

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПНЕВМАТИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ ВЫСОКОЗОЛЬНОГО УГЛЯ МАРКИ «Д»

А.А. Лавриненко¹, Г.Ю. Гольберг¹, О.Г. Лусинян¹, И.Н. Кузнецова¹

¹ ИПКОН РАН, Москва, Россия, e-mail: gr_yu_g@mail.ru

Аннотация: Цель настоящей работы заключалась в разработке технологической схемы пневматического обогащения высокозольного угля марки «Д». Были выполнены лабораторные исследования по определению ситового и фракционного составов этого угля. Установлено, что в пробе исследованного угля классы крупности 50—100 мм и 6—13 мм имеют среднюю обогатимость, а классы крупности 25—50 мм и 13—25 мм — легкую обогатимость. Поэтому обогащение целесообразно осуществлять с получением двух продуктов: концентрата и отходов, без выделения промежуточного продукта. Зольность пробы угля составила 23,0%, а зольность отдельных классов крупности находилась в пределах от 12,8 до 28,0%. На основании литературных данных глубина обогащения была принята равной 6 мм. Расчеты качественно-количественной схемы показали, что наибольший выход суммарного концентрата заданной зольности достигается при обогащении двумя машинными классами: 25—100 мм и 6—25 мм. Значения выходов суммарного концентрата со значениями зольности 11, 12 и 13% при этом составили соответственно 44,2; 59,9 и 65,4%. По результатам численного моделирования было установлено, что для получения концентрата с заданной зольностью в пределах 11—12% зольность концентрата крупностью 25—100 мм должна быть на 0,5% ниже заданной, а для концентрата 6—25 мм — на 0,5% выше. При этом были определены рациональные значения плотности разделения, обеспечивающие получение концентрата с заданной зольностью. Предлагаемая технологическая схема для обогащения исследованного угля включает следующие операции: предварительное грохочение рядового угля по крупности 100 мм; дробление класса +100 мм; подготовительное грохочение с получением классов 25—100 мм и 6—25 мм; обогащение указанных классов пневматической сепарацией с получением концентрата и отходов. Отсев крупностью —6 мм с зольностью 28,0% не обогащается.

Ключевые слова: уголь марки «Д», обогатимость, обогащение, пневматическая сепарация, качественно-количественная схема, схема цепи аппаратов, концентрат, выход, зольность, плотность разделения.

Для цитирования: Лавриненко А. А., Гольберг Г. Ю., Лусинян О. Г., Кузнецова И. Н. Разработка технологической схемы пневматического обогащения высокозольного угля марки «Д» // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2019. — № 3. — С. 199–209. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-03-0-199-209.

Flowchart for pneumatic preparation of high ash coal grade D

A.A. Lavrinenko¹, G.Yu. Golberg¹, O.G. Lusinyan¹, I.N. Kuznetsova¹

¹ Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia, e-mail: gr_yu_g@mail.ru

Abstract: This study aimed to develop a flowchart for pneumatic preparation of high ash coal grade D (long flame coal). To this effect, lab-scale sieve analyses of this type coal were carried out. It is found that size grades of 50–100 mm and 6–13 mm feature medium dressability while size grades 25–50 mm and 13–25 mm are easy coal. For this reason, it is advisable that coal dressing process produces two products: concentrate and rejects, without middlings. Ash content was 23.3% in the test sample of coal and ranged from 12.8 to 28.0 in separate size grades. Based on literature data, the lower size limit for coal cleaning was assumed as 6 mm. The quantitative and qualitative analyses show that the highest yield of ultimate concentrate at preset ash content is reached in processing of two size grades: 25–100 mm and 6–25 mm. The ultimate concentrate yields with ash contents of 11, 12 and 13% made 44.2, 59.9 and 65.4%, respectively. From the numerical modeling, it is found that production of the ultimate concentrate with the ash content of 11–12% requires that concentrate 25–100 mm in size has ash content 0.5% lower than the preset value and concentrate 6–25 mm in size has ash content 0.5% higher than the preset value. The rational specific gravities for density-based separation of coal to ensure production of concentrate with the preset ash content were determined. The flowchart proposed for test coal beneficiation includes: pre-screening of ROM coal to 100 mm in size; crushing of 100 mm size grade; preparatory screening to obtain size grades of 25–100 mm and 6–25 mm; cleaning of these size grades by pneumatic separation towards production of concentrate and rejects. Siftings -6 mm with ash content of 28.0% are withdrawn from processing.

Key words: coal grade D, dressability, beneficiation, pneumatic separation, quantitative/qualitative flowchart; machine flow sheet, concentrates, ash content, density-based separation parameters.

For citation: Lavrinenko A. A., Golberg G. Yu., Lusinyan O. G., Kuznetsova I. N. Flowchart for pneumatic preparation of high ash coal grade D. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2019;3:199-209. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-03-0-199-209.

