

**Discussion and conclusions.** Developing further the anharmonic correlated Einstein model we obtained a general theory for calculation cumulants and thermodynamic parameters in XAFS theory including anharmonic contributions. The expressions are described through new structural parameters agree with structural contributions of cubic crystals like face center cubic (fcc), body center cubic (bcc), and results published before [4]. The expression in this work is general case of present procedure when we insert the magnitudes of  $c_1$ ,  $c_2$ , from Tab. 2 into the calculation of the thermodynamic parameters and above obtained expressions of cumulants. The results of the numerical calculations according to present method for cumulants good agreement with experimental values for Cu crystal (Tab. 3) and illustrates by graphs in Fig. 1, note that the experimental values from XAFS spectra measured at HASYLAB (DESY, Germany).

With the discovery of the XAFS spectra, it provides the number of atoms and the radius of each shell, the XAFS spectroscopy becomes a powerful structural analysis technique, but the problem remained to be solved is the distribution of these atoms. The factors  $c_1$ ,  $c_2$ , introduced in the presented work contains the angle between the bond connecting absorber with each atom and the bond between absorber and backscatterer, that is why they can describe the nearest atoms distributions surround absorber and backscatterer atoms.

Knowing structure of the crystals and the magnitudes of  $c_1$ ,  $c_2$ , from Tab. 2 we can calculate the cumulants and then XAFS spectra. But for structure unknown substances we can extract the atomic number from the measured XAFS spectra, as well as, extract the factors  $c_1$ ,  $c_2$ , according to our theory from the measured cumulants like Debye-Waller factor to get information about atomic distribution or structure.

The thermodynamic parameters expressions described by second cumulant or Debye-Waller factor is very convenient, when second cumulant  $\sigma^{(2)}$  is determined, it allows to predict the other cumulants according to Eq. (21), (24), consequently reducing the numerical calculations and experimental measurements.

#### REFERENCES

1. Crozier, E. D., Rehr, J. J., & Ingalls, R. (1998) *X-ray Absorption* Edited by D. C. Koningsberger and R. Prins, Wiley New York.
2. Hung, N. V., & Rehr, J. J. (1997) Anharmonic Correlated Einstein-Model Debye-Waller factors. *Phys. Rev. B* (56), p. 43.
3. Feynman, R. P. (1972) *Statistics Mechanics*, Benjamin, Reading.
4. Hung, N. V., Vu Kim Thai, & Nguyen Ba Duc, (2000) Calculation of Thermodynamic Parameters of bcc Crystals in XAFS theory. *J. Science of VNU Hanoi* (XVI), 11–17.

Поступила 16.10.2014

УДК 004.9.005.53

## ФОРМАЛИЗАЦИЯ КРИТЕРИЯ МИНИМУМА ЭНЕРГОЗАТРАТ УСТАНОВКИ, ПРОИЗВОДЯЩЕЙ ДРОБЛЕНИЕ

Асн. ШПУРГАЛОВА М. Ю.

Белорусский национальный технический университет

E-mail: marina\_bntu@tut.by

Построены аналитические выражения, описывающие зависимость между основными параметрами процесса дробления калийных руд. Учитывая общность формулы Кирпичева, были внесены некоторые коррективы для непосредственного применения данной гипотезы в расчете энергии, идущей на разрушение образца калийной руды, что позволяет брать во внимание не только общий, усредненный размер образцов, но и процентное содержание каждого конкретного образца заданных размеров. В результате исследования состава калийной руды заданного объема было установлено, что каждый компонент, входящий в состав образца, имеет свои предел прочности и модуль упругости. Кроме того, процентное содержание компонент, входящих в состав калийной руды (сильвинита, галита и нерастворимого осадка), различно.

Экспериментальным путем было установлено, что в выбранном объеме материала ( $2 \text{ м}^3$ ), поступающего на обогащение, и в готовом продукте распределение кусков руды нормальное (то есть кусков среднего размера больше, чем минимального и максимального размеров). На основании выполненных исследований, а также взятой за основу формулы, соответствующей гипотезе Кирпичева, было получено выражение, с помощью которого можно рассчитать энергию, идущую на разрушение заданного объема калийной руды. При этом учитывались химический состав и процентное содержание компонент, входящих в состав калийной руды. Энергия, идущая на разрушение объема калийной руды, состоит из суммы энергий, затраченных на разрушение отдельных компонент, входящих в химический состав калийной руды, умноженных на процентное содержание соответствующего вещества.

