BẢN DỊCH THAM KHẢO do Công ty TNHH Kỹ thuật và Thương mại Vân Phong thực hiện. Bản gốc đã công bố là văn bản chính thức; hình vẽ xem trong bản gốc.

Mô hình hóa quá trình phá vỡ đất đá bằng va đập của mũi búa thủy lực có xét đến độ cùn của mũi

V. I. Bolobov, S. A. Chupin, Lê Thanh Bình

Eurasian Mining (Khai khoáng Á-Âu), 2022, số 1, tr. 72–75 · DOI: 10.17580/em.2022.01.15

Tóm tắt

Việc phá vỡ đất đá và các vật liệu composite nhân tạo được thực hiện bằng nhiều cách khác nhau. Một trong những phương pháp phổ biến nhất là phá vỡ bằng va đập. Mũi búa hình côn của búa thủy lực JCB HM380 được sử dụng làm dụng cụ va đập. Nghiên cứu thực nghiệm về phá vỡ đất đá được tiến hành trên một vật liệu composite nhân tạo – bê tông. Chiều sâu xuyên của mũi búa vào bê tông được dùng làm thông số thử nghiệm. Mô hình được xây dựng trên cơ sở mô hình của Giáo sư V. B. Sokolinsky. Mô hình phát triển trong công trình này có xét đến mức độ cùn của dụng cụ khi va đập đơn và va đập lặp. Hệ được xem xét như một hệ hai thành phần do độ cứng tiếp xúc mũi búa – granit cao (so với độ cứng tiếp xúc piston búa – mũi búa). Các quá trình sóng trong mũi búa được bỏ qua do chiều dài mũi búa nhỏ. Chiều sâu xuyên của mũi búa vào đất đá được tính toán lý thuyết bằng mô hình toán học đã xây dựng tại mỗi lần đập, sau đó được so sánh với dữ liệu thực nghiệm. Các thử nghiệm phá vỡ cũng sử dụng búa JCB HM380 và bê tông. Chiều sâu xuyên được xác định bằng phân tích từng khung hình của video quay quá trình. Kết quả cho thấy sự cùn của mũi búa làm tăng đơn điệu lực cản của đất đá đối với sự xuyên của mũi búa, cả khi va đập đơn lẫn va đập lặp, trong khi chiều sâu xuyên của dụng cụ và thời gian va đập giảm (so với trạng thái ban đầu của dụng cụ, lần lượt 28% và 20%).

Từ khóa: *búa thủy lực, mũi búa, độ cùn, sự xuyên, granit, mô hình toán học, thông số va đập*

Mở đầu

Công nghiệp khai thác khoáng sản là một ngành quan trọng tạo nguồn thu ngân sách trong nền kinh tế của nhiều quốc gia, trong đó có Nga [1]. Không thể tăng nguồn thu ngân sách nếu không có trong tay các phương pháp khai thác tiên tiến. Khai thác khoáng sản là một quá trình phức tạp được thực hiện bằng nhiều phương pháp và máy móc khác nhau [2–6]. Hiệu quả của nổ mìn – phương pháp được sử dụng rộng rãi nhất trong khai thác khoáng sản – phụ thuộc phần lớn vào thiết bị và dụng cụ khoan [4, 7]. Mặt khác, một số công việc chỉ cho phép sử dụng phương pháp va đập (phá đá quá cỡ, cậy gỡ đá treo v.v.). Các dụng cụ va đập tương tác trực tiếp với đất đá bị mòn nhanh. Sự xuống cấp như vậy của dụng cụ làm giảm năng suất và tăng chi phí mua sắm dụng cụ mới. Hiện nay đang có nhiều nghiên cứu sâu rộng nhằm tìm cách kéo dài tuổi thọ của dụng cụ va đập thông qua thiết kế lại, sử dụng vật liệu mới hoặc áp dụng các kỹ thuật gia công tiên tiến [8–17].

Cơ sở lý thuyết của phá vỡ đất đá bằng va đập đã được các nhà khoa học Nga và nước ngoài mô tả [18–33]. Sự xuyên của dụng cụ va đập vào đất đá được mô hình hóa bằng toán học, đồng thời năng lượng tiêu hao để phá vỡ đất đá và năng suất của máy va đập được đánh giá [34–36]. Trong khi đó,

ảnh hưởng của sự cùn của dụng cụ va đập đến hiệu quả va đập chưa được quan tâm đúng mức. Bài báo này là một nỗ lực nhằm lấp khoảng trống đó.