Введение

Современные требования, предъявляемые к качеству угольной продукции, экономической и экологической эффективности углеобогатительного производства, обуславливают развитие ресурсо- и энергосберегающих технологий обогащения, наиболее полно отвечающих свойствам угольного сырья и предназначению концентрата. Одной из перспективных в этом отношении технологий является пневматическое обогащение, суть которого заключается в разделении по плотности угольной и породной фракций в потоке воздуха [1–19]. Несомненные преимущества этой технологии заключаются в следующем:

- простота и более низкая себестоимость по сравнению с методами обогащения в водной среде, поскольку отсутствует дорогостоящее водно-шламовое хозяйство;

- возможность снижения влажности углей в процессе обогащения за счет подсушки воздухом;

- возможность гибкого управления процессом.

При этом точность пневматических методов ниже по сравнению с обогащением в водной среде. Это проявляется в том, что продукты обогащения в большей степени засорены посторонними фракциями по плотности. Также известно, что с уменьшением крупности кусков селективность разделения угля и породы снижается.

Поэтому пневматическое обогащение применяют для энергетических углей легкой и средней обогатимости, как правило, бурых и длиннопламенных (марка «Д»; в англоязычной литературе для аналогичных по свойствам углей принят термин «subbituminous coal» — суббитуминозный уголь).

Известны следующие способы обогащения углей в воздушной среде:

- Пневматическая сепарация: разделение в восходящем потоке воздуха на деке, имеющей наклон в продольном и поперечном направлениях, совершающей колебательные движения. Этот способ наиболее распространен в мировой практике.

- Пневматическая отсадка, отличающаяся тем, что скорость потока воздуха изменяется во времени по величине и направлению. Аппаратурное оформление и технология ведения этого процесса несколько сложнее, чем для пневматической сепарации; в то же время технологические показатели не лучше, а в ряде случаев хуже. Поэтому пневматическая отсадка в настоящее время не имеет широкого распространения.

В настоящей работе исследовано пневматическое обогащение угля марки «Д». Зольность рядового угля на добывающем предприятии достигает величины 25%. Это обуславливает необходимость разработки эффективной технологии обогащения угля для получения качественного энергетического концентрата, соответствующего требованиям потребителей. С учетом литературных данных, наиболее целесообразным для этого представляется применение пневматической сепарации.

Цель настоящей работы: разработка технологической схемы пневматического обогащения угля марки «Д». Для этого были решены следующие задачи:

- комплексный лабораторный анализ пробы рядового угля для определения ситового и фракционного состава;
- расчет качественно-количественной схемы обогащения.

Лабораторные исследования гранулометрического, фракционного составов и свойств пробы рядового угля, полученной непосредственно с добывающего предприятия, были выполнены на базе

АО «Западно-Сибирский испытательный центр» (г. Новокузнецк) и ИПКОН РАН. Исследования проводились по стандартным методикам [20–23] с применением лабораторных щековой дробилки, вибрационного грохота и другого оборудования. Было установлено, что влажность пробы составляет 13,6%, общая зольность – 23,0%, выход летучих веществ – 45,6%, содержание углерода – 73,3%, водорода – 5,7%, серы – 0,4%, высшая теплота сгорания – 29,4 МДж/кг. Эти данные соответствуют известным из отечественной литературы сведениям по свойствам углей марки «Д» [1] и по свойствам суббитуминозных углей из зарубежной литературы [13].

Фракционный анализ пробы был выполнен в соответствии с [22]. В качестве тяжелой жидкости для разделения на фракции по плотности применяли растворы $ZnCl_2$. Определяли выход от рядового угля (γ) и зольность фракций (A^d) для классов крупности 50–100 мм; 25–50 мм; 13–25 мм; 6–13 мм. Для отсева –6 мм определяли только выход и зольность. В табл. 1 приведены данные по фракционному составу исследованной пробы рядового угля.

Обогатимость указанных классов крупности была определена по данным фракционного анализа как отношение выхода промежуточной фракции (1500–1800 кг/м³) к сумме выходов угольной (менее 1500 кг/м³) и промежуточной фракций, выраженное в процентах. Из табл. 1 видно, что обогатимость узких классов крупности является легкой либо средней. Следовательно, с учетом принятых в практике углеобогащения технологических решений, обогащение данного угля целесообразно осуществлять с получением двух продуктов: концентрата и отходов; необходимость выделения промежуточного продукта исключается.

Теоретический баланс продуктов обогащения был рассчитан на основании

данных табл. 1 исходя из того, что вся угольная фракция извлекается в концентрат, а породная — в отходы. Было установлено, что выход суммарного концентрата с зольностью, равной 9,67%, составляет 59%. Но в действительности, по причине взаимного засорения концентрата породной фракцией и частицами крупностью менее 6 мм, выход этого продукта будет ниже по сравнению с теоретически рассчитанным на ту же зольность.

Для определения качественных и количественных показателей пневматического обогащения угля были выполнены расчеты в соответствии с методиками, применяемыми в практике углеобогащения, и изложенными в работах [24–25]. Суть расчета заключалась в определении зависимости выхода и зольности концентрата от плотности разделения (ρ), варьируемой в пределах от 1300 до 2000 кг/м³, на основании лабораторных данных по фракционному составу рядового угля (табл. 1). При этом были использованы следующие значения среднего вероятного отклонения (E_{pm}), согласно

[1], для классов крупности 50–100 мм, 25–50 мм, 13–25 мм и 6–13 мм были приняты равными соответственно 90, 145, 212 и 310 кг/м³. Для машинных классов, полученных объединением более узких классов, значения E_{pm} определялись как средневзвешенные.