**Ключевые слова:** критерий минимума, энергозатраты, установка, дробление.

Ил. 2. Табл. 3. Библиогр.: 10 назв.

## FORMALIZATION OF MINIMUM POWER CONSUMPTION CRITERION FOR CRUSHING UNIT

*SHPURGALOVA M. Yu.*

*Belarusian National Technical University*

Analytical expressions describing dependence between basic parameters of potash ore crushing process have been constructed in the paper. While taking in account the generality of the Kirpichev formula some corrections have been made for direct applicability of the given hypothesis in calculation of energy which is required for crushing of potash ore specimen. Such approach makes it possible to consider not only general averaged size of specimens but percentage content of every concrete specimen of the specified dimensions. While investigating potash ore composition of the prescribed volume it has been established that every component contained in the specimen composition has its tensile strength and elastic modulus. In addition to this it has been demonstrated the percentage content of components in potash ore composition (sylvinite, halite and insoluble residue) is different.

It has been experimentally determined that the selected volume of the material ( $2 \text{ м}^3$ ) supplied for beneficiation and the final product have normal distribution of ore pieces, it means that number of averaged size pieces is higher than pieces of minimum and maximum sizes. An expression has been obtained on the basis of the executed investigations and formula that corresponds to the Kirpichev hypothesis. The expression makes it possible to calculate energy required for crushing of the specified volume of potash ore. In this case chemical composition and percentage content of components included in the potash ore have been taken into account. The energy required for crushing of the potash ore volume consists of total sum of energy used for crushing of separate components included in chemical composition of potash ore and this sum is multiplied by percentage content of corresponding substance.

**Keywords:** minimum criterion, power consumption, unit, crushing.

Fig. 2. Tab. 3. Ref.: 10 titles.

Как было установлено в [1, 2], большинство прикладных оптимизационных задач обогащения в горном производстве могут быть формализованы в классическом представлении в виде системы уравнений:

$$\begin{cases} F_j(\bar{X}_N, \bar{A}, t) \rightarrow \text{extr}, j \in [1, J_{\max}]; \\ \Phi_r(\bar{X}_N, \bar{A}, t) \leq 0, r \in [1, R]; \\ Q_s(\bar{X}_N, \bar{A}, t) = 0, s \in [1, S]; \\ \bar{X}_N \in \{x_1, x_2, \dots, x_N\}; \\ x_i \in [x_{i\min}, x_{i\max}], i \in [1, N]; \\ \bar{A} \in \{a_1, a_2, \dots, a_A\}, \end{cases} \quad (1)$$

где  $F_j(\bar{X}_N, \bar{A}, t)$  формализует достижение экстремального значения  $j$  критерия задачи;  $\Phi_r(\bar{X}_N, \bar{A})$  и  $Q_s(\bar{X}_N, \bar{A})$  – соответственно  $R$

ограничений и  $S$  условий, которым должны удовлетворять переменные параметры модели;  $\bar{X}_N$  – неизвестные переменные, полно и однозначно характеризующие процесс обогащения, в нашем случае – процесс измельчения.

Применительно к решаемой в данной статье задаче целевая функция выражения (1) может быть представлена в виде

$$F(\bar{X}_1, \bar{X}_2, \bar{X}_3, \dots, \bar{X}_n, A) \rightarrow \text{extr}, \quad (2)$$

где  $\bar{X}_1, \bar{X}_2, \bar{X}_3, \dots, \bar{X}_n$  – подмножества переменных параметров, на которые условно разбито все множество переменных  $\bar{X}_N$ , полно и однозначно характеризующих процесс измельчения. Процедура разбиения по определенным признакам множества неизвестных параметров на подмножества, по сути, является первым шагом применения метода декомпозиции, ис-

пользуемого в дальнейшем решении поставленной задачи.

Применительно к решаемой задаче по определению оптимальных параметров технологического процесса измельчения (дробления) калийной руды, ее формулировки и формализации, установленного подмножества существенных переменных задачи, инженерного эвристического анализа описывающих процесс измельчения переменных – все существенные переменные задачи были разделены на три подмножества (группы). К первой группе отнесены переменные  $\bar{X}_1$ , характеризующие технические показатели дробильных установок. Ко второй – переменные  $\bar{X}_2$ , характеризующие физико-механические свойства горной породы. К третьей –  $\bar{X}_3$ , описывающие способ (технологии) измельчения.

