

0,60; - шахта № 6 Нововолынська, пласт p_8 – от 0,08-0,65 на западе, до 1,33-1,65 на востоке зоны; - шахта № 7 Нововолынська, пласт p_8 – 5,0; - шахта № 9 Великомоствовская, сближенные пласты p_7 - p_7^D – 0,17-0,2,8; - шахта № 1 Нововолынська, сближенные пласты p_8 - p_8^B – 0,24-1,95.

Наши выводы о предельной мощности породного прослоя (междупластья), при которой рациональна селективная выемка одной из угольных пачек или одного из весьма сближенных угольных пластов, во многом совпадают с результатами аналогичных исследований по Донбасу. На шахтах Львовско-Волынского бассейна переход к селективной отработке только верхней угольной пачки, имеющей кондиционные мощность и зольность, осуществляется при мощности породного прослоя 0,5-0,6 м. В тех случаях, когда после расщепления пласта ни одна из угольных пачек не отвечает требованиям кондиций, отработка запасов зачастую производится при мощности разделяющего прослоя свыше 0,5-0,6 м. Разработка угольных пластов со столь значительной мощностью породного прослоя и высокой зольностью добываемого угля, объясняется весьма ограниченными его запасами и стремлением к максимальному извлечению полезного ископаемого из недр. В то же время, подобная практика не имеет геолого-экономического обоснования и приводит, в конечном счете, к увеличению объема отходов добычи и углеобогащения.

УДК 504.062.2

В.Н. Нагорный, В.В. Ишков, А.Б. Москаленко
(НГАУ)

О ПОГРЕШНОСТЯХ ОПРОБОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СФОРМИРОВАННЫХ ОТХОДАМИ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ

Розглянуто актуальні питання методики геолого-економічної оцінки відходів вуглезбагачення. На основі аналізу математичної моделі зменшення суміші вугільних і мінеральних частин розраховані вірогідні величини похибок, які обумовлені зменшенням початкової маси проб.

Рациональное использование минерального сырья органически включает в себя проблемы разработки техногенных месторождений. Одним из основных факторов сдерживающих переработку отходов углеобогащения является отсутствие научно обоснованной методики геолого-экономической оценки, в частности – опробования и обработки проб.

Особое значение на этапе обработки проб приобретает вероятность внесения погрешности при их сокращении. Анализ методов определения допустимой массы проб при сокращении показал, что большинство их основано на модели смеси мономинеральных зерен правильной формы и одинакового размера. В наших расчетах мы принимаем за основу математическую модель сокращения смеси угольных и минеральных частиц – выборку без возвращения из конечной генеральной совокупности. Распределение угольных частиц в такой выборке хорошо аппроксимируется нормальным законом распределения с дисперсией:

$$S^2_{ny} = p(1 - p)n((N - n)/(N - 1)), \quad (1)$$

где S^2_{ny} - дисперсия распределения угольных частиц, n и N - число частиц соответственно в выборке и генеральной совокупности, p - доля угольных частиц в генеральной совокупности. Так как $N \gg 1$, то можно:

$$S^2_n = p(1 - p)n(1 - n/N). \quad (2)$$

Переходя к дисперсии относительной ошибки в содержании угля, получим:

$$S^2_{отн.} = S^2_{ny} / (np)^2 = (1/p - 1)(1/n - 1/N). \quad (3)$$

Величину сокращаемой и сокращенной пробы, целесообразно выразить в весовых единицах, поэтому полагая для кубической модели:

$$N = Q/(d^3j) \text{ и } n = q/(d^3j), \quad (4)$$

где j - средняя плотность зерен в пробе, $г/см^3$, d - диаметр частиц, $см$; получим:

$$S^2_{отн.} = (1/p - 1)d^3j(1/q - 1/Q). \quad (5)$$

Заменим численную долю угольных частиц p их массовой долей:

$$P_y = pj_y / j, \text{ откуда } p = P_y j / j_y. \quad (6)$$

Массовую долю угольных частиц заменим массовой долей угля:

$$c = P_y k = pk_{j_y} / j, \text{ откуда } p = cj / (kj_y). \quad (7)$$

Теперь формула расчета погрешности при сокращении, имеет вид:

$$S^2 = (k_{j_y} / c_j) - 1) j d^3 (1/q - 1/Q), \quad (8)$$

где k - содержание угля в частицах, представляющих собой угольно-минеральные сростки.

Среднюю плотность пробы выразим через плотности угольных и минеральных зерен ее составляющих. Для этого в равенство:

$$j_m = (j_y n_y d^3 + j_m (n - n_y) d^3) / (n d^3) = j_y p + j_m (1 - p), \quad (9)$$

где j_m - средняя плотность минеральных зерен, подставляя значение p из (7), получим:

$$j = (k_{j_y} j_m) / (k_{j_y} - c(j_y - j_m)). \quad (9)$$

Следует отметить, что практически удобнее в (5) использовать среднюю плотность пробы, так как ее легче непосредственно оценивать.