Mô hình toán học về sự xuyên của dụng cụ va đập vào đất đá và vật liệu composite chứa đá sử dụng các kết quả nghiên cứu của Giáo sư Sokolinsky [37].

Việc mô hình hóa được thực hiện cho trường hợp nghiên cứu đập granit bằng búa thủy lực (σ_{com} ~200 MPa). Dụng cụ phá đá của búa thủy lực là mũi búa. Thông số kỹ thuật của búa thủy lực như sau:

Model	JCB HM380
Cỡ	Trung bình
Dụng cụ phá đá	Mũi búa
Năng lượng va đập A_0, J	981
Tần số va đập v, s^{-1}	5–10
Vận tốc mũi búa khi đập v_0, m/s	6,3

Cụm va đập của búa thủy lực gồm một piston (mặt đầu có dạng bán cầu bán kính R_p = 0,5 m) và một mũi búa hình trụ có đầu dạng côn bị cùn (khối lượng M_{pick} = 25 kg; chiều dài L_{pick} = 800 mm; bán kính phần trụ R_{cyl} = 37,5 mm; chiều cao côn – 100 mm; góc côn – 30°; phần cùn của côn là một bán cầu).

Kiểm tra mũi búa sau khi phá một khối granit quá cỡ cho thấy đầu côn của mũi búa thay đổi hình dạng do mòn, trở thành bán cầu bán kính r_{sp0} = 13 mm (thời điểm bắt đầu hình thành bán cầu). Khi mòn tăng lên, chiều dài mũi búa ngắn lại và bán kính cùn của côn tăng lên tới r_{cr} = 37,5 mm. Độ cùn của dụng cụ S_{tool} được xác định bởi:

$$S_{tool} = r_{sp}/R_{cyl}, \quad (1)$$

trong đó r_{sp} là bán kính cầu của côn tại thời điểm đo, mm; R_{cyl} là bán kính phần trụ của mũi búa, mm. Tại thời điểm bắt đầu hình thành bán cầu, S_{tool0} = 0,35 (với r_{sp0} = 13 mm), và ở trạng thái tới hạn của dụng cụ, S_{toolcr} = 1 (với r_{cr} = 37,5 mm).

Việc phân tích độ cứng tiếp xúc trên cơ sở [37] sử dụng hệ số truyền năng lượng từ búa sang đất đá thông qua mũi búa:

$$\varepsilon = 1/(1 + e_1/e_0),$$

trong đó e_1 là độ cứng tiếp xúc mũi búa – đất đá, $N/m^{3/2}$; e_0 là độ cứng tiếp xúc piston – mũi búa, $N/m^{3/2}$:

$$e_1 = 4\sqrt{r_c} / [3((1 - \mu^2_{tool})/E_{tool} + (1 - \mu^2_{tool})/E_{rock})], \quad (3)$$

$$e_0 = 2E_p\sqrt{R_p} / 3, \quad (4)$$

trong đó E_{rock} là mô đun đàn hồi của đất đá, GPa (50 GPa); E_{tool} là mô đun đàn hồi của vật liệu dụng cụ, GPa (200 GPa); E_p là mô đun đàn hồi của vật liệu piston, GPa (50 GPa); μ_{rock} là hệ số Poisson của đất đá (0,2); μ_{tool} là hệ số Poisson của vật liệu dụng cụ (0,3).

Giá trị tính toán của hệ số truyền năng lượng ở các độ cùn khác nhau của dụng cụ (r_{sp}) tiến gần tới 1 (0,9–0,94). Điều này cho phép loại hệ trung gian piston – búa ra khỏi tính toán để chỉ phân tích hệ hai

thành phần mũi búa – đất đá bị phá vỡ.

Theo lý thuyết của Sokolinsky [37], một điều kiện khác đối với hệ hai thành phần này là không có các quá trình sóng trong búa. Điều kiện này được thỏa mãn khi thời gian va chạm lớn hơn hoặc bằng ba chu kỳ dao động tự do của vật va chạm. Với mũi búa ngắn của búa JCB HM380, thời gian va chạm là 1 ms trong khi chu kỳ dao động tự do là 0,3 ms.