Тогда выражение (2) примет вид

$$F(\bar{X}_1, \bar{X}_2, \bar{X}_3) \rightarrow \text{extr.} \quad (3)$$

Исходя из формулировки и формализации решаемой задачи, а также на основании существующей практики решения схожих задач можно предположить, что выражение  $F(\bar{X}_1, \bar{X}_2, \bar{X}_3, \dots, \bar{X}_N)$  с приемлемой степенью точности для результатов решения задачи может быть представлено в виде ряда  $k_1 f_1(\bar{X}_1) + k_2 f_2(\bar{X}_2) + k_3 f_3(\bar{X}_3) + \dots + k_n f_n(\bar{X}_N)$ . Тогда целевая функция решаемой задачи примет вид

$$F(\bar{X}_1, \bar{X}_2, \bar{X}_3) = k_1 f_1(\bar{X}_1) + k_2 f_2(\bar{X}_2) + k_3 f_3(\bar{X}_3). \quad (4)$$

В [3] установлена зависимость  $f_1(\bar{X}_1)$ , характеризующая параметры дробильной установки. Найдена зависимость удельной потребляемой мощности установки от максимальной мощности двигателя (тока, потребляемого двигателем), количества оборотов ротора дробилки, величины загрузки.

Следующей исследуемой группой параметров будут такие, которые характеризуют физико-механические свойства измельчаемого материала, формализованные выражением  $f_2(\bar{X}_2)$ . В качестве критерия оптимальных энергозатрат установки, производящей дробле-

ние, предполагается выбрать минимальную разность между ее удельными и необходимыми энергозатратами на дробление, определенными физико-химическим составом поступающей на измельчение руды:

$$E_{\text{уст}} - E_{\text{руды}} \rightarrow \min. \quad (5)$$

Для формализации выбранного критерия (5) необходимо дополнительно установить зависимость энергии, затраченной на измельчение (разрушение) конкретного сырья от следующих характеристик [4]:

- физико-механических свойств поступающей на измельчение руды (предел прочности материала  $\sigma_p$ , модуль упругости  $E$ );

- конечных размеров  $d$ , до которых происходит разрушение кусков руды, имеющих исходные размеры  $D$ ;

- степени измельчения кусков  $z_n = D/d_m$ , где  $D$  – диаметр, исходных кусков, поступающих на дробление;  $d_m$  – то же наиболее крупных кусков, прошедших дробление;

- выбранного способа измельчения – этот фактор чаще всего является определяющим.

Следует отметить, что параметр, характеризующий производительность дробильной установки, учитывается также в первой группе установленных зависимостей в виде показателя, определяющего потребляемую мощность двигателя. Каждому способу измельчения отвечают своя физическая модель разрушения куска и соответствующее ей математическое описание.

Применительно к условиям решаемой задачи при оценке затрат энергии при разрушении твердого материала имеет место гипотеза Кирпичева [5]. Согласно ей при измельчении способами раздавливания, раскалывания, удара затраты энергии  $A$ , Дж, на разрушение куска размером  $D$  до конечного размера  $d$  при степени измельчения  $z_n$  могут быть определены из выражения

$$A = \frac{\pi \sigma_p^2 d^3}{12E} (z_n^3 - 1). \quad (6)$$

Для практического использования выражения (6) применительно к конкретным установкам и характеристикам измельчаемого мате-

риала требуются проведение исследований и выведение новых расчетных соотношений. Действительно, прочностные характеристики конкретного твердого материала, подлежащего измельчению (минерала, породы и т. п.), бывают различными для разных месторождений и размеров куска. Затраты энергии на измельчение зависят от закона распределения по размерам поступающей на измельчение руды, а также от закона распределения по размерам (классам) руды, прошедшей процесс измельчения. Поэтому дальнейшие исследования заключаются в том, чтобы на основании экспериментальных данных и компьютерного моделирования процессов измельчения калийной руды эмпирическое выражение (6) преобразовать применительно к процессу дробления калийной руды, добываемой на различных горизонтах рудников ОАО «Беларуськалий», на ударно-центробежных дробилках ДЦ-1,6 и аналогичных им.