В практике переработки углей пневматическими методами глубина обогащения составляет, как правило, 6 мм, реже — 3 мм, что обусловлено низкой селективностью обогащения мелких классов. В настоящей работе эта величина принята равной 6 мм. Таким образом, на обогащение направляются куски крупностью от 6 до 100 мм. В связи с этим возникает необходимость определить, на какие машинные классы следует разделить рядовой уголь с указанными пределами крупности так, чтобы получить максимальный выход концентрата с требуемой зольностью. Для решения этой задачи были проанализированы 8 вариантов составления машинных классов. По каждому из этих вариантов определялись выход и зольность концентрата в зависимости от плотности разделения.

Таблица 1

Фракционный состав пробы рядового угля по классам крупности
Results of float and sink analysis of raw coal on size classes

Плотность, кг/м ³	Класс крупности, мм									
	50–100		25–50		13–25		6–13		-6	
	γ , %	Ad, %	γ , %	Ad, %	γ , %	Ad, %	γ , %	Ad, %	γ , %	Ad, %
менее 1300	7,96	5,56	6,25	4,71	5,71	4,00	3,89	3,49	—	—
1300–1400	11,16	8,55	5,85	10,14	6,95	8,69	7,25	7,68	—	—
1400–1500	2,81	28,17	0,47	25,54	0,54	24,93	0,62	23,12	—	—
1500–1600	1,07	41,65	0,22	36,23	0,26	33,87	0,28	34,83	—	—
1600–1700	0,62	49,50	0,18	45,85	0,20	44,52	0,22	43,50	—	—
1700–1800	0,38	56,52	0,09	52,04	0,12	51,49	0,15	51,55	—	—
1800–2000	1,12	70,03	0,16	58,89	0,09	60,70	0,15	60,43	—	—
свыше 2000	4,47	84,10	1,39	82,63	0,73	83,69	1,24	83,15	—	—
Итого	29,60	26,03	14,60	16,80	14,60	12,83	13,80	16,16	27,40	27,99
Обогатимость, %	8,6 — средняя		3,7 — легкая		4,2 — легкая		5,2 — средняя		—	

Таблица 2

Суммарный выход концентрата с заданной зольностью 10, 11 и 12% по различным вариантам сочетаний машинных классов
Yield of total concentrate with ash content of 10, 11 and 12% on various variants of size classes combinations

№ варианта	Машинные классы, мм	Выход концентрата, %, для заданной зольности		
		10,0%	11,0%	12,0%
1	6–100	55,49	60,98	63,58
2	6–13; 13–25; 25–50; 50–100	55,74	60,85	63,51
3	6–13; 13–100	57,70	60,23	63,30
4	6–13; 13–25; 25–100	56,15	61,33	63,75
5	6–13; 13–50; 50–100	55,61	60,81	63,50
6	6–25; 25–100	57,70	62,17	64,18
7	6–25; 25–50; 50–100	57,30	61,68	63,94
8	6–50; 50–100	57,31	61,68	63,92

Расчеты были выполнены без учета шламообразования и засорения машинных классов кусками посторонней крупности. Результаты расчетов приведены в табл. 2.

Из табл. 2 видно, что наибольший выход концентрата обеспечивается в варианте (6), предусматривающем обогащение двух машинных классов: 6–25 мм и 25–100 мм. Этот вариант представляется целесообразным также по причине того, что по сравнению с другими вариантами обеспечивается большая равномерность загрузки оборудования: так, для варианта (6) соотношение выходов крупного и мелкого машинных классов составляет 1,6:1,0; в то же время для вариантов (3) и (8), наиболее близких к варианту (6) по выходу суммарного концентрата, указанное соотношение выше — соответственно 4,3:1,0 и 0,7:1,0.

С учетом вышеизложенного, представляется целесообразной технологическая схема обогащения исследуемого угля, включающая операции подготовительного сухого грохочения рядового угля, дробленого до крупности 100 мм, на машинные классы 25–100 мм и 6–25 мм с последующим обогащением указанных классов на пневматических сепараторах с выделением концентрата и отходов.

Расчет качественно-количественной схемы

Для выбранного варианта (6) были рассчитаны значения выхода и зольности концентрата по крупному и мелкому машинным классам в зависимости от плотности разделения. При этом учитывалось засорение этих классов частицами крупностью менее 6 мм в процессе подготовительной классификации, а также шламообразование при классификации и обогащении. С учетом данных, изложенных в работах [1, 24–25], значения к.п.д. грохочения были приняты равными 0,85. Значения коэффициентов шламообразования: для классификации на грохоте — 0,05; для пневматического обогащения — 0,025.

Доля класса –6 мм, извлекаемого в концентрат, определялась пропорционально выходу концентрата от машинного класса. Выход и зольность отходов определялись по уравнениям баланса.