Trên cơ sở [37], sự xuyên của dụng cụ phá đá vào đất đá gồm ba giai đoạn:

1. Đất đá thể hiện tính chất đàn hồi cho đến khi đạt ứng suất tới hạn tại vùng tiếp xúc với dụng cụ. Khi ứng suất tăng lên, đất đá tại vùng tiếp xúc bị phá hủy giống như nổ.
2. Dụng cụ xuyên sâu hơn, vượt qua lõi phá hủy và ép các mảnh đá vụn ra ngoài. Phần đá vụn còn lại bị nén chặt ở đáy lỗ.
3. Dụng cụ bị đẩy ngược trở lại dưới tác dụng của tính đàn hồi dư của các mảnh đá vụn bị nén chặt.

Lực cản của đất đá F phụ thuộc vào chiều sâu xuyên của dụng cụ h (biến dạng của đất đá) và, theo [37], trong trường hợp diện tích tiếp xúc dạng bán cầu, là phi tuyến và gồm ba tải trọng: F_1 – biến dạng đàn hồi tại vùng tiếp xúc; F_2 – sự xuyên của dụng cụ vào đá vụn; F_3 – sự bật ngược của dụng cụ. Mỗi tải trọng có độ cứng riêng.

Từ [37] suy ra rằng lực cản cực đại F_{max}, chiều sâu xuyên a_{pen}, thời gian va đập t_{max} và ứng suất cực đại σ_{cr} tại vùng tiếp xúc khi chịu tải như vậy được xác định bởi:

$$F_{max} = F_{rock} + e_2(a_{max} - a_{rock})^{3/2}, \quad (5)$$

$$F_{rock} = (9\pi^3/2) \cdot ((1 - \mu^2_{tool})/E_{tool} + (1 - \mu^2_{rock})/E_{rock})^2 \cdot r^2_{sph}\, \sigma^3_{cr}, \quad (6)$$

trong đó F_{rock} là lực phá hủy tại vùng tiếp xúc; a_{rock} là biến dạng đàn hồi của đất đá;

$$a_{rock} = (F_{rock}/e_1)^{2/3}, \quad (7)$$

$$e_1 = 4\sqrt{r_{sph}} / [3((1 - \mu^2_{tool})/E_{tool} + (1 - \mu^2_{rock})/E_{rock})], \quad (8)$$

$$a_{pen} = a_{max} - (F_{max}/e_3)^{2/3}, \quad (9)$$

trong đó a_{max} được tìm từ phương trình sau:

$$(2/5)e_1 e^{5/2}_{rock} + F_{rock}(a_{max} - a_{rock}) + (2/5)e_2(a_{max} - a_{rock})^{5/2} = A_l, \quad (10)$$

$$t_{max} = mv_0/F_{max}, \quad (11)$$

$$\sigma_{cr} = F_{max}/f_h, \quad (12)$$

trong đó m là khối lượng dụng cụ; f_h là hệ số độ cứng.

Sự thay đổi giá trị r_{sp} trong các biểu thức độ cứng e_1 và e_2 cho phép đánh giá ảnh hưởng của độ cùn dụng cụ đến hiệu quả va đập.

Tính toán cho một lần đập

Sử dụng các phương trình (5)–(12), độ cùn của dụng cụ S_{tool} được liên hệ với lực cản cực đại F_{max}, chiều sâu xuyên a_{pen}, thời gian va đập t_{max} và ứng suất cực đại σ_{cr} tại vùng tiếp xúc.

Trong mô hình hóa, ứng suất tới hạn σ_{cr} của granit được lấy bằng độ cứng động của nó σ_d = 1300 MPa [38]. Giá trị này được chọn phù hợp với kết luận trong [39] rằng các đặc trưng độ bền của phần lớn đất đá tăng lên khi chuyển từ tải trọng tĩnh sang tải trọng động. Các giá trị độ cứng được chọn theo [39]: $e_2 = 0{,}15e_1$ và $e_3 = e_1$.

Gần một nửa động năng E_0 được tiêu hao cho việc phá vỡ đất đá (E_{rock}), phần năng lượng còn lại dùng để làm nóng đất đá và gây biến dạng đàn hồi của dụng cụ.

Các quan hệ được dựng sau khi giải (5)–(12) (hình 1) cho thấy với xung lượng không đổi, lực cản cực đại của đất đá đối với sự xuyên của dụng cụ (đường 1) tăng đơn điệu khi dụng cụ bị cùn. Điều tương tự cũng đúng với thời gian va đập (đường 3). Đồng thời, giá trị chiều sâu xuyên giảm (đường 2). Ứng suất tiếp xúc trong granit hầu như không thay đổi (khoảng 686 MPa).