Итак, используя результаты, полученные в [3], выведем зависимость, отражающую практическую суть гипотезы Кирпичева, применительно к процессу дробления калийной руды на установках класса ударно-центробежной дробилки ДЦ-1,6. Изначально проанализируем состав, количество и параметры калийной руды, поступающей на измельчение. Предположим, что функция распределения по размерам количества кусков поступающей на измельчение руды имеет вид  $f(x)$ . Найденная таким образом функция распределения показывает, какое количество кусков руды размера  $x$  имеется в исследуемом объеме руды  $V_{\text{руд}}$ . При этом  $l_{\min}$  и  $l_{\max}$  – минимальные и максимальные размеры кусков руды, имеющих в исследуемом объеме. Из вышеизложенного следует, что  $\int_{l_{\min}}^{l_{\max}} F(f(x))dx = V_{\text{руд}}$ , где  $x$  – линейный размер куска руды;  $F(f(x))$  – объем всех кусков руды, имеющих размер  $x$  [6–9].

Дальнейшая задача состояла в экспериментально-аналитическом определении функций распределения поступающей на измельчение руды и руды, прошедшей процесс измельчения. Для этого использовали результаты экспериментов, производимых в ОАО «Белгорхимпром» в рамках научных исследований по оптимизации параметров процесса обогащения.

Были приняты результаты следующего эксперимента. На транспортной ленте, подающей руду на измельчение, выбирался участок, на котором находилось примерно  $2 \text{ м}^3$  руды. С этого участка снимали руду, куски ее измеряли по максимальной и минимальной величинам и взвешивали.

Результаты описанного выше эксперимента обработаны следующим образом. В качестве параметра, характеризующего размер куска руды (называемого в дальнейшем «размер»), было выбрано среднее значение его максимальной и минимальной величин. Минимальные и максимальные средние размеры поступающих на измельчение кусков руды находились в пределах от 0,1 до 0,7 м. Следует отметить, что максимальный средний размер поступающей на измельчение руды был близок к размеру толщины пласта (большого) полезного ископаемого, с отработки которого руда поступала на измельчение.

Результаты обработки данных эксперимента представлены в табл. 1 [10].

Таблица 1  
Количественный состав и объем руды, поступающей на измельчение

| Размер образцов $D_N$ , поступающих на дробление, м | Количество образцов данного размера $N$ | Общий объем образцов заданного диаметра, поступающих на дробление | Процентное содержание образцов среднего размера, % |
|-----------------------------------------------------|-----------------------------------------|-------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------|
| 0,1                                                 | 5                                       | 0,002617                                                          | 0,13                                               |
| 0,2                                                 | 6                                       | 0,025120                                                          | 1,23                                               |
| 0,3                                                 | 9                                       | 0,127170                                                          | 6,22                                               |
| 0,4                                                 | 18                                      | 0,602880                                                          | 29,50                                              |
| 0,5                                                 | 10                                      | 0,654167                                                          | 32,01                                              |
| 0,6                                                 | 4                                       | 0,452160                                                          | 22,13                                              |
| 0,7                                                 | 1                                       | 0,179503                                                          | 8,78                                               |

Распределение по средним размерам поступающих на измельчение кусков руды представлено на рис 1.

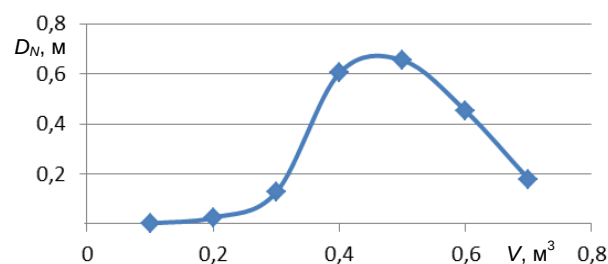


Рис. 1. Распределение по средним размерам поступающих на измельчение кусков руды

Данные эксперимента по гранулометрическому составу измельченной руды для различных оборотов ротора дробилки и количества руды, загружаемой в дробилку за один цикл, представлены в табл. 2.