Зависимость выхода и зольности концентрата от плотности разделения при обогащении крупного и мелкого машинных классов представлена на рис. 1, а, б. Анализ данных рис. 1 показал, что зольность суммарного концентрата 10% недостижима, поскольку при обогащении

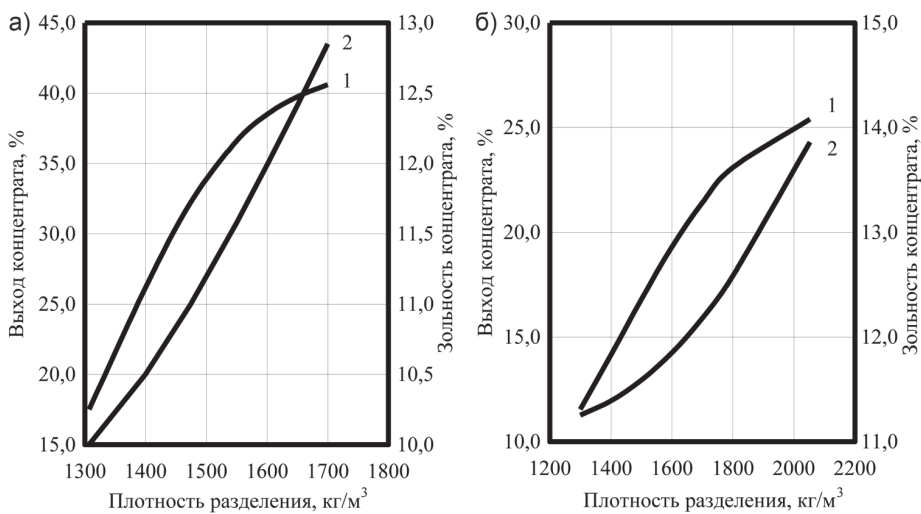


Рис. 1. Показатели пневматического обогащения машинных классов: 25–100 мм (а); 6–25 мм (б); 1 – выход концентрата, %; 2 – зольность концентрата, %

Fig. 1. The performance of air separation for classes: 25–100 mm (a); 6–25 mm (b); 1 – concentrate yield, %; 2 – concentrate ash content, %

машинного класса 6–25 мм даже по самой низкой плотности 1300 кг/м³ зольность концентрата 25–100 мм составляет 10%, а концентрата 6–25 мм – 11,3%. В результате зольность суммарного кон-

центрата получается равной 10,6%. Поэтому расчеты были выполнены исходя из того, что величина A_{κ}^d составляет 11, 12 и 13%. При этом показатели обогащения каждого из машинных классов

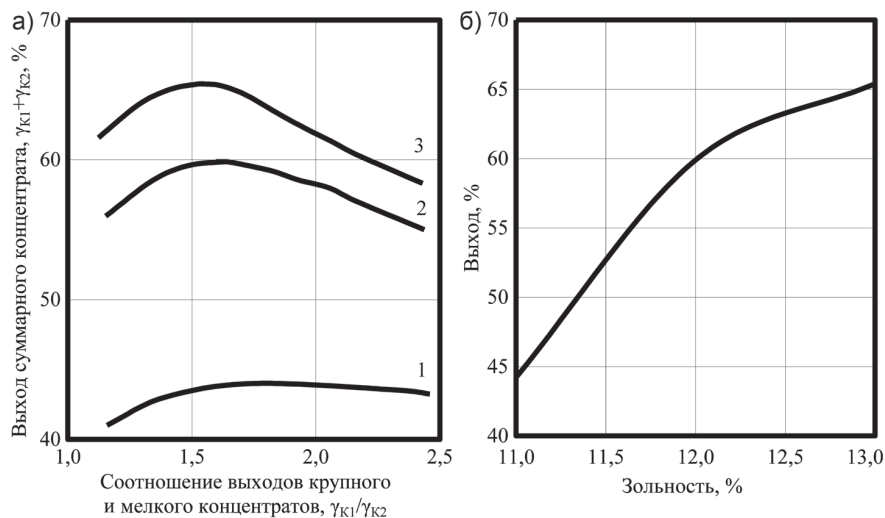


Рис. 2. Характеристики суммарного концентрата: влияние соотношения крупного и мелкого концентратов на суммарный выход (а); взаимосвязь выхода и зольности (б): 1 – $A_{\kappa}^d = 11\%$; 2 – $A_{\kappa}^d = 12\%$; 3 – $A_{\kappa}^d = 13\%$

Fig. 2. Characteristics of total concentrate: influence of coarse and fine concentrates yields on total concentrate yield (a); correlation yield vs ash content (b): 1 – $A_{\kappa}^d = 11\%$; 2 – $A_{\kappa}^d = 12\%$; 3 – $A_{\kappa}^d = 13\%$ (A_{κ}^d is total concentrate ash content)

определялись таким образом, чтобы достигался максимальный выход концентрата с указанным значением A^d_k . Эта задача оптимизации функции двух независимых переменных γ_{K1} и γ_{K2} (выходы концентрата 25–100 мм и 6–25 мм соответственно) была решена путем численного моделирования. Результаты расчетов приведены на рис. 2 (а) и (б) в виде графиков и на рис. 3 в виде качественно-количественной схемы с получением суммарного концентрата зольностью 11 и 12% (соответственно средние и пра-

вые столбцы на схеме). Из представленных данных видно, что для получения концентрата с заданной зольностью в пределах 11–12% зольность концентрата крупностью 25–100 мм должна быть на 0,5% ниже заданной, для концентрата 6–25 мм – на 0,5% выше при соотношении их выходов 1,6:1,0.

