

УДК 622.75.001.5

В. Г. САМОЙЛИК, Ю. Д. АРИНЕНКОВ, канд. техн. наук

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПРАВИЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ ШАХТЫ «ИНСКАЯ»

Угли шахты «Инская» Кузнецкого бассейна составляют основу сырьевой базы опытно-промышленного трубопровода Бегово — Нювсибирск, предназначенного для транспортирования высококонцентрированной водугольной суспензии [ВВУС]. При концентрации твердой фазы 63—75 % ВВУС обладает способностью эффективно транспортироваться и сжигаться в топках котлов подобно жидким нефтепродуктам.

Технологические свойства водугольной суспензии во многом определяются качеством ее твердой фазы. Снижение содержания минеральных примесей улучшает реологические параметры нового вида жидкого топлива, повышает его калорийность. Однако увеличение степени обеззоливания связано с возрастанием затрат на обогащение угля. Оптимальный уровень зольности твердой фазы находится в каждом конкретном случае на основании анализа сырьевых баз и сопоставления затрат, связанных с приготовлением, транспортированием и сжиганием ВВУС с различными содержанием минеральных компонентов.

Поиск оптимального предполагает наличие функциональной зависимости между всеми видами затрат и зольностью твердой фазы ВВУС. Авторы разработали математические модели различных технологических схем гравитационного обогащения, позволяющие установить данную зависимость применительно к процессу приготовления нового вида топлива. Рассмотрено четыре варианта схем обогащения, отличающихся по эксплуатационным и капитальным затратам, а также по своим технологическим возможностям: тяжелые среды — отсадка, вариант А; отсадка — отсадка, вариант Б; тяжелые среды — отсадка, вариант А; отсадка — отсадка, вариант В; тяжелые среды, вариант Г. Первыми указаны процессы обогащения углей крупностью 13—100 мм. Выделенные продукты не предусматриваются.

Исходными данными для имитационного моделирования являлись результаты фракционного анализа машинных классов углей шахты «Инская» (табл. 1). Вычисление практических балансов продуктов обогащения проводилось на микро-ЭВМ Электроника ДЭ-28; графика состоит в следующем. В качестве независимой переменной принята элементарная зольность разделения λ , позволяющая

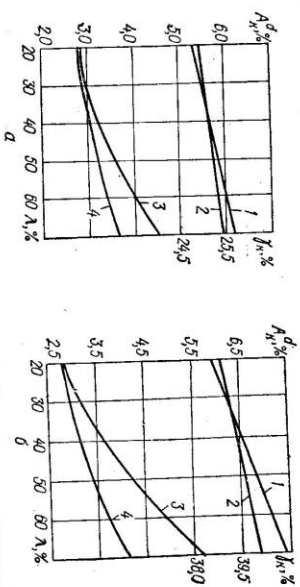
пять задач с позиций правила максимального выхода. Программа осуществляет кусочно-линейную аппроксимацию табличных значений фракционного анализа, отскакивает интервал, в который падает заданное значение λ , делит его на составляющие части и на основании практических значений критерия $E_{\text{пр}}$ вычисляет значение фракций в продукты разделения и качество этих продуктов.

Таблица 1

Плотность фракции, кг/м ³	Класс 1—13 мм		
	Выход, %	Зольность, %	Сред. %
Менее 1300	23,10/35,27	2,42/2,33	0,68/0,61
1300...1400	1,55/3,16	6,42/6,16	0,68/0,57
1400...1500	0,31/0,54	17,77/17,36	0,69/0,63
1500...1600	0,14/0,30	24,97/26,58	0,68/0,58
1600...1800	0,25/0,44	47,87/42,08	0,70/0,61
Более 1800	1,69/2,69	86,0/80,38	0,84/0,68

Примечание. В числителе приведены данные для класса крупности +13 мм, в знаменателе — для 1—13 мм.

На основании данных полученных практических балансов построены кривые зависимости выхода и зольности концентрата от элементарной зольности разделения (рисунок) для каждой технологической операции. Анализ кривых показал, что для выражения



Зависимость выхода (1, 2) и зольности (3, 4) концентрата от элементарной зольности разделения при обогащении углей крупностью 13—100 мм (а) и 1—13 мм (б) в отсадочной машине (1, 3) и тяжелой отсадочной сепараторе (2, 4)

связи между выходом концентрата и значением λ можно использовать полином вида

$$y = a_0 + a_1x \quad (1)$$

Зависимость зольности концентрата от λ носит более сложный характер. Для ее описания необходимо использовать полином второй степени

$$y = a_0 + a_1x + a_2x^2. \quad (1)$$

Для каждой технологической операции определялись коэффициенты a , уравнений (1), (2) и проводилась оценка точности полученных математических моделей. Коэффициент корреляции (корреляционное отклонение) всех найденных зависимостей находится в пределах $\eta = 0,993 - 0,999$, что свидетельствует о достаточно точном описании технологических операций. Доверительный интервал для вычисления средних значений зольности концентрата с 95 % вероятностью не превышает $\pm 0,045$ %, для выхода концентрата — $\pm 0,024 \dots \pm 0,042$ %.