Таблица 2  
Результаты испытания процесса дробления  
сильвинитовой руды в открытом цикле  
с использованием дробилки СМ-170В

| Обороты<br>ротора,<br>об/мин | Количество<br>загружаемой<br>руды, т/ч | Гранулометрический состав,<br>% по фракциям, мм |      |      |      |
|------------------------------|----------------------------------------|-------------------------------------------------|------|------|------|
|                              |                                        | +10                                             | +5   | +1   | –1   |
| 450                          | 272                                    | 3,3                                             | 12,0 | 45,3 | 39,4 |
|                              | 380                                    | 4,6                                             | 12,3 | 45,4 | 37,7 |
|                              | 736                                    | 10,9                                            | 16,3 | 39,5 | 33,3 |
| 550                          | 224                                    | 2,1                                             | 12,9 | 43,6 | 41,4 |
|                              | 441                                    | 4,5                                             | 14,1 | 41,7 | 41,7 |
|                              | 599                                    | 4,9                                             | 14,0 | 42,1 | 39,0 |
| 650                          | 336                                    | 1,3                                             | 11,0 | 41,3 | 46,4 |
|                              | 446                                    | 2,3                                             | 13,8 | 41,5 | 42,4 |
|                              | 638                                    | 3,4                                             | 14,9 | 48,3 | 33,4 |
| 750                          | 137                                    | 2,3                                             | 9,9  | 40,1 | 50,0 |
|                              | 301                                    | 1,9                                             | 11,1 | 42,0 | 46,9 |
|                              | 395                                    | 1,2                                             | 10,2 | 45,5 | 43,1 |

Результаты практического эксперимента, описанного в [1], представлены на рис. 2.

Из анализа экспериментальных данных и зависимостей можно заключить, что распределение по средним размерам поступающих на измельчение кусков руды наиболее близко к нормальному распределению. На выходе дробильной установки измельченная руда класса крупности от (–1) мм до (+10) мм также имеет распределение, близкое к нормальному.

Основу калийной руды составляют галит, сильвинит и нерастворимый остаток. Обозначим как  $P_{KCl}$  процентное содержание сильвинита и как  $P_{NaCl}$  – процентное содержание галита в руде, поступающей на измельчение. Тогда процентное содержание нерастворимого остатка составит  $(1 - P_{KCl} - P_{NaCl})$ .

Взяв в качестве исходного полученное в соответствии с гипотезой Кирпичева выражение (6), выведем аналитико-экспериментальным путем формулу для определения энергии разрушения единицы объема калийной руды, поступающей на измельчение с транспортной ленты.