[Hình 1 — xem PDF gốc, trang 2] Quan hệ giữa a_{pen} (1), σ_{cr} (2), t_{max} (3), F_{max} (4) và độ cùn của mũi búa khi búa JCB HM380 xuyên va đập vào granit.

Tính toán va đập lặp

Các thử nghiệm phá đá bằng búa thủy lực JCB HM380 tại một mỏ lộ thiên cho thấy đất đá bị phá vỡ sau một loạt khoảng 30 lần đập vào cùng một điểm. Và chiều sâu xuyên của dụng cụ giảm dần theo mỗi lần đập tiếp theo. Hiện tượng này được xét đến trong mô hình.

Ma sát tăng làm tăng lực cản của đất đá F_{maxi} đối với sự xuyên trong mỗi lần đập tỷ lệ với chiều sâu xuyên a_{peni}, dẫn đến a_{peni} giảm sau mỗi lần đập tiếp theo. Đặc tính tải tổng hợp thu được được thể hiện trên hình 2.

[Hình 2 — xem PDF gốc, trang 2] Dạng đặc tính tải trong tính toán va đập lặp.

Hình 3 và 4 thể hiện tương quan giữa lực cản cực đại F_{maxi} và thời gian đập cực đại t_{maxi} trong mỗi chu kỳ, cũng như tổng chiều sâu xuyên Σa_{peni} và tổng thời gian Σt_{mi} trong một chu kỳ ở các độ cùn khác nhau của dụng cụ.

Lực cản của đất đá đối với sự xuyên của mũi búa tăng lên ở mỗi lần đập trong chu kỳ (xem hình 3), còn thời gian đập giảm. Đến lần đập thứ 30, thời gian đập nhỏ hơn hai lần so với lần đập đầu tiên. Việc tăng độ cùn của dụng cụ từ 0,35 lên 1,0 (xem hình 4) làm giảm tổng chiều sâu xuyên Σa_{peni} vào đất đá trong một chu kỳ 28% và tổng thời gian cực đại Σt_{maxi} rút ngắn 20%.

[Hình 3 — xem PDF gốc, trang 3] Thời gian xuyên cực đại (1) và lực cản xuyên của granit (2) theo số lần đập trong chu kỳ ở các độ cùn: a – k_{b0} = 0,35 (trạng thái ban đầu); b – k_{bcr} = 1,0 (dụng cụ mòn hoàn toàn).

[Hình 4 — xem PDF gốc, trang 3] Tổng thời gian đập cực đại Σt_{maxi} trong chu kỳ 30 lần đập (1) và tổng chiều sâu xuyên Σa_{peni} vào granit (2) theo độ cùn của dụng cụ.

Kiểm chứng thực nghiệm kết quả tính toán

Dữ liệu thử nghiệm phá vỡ bê tông (σ_{com} ~ 50 MPa) được so sánh với kết quả tính toán. Các phép đo được thực hiện bằng phân tích từng khung hình của video quay hoạt động của búa thủy lực. Chiều sâu xuyên được xác định từ độ dịch chuyển của điểm kiểm tra trên dụng cụ (dấu 0, hình 5) so với các

dấu đã ghi (1, 2 và 3, hình 5). Bằng cách này, chiều sâu xuyên a_{peni} của dụng cụ vào đất đá được xác định sau mỗi lần đập trong chu kỳ, cùng với tổng chiều sâu xuyên sau 30 lần đập (hình 6).

[Hình 5 — xem PDF gốc, trang 3] Phân tích từng khung hình của video quay sự xuyên của dụng cụ vào bê tông (n – số lần đập).

[Hình 6 — xem PDF gốc, trang 3] Chiều sâu xuyên của dụng cụ vào bê tông theo tính toán (đường) và thực nghiệm (♦) theo số lần đập.

Dữ liệu phân tích và thực nghiệm phù hợp với nhau, chứng tỏ khả năng áp dụng mô hình toán học trong các nghiên cứu tiếp theo.

Kết luận

Kết quả nghiên cứu đã xây dựng được mô hình toán học về sự xuyên của dụng cụ phá đá vào đất đá. Kết quả cho thấy độ cùn tới hạn của mũi búa làm tăng lực cản xuyên của đất đá tới 2 lần, đồng thời chiều sâu xuyên giảm 28% và thời gian đập cực đại giảm 20%. Dữ liệu thực nghiệm phù hợp với kết quả tính toán.