С учетом возможных изменений ситового состава рядового угля в настоящей работе рассмотрено влияние содержания крупного (25–100 мм) и мелкого (6–25 мм) классов на выход концентрата с

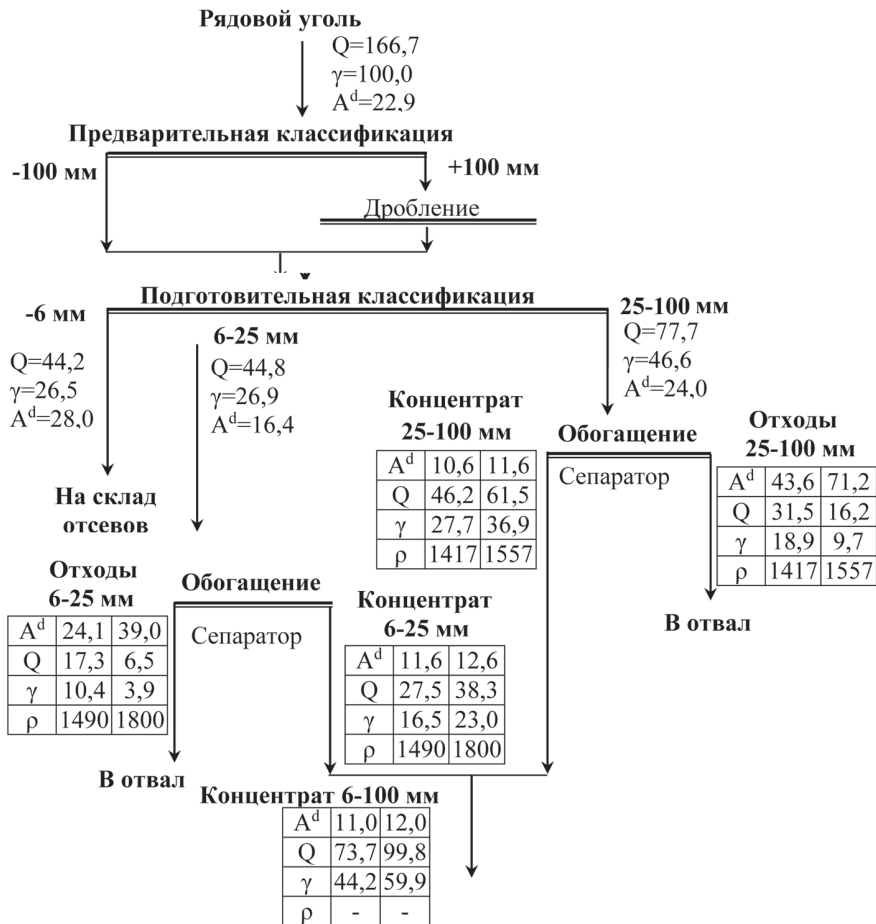


Рис. 3. Качественно-количественная схема пневматического обогащения угля с получением концентрата зольностью 11 и 12%: Q – нагрузка по твердой фазе, т/ч; γ – выход от рядового угля, %; A^d – зольность, %; ρ – плотность разделения, кг/м³

Fig. 3. Flowsheet of coal beneficiation by air separation yielding concentrate with ash content of 11 and 12%: Q – solids throughput, tph; γ – yield from raw coal, %; A^d – ash content, %; ρ – separation density, kg/m³

заданными значениями зольности 11, 12 и 13% двух случаев изменения гранулометрического состава рядового угля:

- Увеличение выхода мелкого класса на 20% отн. по сравнению со значением, определенным для исследованной пробы, и соответствующим уменьшением выхода крупного класса без изменения фракционных составов этих классов. То есть при содержании в исследованной пробе рядового угля классов 6—25 мм и 25—100 мм, равных соответственно 28,4% и 44,2%, эти величины изменяются соответственно до 34,1% и 38,5%.

- Уменьшение выхода мелкого класса на 20% отн. по сравнению со значением, определенным для исследованной пробы, и соответствующим увеличением выхода крупного класса без изменения фракционных составов этих классов. Это соответствует значениям выходов указанных классов 22,7% и 49,9%.

При этом сумма выходов указанных классов, их зольность и фракционные составы приняты постоянными. В результате было установлено, что изменение соотношения выходов крупного и мелкого классов в рядовом угле практически не влияет на выход концентрата заданной зольности. Так, при увеличении выхода класса 6—25 мм от 22,7% до 34,1%, что соответствует уменьшению выхода класса 25—100 мм от 49,9% до 38,5%, выход концентрата заданной зольности снижается не более чем на 0,5%.