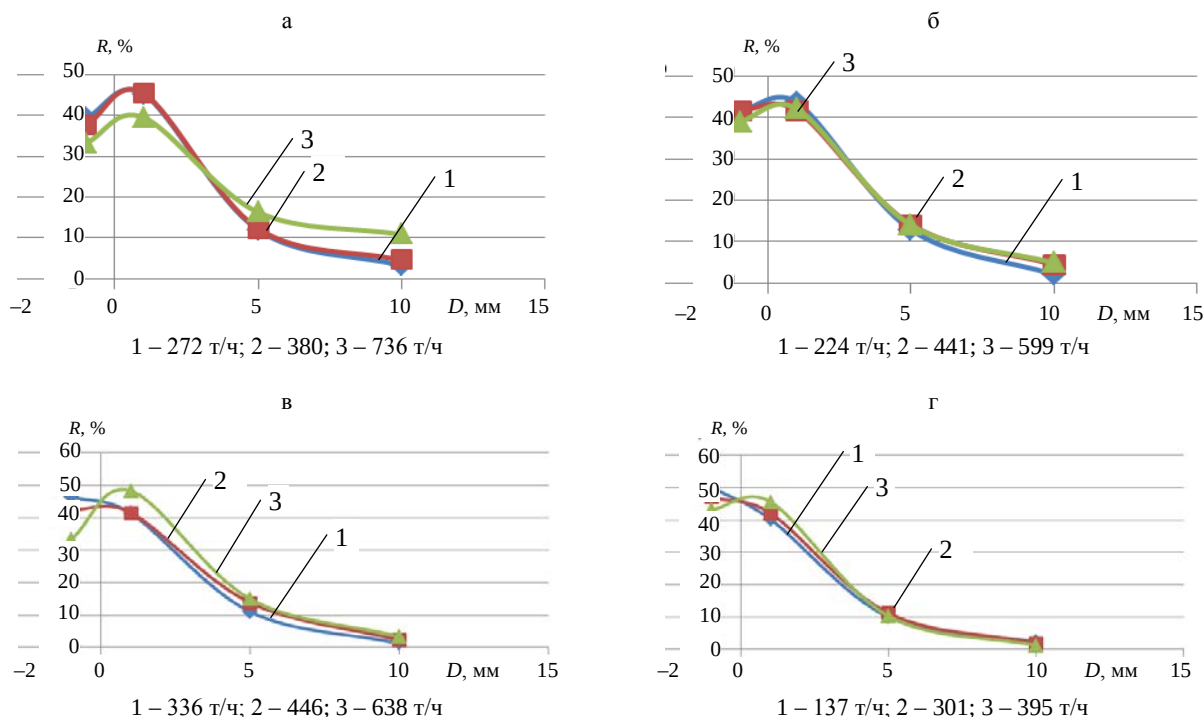


Рис. 2. Гранулометрический состав измельченной руды для различных оборотов ротора ( $n$ ) дробилки и количества руды (т/ч), загружаемой в дробилку за один цикл:  
а –  $n = 450$ ; б –  $n = 550$ ; в –  $n = 650$ ; г –  $n = 750$

В качестве такой единицы в рассматриваемом случае выбрано  $2 \text{ м}^3$  руды. Выбор в качестве минимального объема  $2 \text{ м}^3$  руды обусловлен минимальным количеством кусков руды, составляющих этот объем, которые проявляют закон распределения поступающих на измельчение кусков руды по размерам.

Предположим, что размеры поступающих на измельчение кусков руды находятся в диапазоне от  $D_{\min}$  до  $D_{\max}$ . Весь диапазон разбит на  $K$  интервалов (классов крупности). Размер кусков руды, попадающих в  $K$ -й интервал, обозначим  $D_k$ , число таких кусков –  $P_k$ . Величину  $P_k$  предполагается определять из закона распределения кусков руды по размерам.

Из анализа (6) следует, что энергия необходимая для разрушения кусков сильвинита, содержащихся в единице объема руды, может быть рассчитана по формуле

$$A_{\text{KCl}} = \frac{\pi P_{\text{KCl}} \sigma_{\text{KCl}}^2}{12 E_{\text{KCl}}} \sum_{k=1}^K d^3 P_k^{\text{KCl}} \left[ \left( \frac{D_k^{\text{KCl}}}{d} \right)^3 - 1 \right], \quad (7)$$

при этом

$$D_k^{\text{KCl}} = D_{\min}^{\text{KCl}} + (D_{\max}^{\text{KCl}} - D_{\min}^{\text{KCl}})(K-1)/K. \quad (8)$$

Соответственно энергия, необходимая для разрушения кусков галита, содержащихся в единице объема руды, может быть рассчитана по формуле

$$A_{\text{NaCl}} = \frac{\pi P_{\text{NaCl}} \sigma_{\text{NaCl}}^2}{12 E_{\text{NaCl}}} \sum_{k=1}^K d^3 P_k^{\text{NaCl}} \left[ \left( \frac{D_k^{\text{NaCl}}}{d} \right)^3 - 1 \right], \quad (9)$$

аналогично

$$D_k^{\text{NaCl}} = D_{\min}^{\text{NaCl}} + (D_{\max}^{\text{NaCl}} - D_{\min}^{\text{NaCl}})(K-1)/K, \quad (10)$$

где  $D_{\min}^{\text{NaCl}}$ ,  $D_{\min}^{\text{KCl}}$  – соответственно минимальные размеры кусков галита и сильвинита, поступающих на измельчение;  $D_{\max}^{\text{KCl}}$ ,  $D_{\max}^{\text{NaCl}}$  – максимальные размеры кусков сильвинита и галита, поступающих на измельчение;  $P_k^{\text{KCl}}$  – количество кусков руды, имеющих размер  $D_k^{\text{KCl}}$ ,  $P_k^{\text{NaCl}}$  – количество кусков руды, имеющих размер  $D_k^{\text{NaCl}}$ .