Tài liệu tham khảo

1. Nedosekin A. O., Rejshahrit E. I., Kozlovskiy A. N. Strategic approach to assessing economic sustainability objects of mineral resources sector of Russia. Journal of Mining Institute. 2019. Vol. 237. pp. 354–360.
2. Gabov V. V., Zadkov D. A., Nguen Kh. L. Features of elementary burst formation during cutting coals and isotropic materials with reference cutting tool of mining machines. Journal of Mining Institute. 2019. Vol. 236. pp. 153–161.
3. Fomin K. V. Method for estimating the spectrum density of the resistance moment on the working body of a peat milling unit. Journal of Mining Institute. 2020. Vol. 241. pp. 58–67.
4. Yungmeister D. A., Lavrenko S. A., Yacheikin A. I., Urazbakhtin R. Y. Improving the shield machine cutter head for tunneling under the conditions of the Metrostroy Saint Petersburg mines. ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. 2020. Vol. 15, No. 11. pp 1282–1288.
5. Lebedeva Y. A., Kotiukov P. V., Lange I. Y. Study of the geoecological state of groundwater of metropolitan areas under the conditions of intensive contamination thereof. Journal of Ecological Engineering. 2020. Vol. 21, No. 2. pp. 157–165.
6. Mikhailov A. V., Rodionov E. A., Zvonarev I. E. Analysis of conditions for vertical cutting of peat. GIAB. 2019. No. 1. pp. 48–54.
7. Yungmeister D. A. Reserch of modernized perforator-hammer for drifting special roadway the underground mines Metrostroy. Journal of Mining Institute. 2016. Vol. 218. pp. 281–288.
8. Klishin V. I., Gerike B. L., Nikitenko S. M., Krestovozdvizhensky P. D. Types and causes of failure of tangential-rotary cutter bits. Gornyi Zhurnal. 2016. No. 7. pp. 92–95. DOI: 10.17580/gzh.2016.07.20
9. Aleksandrov V. I., Kibirev V. I., Serzhan S. L. The effectiveness of polyurethane coatings on internal surfaces of slurry lines in tailings slurry hydrotransport systems. Obogashchenie Rud. 2020. No. 4. pp. 35–41. DOI: 10.17580/or.2020.04.06
10. Sementsov V. V., Prokopenko S. A., Ludzish V. S., Abramov V. V. Design and industrial testing of innovative nonexpendable picks for cutter-loaders. Eurasian Mining. 2019. No. 2. pp. 59–63.