На основании рассчитанных значений показателей процесса был осуществлен выбор технологического оборудования. По нашему мнению, целесообразно применение сепараторов с качающейся декой, таких, как СП12 отечественного производства или FGX производства КНР, благодаря возможности эффективного обогащения сравнительно широко классифицированного по крупности угля. Эти сепараторы способны обеспечить гиб-

кое регулирование процесса и эффективное разделение на угольную и породную фракции за счет относительно большой длительности пребывания обогащаемого материала в зоне сепарации. На операциях дробления и грохочения целесообразно применение валковых дробилок и вибрационных грохотов, как индивидуальных, так и в составе дробильно-сортировочных комплексов.

Заключение

На основе выполненных лабораторных исследований по определению свойств пробы рядового угля марки «Д», в том числе обогатимости, разработана технологическая схема для пневматического обогащения этого угля.

По результатам фракционного анализа установлено, что все классы рядового угля крупностью от 6 до 100 мм имеют легкую или среднюю обогатимость. Поэтому обогащение данного угля целесообразно осуществлять с получением двух продуктов: концентрата и отходов без выделения промежуточного продукта. Глубина обогащения принята равной 6 мм.

Показано, что наибольший выход концентрата заданной зольности обеспечивается при обогащении угля двумя машинными классами: 25—100 мм и 6—25 мм. Значения выходов суммарного концентрата со значениями зольности 11, 12 и 13% при этом составляют соответственно 44,2; 59,9 и 65,4%. Определены рациональные значения плотности разделения для обогащения каждого машинного класса, обеспечивающие получение концентрата заданной зольности.

Установлено, что увеличение, а также уменьшение содержания класса крупностью 6—25 мм в рядовом угле на 20% отн. по сравнению с исходной пробой при неизменном суммарном содержании класса крупностью 6—100 мм практически не влияет на выход концентрата с заданной зольностью.

Предложена технологическая схема обогащения данного угля. Рассчитаны качественные и количественные показатели работы схемы с получением концентрата зольностью 11 и 12%. Схема включает операции:

- предварительной классификации рядового угля по крупности 100 мм;
- дробления кусков угля крупностью свыше 100 мм;

- подготовительной классификации дробленого до 100 мм рядового угля по крупности 25 и 6 мм;

- обогащения машинных классов 25–100 мм и 6–25 мм на пневматических сепараторах.

Авторы выражают искреннюю благодарность инженеру-технологу ООО «КЭ-НЭС» Е.К. Самойловой за помощь в проведении технологических расчетов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Техника и технология обогащения углей. Справочное пособие* / Под ред. В.А. Чантурия, А.Р. Молявко. Изд. 3-е, перераб. и доп. — М.: Наука, 1995. — 622 с.
2. *Калабухов М.Л., Романова Д.Ф.* Анализ технологии и техники пневматического обогащения угля // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2002. — № 4. — С. 229–231.
3. *Kelley M., Snoby R.* Performance and cost of air jigging in the 21st century / Proceedings of the 19th Annual International Coal Preparation Exhibition and Conference, Lexington, KY. Stamford, CT: Primedia Business Exhibitions, 2002. Pp. 175–186.
4. *Lu M., Yang Y., Li G.* The application of compound dry separation technology in China / Proceedings of the 20th Annual International Coal Preparation Exhibition and Conference, Lexington, KY. Stamford, CT: Primedia Business Exhibitions, 2003. Pp. 79–95.
5. *J.A. van Houwelingen, T.P.R. de Jong.* Dry cleaning of coal: review, fundamentals and opportunities // *Geologica Belgica*. 2004. Vol. 7, No 3–4. Pp. 335–343.
6. *Li G., Yang Y.* Development and application of FGX series compound dry coal cleaning system. In: *China Coal Technology Monograph*. Tangshan: Tangshan Shenzhou Machinery Co., Ltd., 2006. Pp. 17–28.
7. *R.K. Dwari, K. Hanumantha Rao.* Dry beneficiation of coal — a review // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. An International Journal*. 2007. Vol. 28. Pp. 177–234.
8. *Sampaio C. H., Aliaga W., Pacheco E. T., Petter E., Wotruba H.* Coal beneficiation of Candiota mine by dry jigging // *Fuel Processing Technology*. 2008. Vol. 89, No 2. Pp. 198–202.
9. *Кузьмин А.В., Бойко Д.Ю., Адов В.А.* Разработка комбинированной технологии сухого обогащения угля // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2009. — № S15. — С. 507–516.
10. *Designing the Coal Preparation Plant of the Future*. Ed. by: Barbara J. Arnold, Mark S. Kilma, Peter J. Bethell. Littleton, Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2010. 211 p.
11. *Länger B., Bickert G.* Dry coal preparation in Australia: vision or necessity? / Thirteenth Australian Coal Preparation Conference — Advancing Coal Preparation Technologies for our future, Mackay, 12–17 September, 2010. Newcastle, N.S.W.: Australian Coal Preparation Society, 2010, Paper 5B, Pp. 195–208.
12. *Zhang B., Akbari H., Yang F., Mohanty M. K., Hirschi J.* Performance Optimization of the FGX Dry Separator for Cleaning High-Sulfur Coal // *International Journal of Coal Preparation and Utilization*. 2011. Vol. 31, No 3–4. Pp. 161–186.
13. *The Coal Handbook. Towards cleaner Production*. Vol. 1. Coal Production. Ed. by D. Osborne. Cambridge: Woodhead Publishing Limited, 2013. 755 P.
14. *Bo Zhang, Yuemin Zhao, Jianqing Wang, Shulei Song, Liang Dong, Liping Peng, Xuliang Yang, Zhenfu Luo.* High Ash Fine Coal Dry Cleaning and Stability of Shallow Bed Dense-Phase Gas-Solid Separation Fluidized Bed // *Energy Fuels*. 2014. Vol. 28, No 7. Pp. 4812–4818.
15. *Baic I., Blaschke W., Szafarczyk J.* Dry Coal Cleaning Technology // *Inżynieria Mineralna Journal of the Polish Mineral Engineering Society*. 2014. Vol. R 15, No 2. Pp. 257–262.
16. *Mahmoodabadi M.* Korean anthracite coal cleaning by means of dry and wet based separation technologies: M. Sc. Thesis. Lexington, Kentucky: University of Kentucky, 2015. 177 P.