Как указывалось выше, эти величины определяются исходя из закона распределения кус-

ков руды по размерам, а распределение по размерам поступающих на измельчение кусков руды наиболее близко к нормальному распределению. Одним из приемлемых для рассматриваемой задачи видов представления закона распределения кусков руды по размерам является табличный (табл. 3).

Таблица 3

Распределение кусков руды по размерам

|                    |         |          |         |          |          |         |          |
|--------------------|---------|----------|---------|----------|----------|---------|----------|
| $D_k^{\text{KCl}}$ | 0,00523 | 0,004187 | 0,01413 | 0,033493 | 0,065417 | 0,11304 | 0,179503 |
| $P_k^{\text{KCl}}$ | 5       | 6        | 9       | 18       | 10       | 4       | 1        |

Также использовали предположение о том, что конечные размеры  $d$ , до которых происходит измельчение, одинаковы как для сильвинита, так и галита. На величину энергии, необходимой для измельчения исходных кусков руды до конечных размеров  $d$ , влияет и содержание в руде нерастворимого остатка – глины

$$A_{\text{NO}} = (1 - P_{\text{KCl}} - P_{\text{NaCl}}) K_{\text{NO}}, \quad (11)$$

где  $K_{\text{NO}}$  – числовая постоянная, связывающая дополнительную энергию, необходимую для измельчения руды из-за присутствия в ней нерастворимого остатка в размере одного процента от единицы веса поступающей на измельчение руды.

На основании вышеизложенного и выражения (6) энергия, необходимая для разрушения единицы веса калийной руды, может быть записана в следующем виде:

$$A = \frac{\pi P_{\text{KCl}} \sigma_{\text{KCl}}^2}{12 E_{\text{KCl}}} \sum_{k=1}^K d^3 P_k^{\text{KCl}} \left[ \left( \frac{D_k^{\text{KCl}}}{d} \right)^3 - 1 \right] + \frac{\pi P_{\text{NaCl}} \sigma_{\text{NaCl}}^2}{12 E_{\text{NaCl}}} \sum_{k=1}^K d^3 P_k^{\text{NaCl}} \times \left[ \left( \frac{D_k^{\text{NaCl}}}{d} \right)^3 - 1 \right] + (1 - P_{\text{KCl}} - P_{\text{NaCl}}) K_{\text{NO}}. \quad (12)$$

При экспериментальном обосновании закона распределения по размерам кусков руды (продукта дробления), поступающей на измельчение, рассматривали семь классов крупности – от 10 до 70 см в диаметре. Рассчитали процентное содержание каждого класса в исходном продукте. Следует отметить, что посту-

пающие на измельчение куски руды имеют не равномерное, а нормальное распределение.

Выведенное автором аналитико-экспериментальным путем выражение (12) позволяет производить сравнительную оценку энергии, необходимой для разрушения единицы объема калийной руды (начиная с  $2 \text{ м}^3$ ) в зависимости от процентного состава составляющих данный объем галита, сильвинита, нерастворимого остатка, а также размеров кусков руды, поступающей на измельчение, и других, характеризующих руду параметров, указанных в выражении. Поэтому выбор в качестве единичных объемов  $3; 4 \text{ м}^3$  и т. д. увеличит точность расчетов.

### ВЫВОДЫ

1. Расчетное соотношение для определения необходимой энергии на дробление  $2 \text{ м}^3$  калийной руды справедливо и для больших объемов руды путем введения коэффициента, равного соотношению измельчаемого объема к объему руды, выбранному в качестве единичного.

2. Энергия, идущая на разрушение объема калийной руды, состоит из суммы энергий, затраченных на разрушение отдельных компонентов, входящих в химический состав калийной руды, умноженных на процентное содержание соответствующего вещества.

### ЛИТЕРАТУРА

1. **Василевич, Ю. В.** Оптимизационная модель процесса дробления калийных руд / Ю. В. Василевич, М. Ю. Шпургалова, В. В. Сапешко // Теоретическая и прикладная механика: междунар. науч.-техн. сб. – 2013. – Вып. 28. – С. 216–218.
2. **Шпургалов, Ю. А.** Компьютерное моделирование принятия решений в производственных задачах / Ю. А. Шпургалов. – Минск: БНТУ, 2009. – 217 с.
3. **Выполнить** исследования и провести опытно-промышленные испытания замкнутого цикла дробления калийной руды на 4 РУ с использованием различных типов дробилок и модернизированного грохота ГИТ-71М с целью улучшения грансостава дробленого продукта: отчет о НИР/ОАО «Белгорхимпром»; рук. В. В. Сапешко. – Минск, 2007. – 56 с. – № ГР 400.В.2005–2006.
4. **Справочник** по обогащению руд. Подготовительные процессы / Ю. Е. Аккерман [и др.]. – М.: Недра, 1982. – 368 с.
5. **Андреев, С. Е.** Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых / С. Е. Андреев, В. А. Перов, В. В. Зверович. – М.: Недра, 1980. – 416 с.