DOI:10.17580/em.2019.02.13
11. Fedorova L. V., Ivanova Yu. S., Voronina M. V. Improvement of threaded joint reliability by means of electromechanical processing. Journal of Mining Institute. 2017. Vol. 226. pp. 456–461.
12. Fedorov S. K., Fedorova L. V., Ivanova Yu. S. et al. Increasing the wear resistance of adapters and drill pipes by electromechanical processing. Journal of Mining Institute. 2018. Vol. 233. pp. 539–546.
13. Zhabin A. B., Polyakov A. V., Averin E. A. et al. Estimation of abrasiveness impact on the parameters of rock-cutting equipment. Journal of Mining Institute. 2019. Vol. 240. pp. 621–627.
14. Korotkov V. A., Lipatov A. G., Vesnin A. M. Innovative technologies for repair-and-renewal maintenance and life extension for parts and units of mining and processing equipment. Gornyi Zhurnal. 2015. No. 8. pp. 83–87. DOI:10.17580/gzh.2015.08.17
15. Korneev V. A., Korneev P. A., Krestovozdvozhensky P. D., Pugachev E. V. Improvement of drilling cutter design. Gornyi Zhurnal. 2020. No. 12. pp. 67–70. DOI:10.17580/gzh.2020.12.15
16. Sinev S. V. Rock drillability and the most efficient drilling tool selection. Gornyi Zhurnal. 2018. No. 12. pp. 59–64. DOI: 10.17580/gzh.2018.12.12
17. Kallel M., Zouch F., Antar Z. et al. Hammer premature wear in mineral crushing process. Tribology International. 2017. Vol. 115. pp. 493–505. DOI: 10.1016/j.triboint.2017.06.025
18. Ushakov L. S., Kamanin Yu. N. Stress–strain analysis of rock mass in fracture by shearing percussion tool. Gornoe Oborudovanie i Elektromehanika. 2008. No. 4. pp. 40–42.
19. Lagunova Yu. A. Working out the mathematical model of the process destroying mining rocks “In layer”. Gornoe Oborudovanie i Elektromehanika. 2008. No. 11. pp. 38–43.
20. Zedgenizov V. G., Melnikov A. V. Modeling work process of impactor in fracture of rocks and strong building materials. Gornoe Oborudovanie i Elektromehanika. 2008. No. 2. pp. 39–43.
21. Chupov I. V. Interrelation of specific energy of rock fracture and unit blow energy. Izvestie Vuzov. Gornyi Zhurnal. 2006. No. 5. pp. 66–69.
22. Zedgenizov V. G., Al-Sakkaf Khaled Saed Taha. Some regularities of destruction of rocks at shock interaction of the wedgeshaped tool with not dimension. Gornoe Oborudovanie i Elektromehanika. 2012. No. 8. pp. 28–31.
23. Grantmyre I., Hawkes I. High-energy impact rockbreaking. CIM Bulletin. 1975. pp. 63–70.
24. Mahyera A., McDonald R. C., Koenning T. H. Predicting performance of joy Heftiimpactors for secondary breaking. Proceedings of the 14th Canadian Rock Mechanics Symposium, Vancouver, CIM special. 1982. No. 30. pp. 59–63.
25. Afrouz A., Hassani F. P. An investigation into rock breaking by direct impact. Mining Science and Technology. 1987. Vol. 4, No. 2. pp. 167–176.
26. Bilgin N., Yazici S., Eskikaya S. A. Model to predict the performance of roadheadersand impact hammers in tunnel drivages. Proceedings, Eurock 96, Torino. 1996. pp. 715–720.
27. Bilgin N., Kuzu C., Eskikaya S. Cutting performance of jack hammers and roadheaders in Istanbul metro drivages. Proceedings, World Tunnel Congress, Wienna. 1997. pp. 455–460.
28. Bilgin N., Dincer T., Copur H. The performance prediction of impact hammers from Schmidt hammer rebound values in Istanbul metro tunnel drivages. Tunneling and Underground Space Technology. 2002. Vol. 17, No 3. pp. 237–247. DOI: 10.1016/S0886-7798(02)00009-3
29. Khoreshok A., Mametiev L., Tsekhin A., Borisov A. Relationship between the power of the two-bit cutting body rotation drive of the roadheader and hardness of broken rock. 3rd International Innovative Mining Symposium : E3S Web of Conferences. 2018. Vol. 41(54). DOI: 10.1051/e3sconf/20184103017

30. Prokopenko S. A., Vorobiev A. V. Recovery of worn-out picks in rock breaking. Eurasian Mining. 2018. No 1. pp. 27–30. DOI 10.17580/em.2018.01.06
31. Wayment W. R., Grantmyre I. P. Development of a high blow energy hydraulic impactor. Proceedings of the Rapid Excavation and Tunneling Conference. 1976. pp. 611–626.
32. Aksoy C. O. Performance prediction of impact hammers by block punch index for weak rock masses. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2009. Vol. 46, No 8. pp. 1383–1388.
33. Aksoy C. O. An Updated Formula and Method to Predict the Performance of Impact Hammers. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2013. Vol. 61. pp. 289-295.
34. Aksoy C. O. Proposed chart for the selection of impact hammer. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2014. No. 68. pp. 120–127.
35. Bolobov V. I., Le Than Bin., Plaschinski V. V Crack propagation in rock upon impact. Obogashchenie Rud. 2019. No. 6. pp. 3–9. DOI: 10.17580/or.2019.06.01
36. Dvornikov L. T., Klishin V. I., Nikitenko S. M., Korneev V. A. Experimental designs of a combined tool using superhard composite materials for effective destruction of mine rocks. Eurasian Mining. 2018. No. 1. pp. 22–26. DOI: 10.17580/em.2018.01.05
37. Sokolinsky V. B. Percussion machines. Moscow : Mashinostroenie, 1982. 185 p.
38. Shelkovnikov I. G. Utilization of blow energy in drilling. Moscow : Nedra, 1977. 160 p.
39. Stavrigin A. N., Tarasov B. G. Experimental physics and mechanics of rocks. Saint Petersburg : Nauka, 2001. 343 p.