Полученные математические модели технологических операций имеют следующий вид:

для обогащения угля крупностью 13—100 мм в отсадочной машине

$$\begin{cases} \gamma_1 = 24,50 + 0,017\lambda; \\ A_1^d = 2,51 + 88 \cdot 10^{-4}\lambda + 2,8 \cdot 10^{-4}\lambda^2; \end{cases} \quad (3)$$

для обогащения угля крупностью 13—100 мм в тяжелосреднем сепараторе

$$\begin{cases} \gamma_2 = 24,73 + 0,010\lambda; \\ A_2^d = 2,49 + 141 \cdot 10^{-4}\lambda + 0,2 \cdot 10^{-4}\lambda^2; \end{cases} \quad (4)$$

для обогащения угля крупностью 1—13 мм в отсадочной машине

$$\begin{cases} \gamma_3 = 37,78 + 0,44\lambda; \\ A_3^d = 2,56 + 32 \cdot 10^{-4}\lambda + 6 \cdot 10^{-4}\lambda^2; \end{cases} \quad (5)$$

для обогащения угля крупностью 1—13 мм в тяжелосреднем циклоне

$$\begin{cases} \gamma_4 = 38,39 + 0,025\lambda; \\ A_4^d = 2,66 + 17 \cdot 10^{-4}\lambda + 2,7 \cdot 10^{-4}\lambda^2. \end{cases} \quad (6)$$

На основании уравнений (3) — (6) можно описать все четыре варианта расматриваемых технологических схем гравитационного обогащения. Математическая модель $i + j$ -й схемы выражается следующей

$$\begin{cases} \gamma_{i+j} = \gamma_i + \gamma_j; \\ A_{i+j}^d = (\gamma_i A_i^d + \gamma_j A_j^d) / \gamma_{i+j}. \end{cases} \quad (7)$$

Подставляя выражения (3) — (6) в уравнения (7) и проводя соответствующие преобразования, получаем математические модели вида

$$\begin{cases} \gamma = a + b\lambda; \\ A^d = (c + d\lambda + e\lambda^2 + f\lambda^3) / \gamma. \end{cases} \quad (8)$$

Значения коэффициентов для каждого варианта приведены в табл. 2.

Используя эти модели, можно рассчитать показатели разделения по каждой технологической схеме. Полученные результаты будут обеспечивать максимальный выход гравитационного концентрата при заданной его зольности. Подставляя значение элементарной зольности разделения, соответствующее заданной A^d концентрата, в выражения (3) — (6), можно так же вычислить показатели притоков обогащения по отдельным машинным классам. Так, при обогащении по варианту В выход суммарного концентрата золь-

Таблица 2

Вариант	Значения коэффициентов				
	a	b · 10 ⁻²	c	d · 10 ⁻¹	e · 10 ⁻² f · 10 ⁻⁵
A	65,51	5,4	158,30	6,1	2,32 3,0
B	62,28	6,1	158,22	4,9	2,99 3,0
B	63,12	3,5	163,70	5,1	1,10 0,7
V	62,89	4,2	163,62	3,9	1,76 1,0

ности 4 составит 65,33 %. Зольность и выход концентрата класса 13—100 мм будут соответственно 3,64 и 25,35 %.

Полученные зависимости (8) между выходом конечного продукта обогащения и его качеством позволяют оценить приведенные затраты на приготовление 1 т твердой фазы нового вида топлива по каждой технологической схеме. Экономический анализ всех видов затрат, связанных с приготовлением, транспортированием и сжиганием ВВУС, показал, что для углей шахты Инскань оптимальным является обогащение по варианту В с получением концентрата зольностью 4,6 %. Низкое содержание органического вещества в отходах обогащения ($A_0^d = 80,2$ %) делает их пригодными для использования в качестве сырья в стройиндустрии.

Поступила в редакцию 19.02.88.

УДК 622.94.3.002.2

Н. А. МАЛЕЦКИЙ, Т. А. ВЕНЕТУЛИС, кандидаты техн. наук

РАСЧЕТ И ОПТИМИЗАЦИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Обоснование объема производства обогатительной фабрики (ОФ) требует предварительного расчета ее производительной мощности и уровня использования. Пропорциональная совокупность средств труда подразделений ОФ определяет ее производительную мощность — максимально возможный годовой (суточный) выпуск продукции в