17. Kademli M., Gulsoy O.Y. Influence of particle size and feed rate on coal cleaning in a dry separator // *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2016. Vol. 52, No 1. Pp. 204–213.
18. Xia Y.K., Li G.M., Cui Z.F. Dry Cleaning, an Affordable Separation Process for Deshaling Indian High Ash Thermal Coal / XVIII International Coal Preparation Congress, 28 June-01 July 2016, Saint-Petersburg, Russia. Cham: Springer International Publishing, 2016. Pp. 1119–1124.
19. Xiangyang Ling, Yaqun He, Gongmin Li, Xiaoli Tang, Weining Xie Separation performance of different particle sizes using an industrial FGX dry separator // *International Journal of Coal Preparation and Utilization*. 2018. Vol. 38, No 1. Pp. 30–39.
20. Авгушевич И. В., Сидорук Е. И., Броновец Т. М. Стандартные методы испытания углей. Классификация углей. Изд. 2-е, перераб. и доп. — М.: Реклама Мастер, 2018. — 576 с.
21. ГОСТ 2093-82. Топливо твердое. Ситовый метод определения гранулометрического состава.
22. ГОСТ 4790-93. Топливо твердое. Определение и представление показателей фракционного анализа. Общие требования к аппаратуре и методике.
23. ГОСТ 10100-84. Угли каменные и антрацит. Метод определения обогатимости.
24. Артюшин С. П. Проектирование углеобогатительных фабрик. Изд. 2-е, перераб. и доп. — М.: Недра, 1974. — 200 с.
25. Полулях А. Д., Пилов П. И., Егурнов А. Е. Практикум по расчетам качественно-количественных и водно-шламовых схем углеобогатительных фабрик. Учебное пособие. — Днепропетровск: НГУ, 2007. — 504 с. **ИЛАС**

REFERENCES

1. *Tekhnika i tekhnologiya obogashcheniya ugley*. Spravochnoe posobie. Pod red. V.A. Chanturiya, A.R. Molyavko [Process and equipment for coal preparation. Reference aid. Chanturiya V.A., Molyavko A.R. (Eds.)], 3rd edition, Moscow, Nauka, 1995, 622 p.
2. Kalabukhov M.L., Romanova D.F. Analysis of technology and equipment for pneumatic concentration of coal. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2002, no 4, pp. 229–231. [In Russ].
3. Kelley M., Snoby R. *Performance and cost of air jigging in the 21st century. Proceedings of the 19th annual international coal preparation exhibition and conference*, Lexington, KY. Stamford, CT: Primedia Business Exhibitions, 2002. Pp. 175–186.
4. Lu M., Yang Y., Li G. The application of compound dry separation technology in China. *Proceedings of the 20th annual international coal preparation exhibition and conference*, Lexington, KY. Stamford, CT: Primedia Business Exhibitions, 2003. Pp. 79–95.
5. J.A. van Houwelingen, T.P.R. de Jong. Dry cleaning of coal: review, fundamentals and opportunities. *Geologica Belgica*. 2004. Vol. 7, No 3–4. Pp. 335–343.
6. Li G., Yang Y. Development and application of FGX series compound dry coal cleaning system. *China Coal Technology Monograph*. Tangshan: Tangshan Shenzhou Machinery Co., Ltd., 2006. Pp. 17–28.
7. R.K. Dwari, K. Hanumantha Rao. Dry beneficiation of coal — a review. *Mineral processing and extractive metallurgy review. An International Journal*. 2007. Vol. 28. Pp. 177–234.
8. Sampaio C.H., Aliaga W., Pacheco E.T., Petter E., Wotruba H. Coal beneficiation of Candiota mine by dry jigging. *Fuel Processing Technology*. 2008. Vol. 89, No 2. Pp. 198–202.
9. Kuz'min A.V., Boyko D.YU., Adov V.A. Development of integrated technology of dry processing of coal. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2009. Special edition S15, pp. 507–516. [In Russ].
10. *Designing the coal preparation plant of the future*. Ed. by: Barbara J. Arnold, Mark S. Kilma, Peter J. Bethell. Littleton, Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2010. 211 p.
11. Länger B., Bickert G. Dry coal preparation in Australia: vision or necessity? *Thirteenth Australian Coal Preparation Conference — Advancing Coal Preparation Technologies for our future*, Mackay, 12–17 September, 2010. Newcastle, N.S.W.: Australian Coal Preparation Society, 2010, Paper 5B, Pp. 195–208.
12. Zhang B., Akbari H., Yang F., Mohanty M.K., Hirschi J. Performance Optimization of the FGX Dry Separator for Cleaning High-Sulfur Coal. *International Journal of Coal Preparation and Utilization*. 2011. Vol. 31, No 3–4. Pp. 161–186.