Для описания группы параметров характеризующих контрастность минерального вещества пробы Жи II. в 1954-1958 годах было введено понятие коэффициента контрастности. Понимая под коэффициентом контрастности "С" отношение концентрации "угля" в единице объема "средней угольно-минеральной частицы" к концентрации его в единице объема средней пробы, или другими словами, обозначим:

$$C = k_{j_y} / c_j - 1. \quad (10)$$

Теперь решая равенство (5) относительно q получим:

$$q = C j d^3 Q / (S^2 Q + C j d^3). \quad (11)$$

Таким образом, при прочих равных условиях с уменьшением массы исходной сокращаемой пробы уменьшается и необходимая масса пробы после сокращения, а при увеличении массы сокращаемой пробы необходимая масса сокращенной пробы стремится к пределу равному $C j d^3 / S^2$. Запишем (8) с учетом (10):

$$S^2 = C j d^3 (1/q - 1/Q). \quad (12)$$

$$\text{Принимая } C j d^3 = \text{const}, \quad (13)$$

приходим к выводу о том, что при степени сокращения 5, максимальная дисперсия относительной ошибки содержания исследуемого компонента изменится

от рассчитанной для сокращаемой пробы примерно на 20%, а стандартное отклонение – на 4-5%. При степени сокращения 10, максимальное отклонение стандартной ошибки при сокращении от расчетной для начальной пробы составит немногим более 3%. Следовательно, при степени сокращения 10, дисперсия относительной ошибки содержания исследуемого компонента при сокращении пробы зависит главным образом от диаметра частиц, средней плотности вещества пробы и коэффициента контрастности. Причем эта зависимость от диаметра частиц имеет кубический характер, а от средней плотности и коэффициента контрастности – прямо пропорциональный.

Клером В.Р. (1980г.) была предложена формула расчета для заданной погрешности необходимой массы пробы угля при ее сокращении:

$$q = \frac{V^2 \sum d_i^3 f_i w_i t^2}{V_{\text{доп}}^2} j \frac{m-1}{m} n \quad (14)$$

где q - необходимая масса пробы на данном этапе обработки, г;

$V_{\text{доп}}$ - общая допустимая относительная погрешность обработки;

t - коэффициент вероятности; d_i - диаметр частиц i -того гранулометрического класса, %;

f_i - поправка на форму частиц; j - плотность угля, г/см³;

m - коэффициент сокращения; n - число этапов обработки.

Величина $\sum d_i^3 f_i w_i$ есть не что иное как эффективный размер частиц в пробе, а $V_{\text{доп}}/t^2$ - допустимая среднеквадратическая относительная погрешность. Показателем контрастности в формуле Клера является величина V - коэффициент вариации определяемого качества от частице к частице, что точно соответствует английскому подходу к выводу формулы сокращения. В формуле эта величина не раскрывается, а для практического использования значение V предлагается определять экспериментально. Вызывает сомнение включение в формулу числа этапов обработки - n , так как в соответствии с такой трактовкой общая допустимая погрешность делится по числу этапов обработки пробы на равные части, что с одной сто-

роны вызывает на практике значительные трудности технического характера, а с другой – не способствует оптимизации процессов обработки проб.

Отметим наиболее важные на наш взгляд особенности проб из отходов углеобогатительных фабрик. Во-первых, минеральная часть горной массы поступающей на углеобогатительные фабрики обычно измельчается значительно слабее, чем уголь, поэтому в формуле (11) необходимо использовать не средний диаметр частиц, а максимальный. Во-вторых, отделение минеральной части прослоев и включений от угля в процессе обогащения происходит быстро и носит массовый характер, что приводит к незначительной доле угольно-минеральных сростков в отходах. Поэтому в (10) необходимо использовать максимальную контрастность. Этот вывод косвенно подтверждается и данными Клера В.Р. по распределению зольности между отдельными зернами в различных гранулометрических классах угля. Следовательно, для угольных проб анализируемых на зольность можно принять следующие усредненные условия, определяющие контрастность: $k = 100\%$, $j_{\text{зол}} = 2,5$; $c = 10\%$, $j = 1,5$. В этом случае для 10% допустимой погрешности величина надежной массы пробы анализируемой на зольность при максимальном размере обломков 19,1 мм составит около 17 кг. Сопоставим полученный результат с основными международными стандартами для приведенных выше условий: по английскому стандарту – 18 кг, по южноафриканскому стандарту – 13,5 кг. Близость результатов рассчитанных нами с данными международных стандартов (учитывая их полуэмпирический характер) позволяет считать принципы, которые мы использовали в расчетах верными и перенести их и на расчет надежной исходной массы проб из отходов углеобогащения.

УДК 622.333.002.68:622.7

Н.В. Кувшинов, Я.Я. Сердюк, А.Г. Шапарь
(ИППРЕ НАН Украины)

ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ СИТУАЦИЯ В ДНЕПРОПЕТРОВСКОЙ ОБЛАСТИ