
Assistant Professor, Chief Technologist,
e-mail: vak@coralina.ru,

V.I. Novak¹, Candidate of Technical Sciences,
Director of Coal Department, e-mail: novak@coralina.ru,

¹ Coralina Engineering, 105005, Moscow, Russia.

Corresponding author: V.A. Kozlov, e-mail: vak@coralina.ru.