6. **Богатов, Б. А.** Математические методы и модели в горном деле: учеб. пособие / Б. А. Богатов. – Минск: Технопринт, 2003. – 278 с.

7. **Резниченко, С. С.** Математическое моделирование в горной промышленности / С. С. Резниченко. – М.: Недра, 1981. – 216 с.

8. **Богатов, Б. А.** Моделирование и обоснование решений в горном производстве / Б. А. Богатов, Ю. А. Шпургалов. – Минск: Изд-во Белорус. горной академии, 2002. – 367 с.

9. **Шпургалов, Ю. А.** Формализация оптимизационного процесса дробления калийных руд / Ю. А. Шпургалов, В. В. Сапешко, М. Ю. Шпургалова // Наука и техника. – 2013. – № 3. – С. 3–6.

10. **Шпургалов, Ю. А.** Построение компьютерных моделей оптимизации производственных процессов на базе универсальных пакетов прикладных программ / Ю. А. Шпургалов // Горная механика. – 2008. – № 2. – С. 87–91.

### REFERENCES

1. **Vasilevich, Yu. V., Shpurgalova, M. Yu., & Sapeshko, V. V.** (2013) Optimization Model for Potash Ore Crushing Process. *Teoreticheskaia i Prikladnaia Mekhanika. Mezhdunarodnyi Nauchno-Tekhnicheskii Sbornik* [Theoretical and Applied Mechanics. International Scientific and Technical Collected Book], 28, 216–218 (in Russian).
2. **Shpurgalov, Yu. A.** (2009) *Computer Simulation for Taking a Decision in Industrial Problems*. Minsk: BNTU. 217 p. (in Russian).
3. **Sapeshko, V. V.** (2007) *Execution of Investigations and Pilot Tests of Closed Cycle for Crushing of Potash Ore While Using 4 PY-unit Having Various Types of Crushers and Modernized ГИТ-71М-Separation Screen With the Purpose to Improve Grain Size Composition of the Crushed Product*. Minsk. 56 p. (In Russian, Unpublished).
4. **Akkerman, Yu. E., Bukaty, G. B., Kizeval'ter, B. V., Kornienko, Ia. P., Olevskii, V. A., Perov, V. A., Povarov, A. I., & Iashin, V. P.** (1982) *Reference Boon on ore Benefication. Preparatory Processes*. Moscow, Nedra. 368 p. (in Russian).
5. **Andreev, S. E., Perov, V. A., Zverovich, V. V.** (1980) *Crushing, Grinding and Screening of Natural Resources*. Moscow, Nedra. 416 p. (in Russian).
6. **Bogatov, B. A.** (2003) *Mathematical Methods and Model in Mining*. Minsk, Tekhnoprint. 278 p. (in Russian).
7. **Reznichenko, S. S.** (1981) *Mathematical Simulation in Mining Industry*. Moscow, Nedra. 216 p. (in Russian).
8. **Bogatov, B. A., & Shpurgalov, Yu. A.** (2002) *Simulation and Sustantiation of Solutions in Mining Industry*. Minsk: Publishing House of Belarusian Mining Academy. 367 p. (in Russian).
9. **Shpurgalov, Yu. A., Sapeshko, V. V., & Shpurgalova, M. Yu.** (2013) The Formalization of the Optimization Process of Crushing Potash Ores. *Nauka i Tekhnika* [Science and Technique], 3, 3–6 (in Russian).
10. **Shpurgalov, Yu. A.** (2008) Construction of Computer Models to Optimize Production Processes on the Basis of Universal Application Packages. *Gornaia Mekhanika* [Mining Mechanics], 2, 87–91 (in Russian).

Поступила 04.06.2014