13. *The Coal Handbook. Towards cleaner Production. Vol. 1. Coal Production.* Ed. by D. Osborne. Cambridge: Woodhead Publishing Limited, 2013. 755 P.
14. Bo Zhang, Yuemin Zhao, Jianqing Wang, Shulei Song, Liang Dong, Liping Peng, Xuliang Yang, Zhenfu Luo. High Ash Fine Coal Dry Cleaning and Stability of Shallow Bed Dense-Phase Gas-Solid Separation Fluidized Bed. *Energy Fuels*. 2014. Vol. 28, No 7. Pp. 4812–4818.
15. Baic I., Blaschke W., Szafarczyk J. Dry Coal Cleaning Technology. *Inżynieria Mineralna Journal of the Polish Mineral Engineering Society*. 2014. Vol. R 15, No 2. Pp. 257–262.
16. Mahmoodabadi M. *Korean anthracite coal cleaning by means of dry and wet based separation technologies*: M. Sc. Thesis. Lexington, Kentucky: University of Kentucky, 2015. 177 P.
17. Kademli M., Gulsoy O.Y. Influence of particle size and feed rate on coal cleaning in a dry separator. *Physicochemical problems of mineral processing*. 2016. Vol. 52, No 1. Pp. 204–213.
18. Xia Y. K., Li G. M., Cui Z. F. Dry Cleaning, an Affordable Separation Process for Deshaling Indian High Ash Thermal Coal. *XVIII International Coal Preparation Congress*, 28 June-01 July 2016, Saint-Petersburg, Russia. Cham: Springer International Publishing, 2016. Pp. 1119–1124.
19. Xiangyang Ling, Yaqun He, Gongmin Li, Xiaoli Tang, Weining Xie Separation performance of different particle sizes using an industrial FGX dry separator *international journal of coal preparation and utilization*. 2018. Vol. 38, No 1. Pp. 30–39.
20. Avgushevich I.V., Sidoruk E. I., Bronovets T.M. *Standartnye metody ispytaniya ugley. Klassifikatsiya ugley* [Standard test methods for coal. Classification of coal], 2nd edition, Moscow, Reklama Master, 2018, 576 p.
21. *Toplivo tverdoe. Sitovyy metod opredeleniya granulometricheskogo sostava. GOST 2093-82* [Solid fuel. Size analysis. Sieve method for determination of particle size distribution. State Standart 2093-82].
22. *Toplivo tverdoe. Opredelenie i predstavlenie pokazateley fraktsionnogo analiza. Obshchie trebovaniya k apparature i metodike. GOST 4790-93* [TSolid fuel. Determination and presentation of float and sink characteristics. General directions for apparatus and procedures. State Standart 4790-93].
23. *Ugli kamennye i antracit. Metod opredeleniya obogatimosti. GOST 10100-84* [Hard coals. Method for the determination of washability. State Standart 10100-84].
24. Artyushin S.P. *Proektirovanie ugleobogatitel'nykh fabrik* [Designing of coal preparation factories], 2nd edition, Moscow, Nedra, 1974, 200 p.
25. Polulyakh A. D., Pilov P. I., Egurnov A. E. *Praktikum po raschetam kachestvenno-kolichestvennykh i vodno-shlamovykh skhem ugleobogatitel'nykh fabrik. Uchebnoe posobie* [Practical calculations on qualitative and quantitative, and water-slime flowsheets of coal preparation plants. Educational aid], Dnepropetrovsk, NGU, 2007, 504 p.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Лавриненко Анатолий Афанасьевич¹ — доктор технических наук, зав. лабораторией,
 Гольберг Григорий Юрьевич¹ — кандидат технических наук,
 старший научный сотрудник, e-mail: gr_yu_g@mail.ru,
 Лусинян Оганес Георгиевич¹ — кандидат технических наук, ведущий инженер,
 Кузнецова Ирина Николаевна¹ — кандидат технических наук, старший научный сотрудник,
¹ ИПКОН РАН.

Для контактов: Гольберг Г.Ю., e-mail: gr_yu_g@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

A.A. Lavrinenko¹, Doctor of Technical Sciences, Head of Laboratory,
 G.Yu. Golberg¹, Candidate of Technical Sciences, Senior Researcher,
 e-mail: gr_yu_g@mail.ru,
 O.G. Lusinyan¹, Candidate of Technical Sciences, Leading Engineer,
 I.N. Kuznetsova¹, Candidate of Technical Sciences, Senior Researcher,
¹ Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources
 of Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Russia.

Corresponding author: G.Yu. Golberg, e-mail: gr_yu_g@mail.ru.