

OBLICZENIE OPTYMALNEJ ŚREDNICY OTWORU STRZAŁOWEGO Z UWZGLĘDNIENIEM WŁAŚCIWOŚCI WYTRZYMAŁOŚCIOWYCH I AKUSTYCZNYCH URABIANEJ SKAŁY ORAZ ENERGII ZASTOSOWANEGO MATERIAŁU WYBUCHOWEGO (MW)

CALCULATION OF THE OPTIMUM BLAST HOLE DIAMETER, TAKING INTO ACCOUNT THE STRENGTH AND ACOUSTIC PROPERTIES OF THE EXCAVATED ROCK AND THE ENERGY OF THE BM USED

Tadeusz Chrzan „,Poltegor Instytut” Instytut Górnictwa Odkrywkowego, Wrocław

Artykuł dotyczy nowego sposobu obliczenia optymalnej średnicy otworu strzałowego. Sposób ten uwzględnia właściwości wytrzymałościowe i akustyczne urabianej skały oraz energię zastosowanego MW. Przedstawiono stan obecny doboru średnicy otworów strzałowych. Na podstawie przykładów, które odzwierciedlają rzeczywiste warunki wytrzymałościowe i akustyczne urabianej w złożu bazaltu i dolomitu skały przeprowadzono obliczenia. Obliczenia te wykazały, że błąd względny określenia stosowanej średnicy w stosunku do optymalnej wynosi od -2% do +6,6%. Tak duża dokładność określenia średnicy optymalnej potwierdza prawidłowość zastosowanej zależności, która może być stosowana w praktyce.

Słowa kluczowe: optymalna średnica, otwór strzałowy, obliczenia

The article deals with a new method of calculating the optimum diameter of a blast hole. This method takes into account the strength and acoustic properties of the rock being excavated and the energy of the BM used.

The current status of the selection of blasthole diameters is presented. Calculations were carried out using examples that reflect the actual strength and acoustic conditions of the rock being excavated in basalt and dolomite deposits. These calculations showed that the relative error in the determination of the diameter used in relation to the optimum diameter ranges from -2% to +6.6%. This high accuracy in determining the optimum diameter confirms the validity of the relationship used, which can be applied in practice

Keywords: optimum diameter, blast hole, calculations

Wprowadzenie

Wykonanie robót strzałowych poprzedza projekt rozmieszczenia otworów strzałowych, kolejności ich inicjacji i dobór ich średnicy. Ma on wpływ na przemieszczanie masy urobku skalnego, formowanie kształtu usypu, rozdrobnienia urobku i stanu ociosów wyrobiska. Wiercenie otworów strzałowych stanowi przygotowanie do umieszczenia MW w ustalonej objętości górotworu, w taki sposób, aby poprzez działanie detonacji MW uzyskać oczekiwane rozdrobnienie skały.

Stan obecny doboru średnicy otworów strzałowych

Technologia i wymiary stosowanych urządzeń ładowniczych oraz wymiary kruszarek wstępnych do których trafiają urabiane bryły skalne determinuje metodę strzelania oraz średnicę otworów. Budowa geologiczna złoża jest jedynym czynnikiem w projekcie robót strzałowych, którego nie można zmienić. Dlatego w zakładach górniczych stosuje się średnice otworów strzałowych dostosowane do istniejących warunków geologiczno-górnictwa, metody strzelania oraz rodzaju przewidzianych do użycia materiałów wybuchowych i środków

strzałowych. Dla strzelań prowadzonych w krajowych kamieniołomach na kruszywo stosuje się koronki wiertnicze o średnicy od 89, 92, 96, 102 do 105 mm. W zagranicznych ko palniach odkrywkowych, np. rud metali, wykonywane są większe średnice otworów, nawet 406 mm [1]. Stosowane średnice koronek wynikają z dostępnych średnic koronek wiertniczych, wydajności wiercenia, miejsca usytuowania (młotka) mechanizmu udarowego, długości wierconych otworów, konieczności zachowania ich prostoliniowości i drożności [2]. Długości otworów wynoszą najczęściej od 12 do 20 m i są dostosowywane do wysokości piętér eksploatacyjnych. Uwzględniają ich pochylenie – od 2 do 15° i przewiert od 0,5–1,2 m.

Wzory do obliczania średnicy otworów bazują najczęściej na wielkości projektowanego zabioru [3].

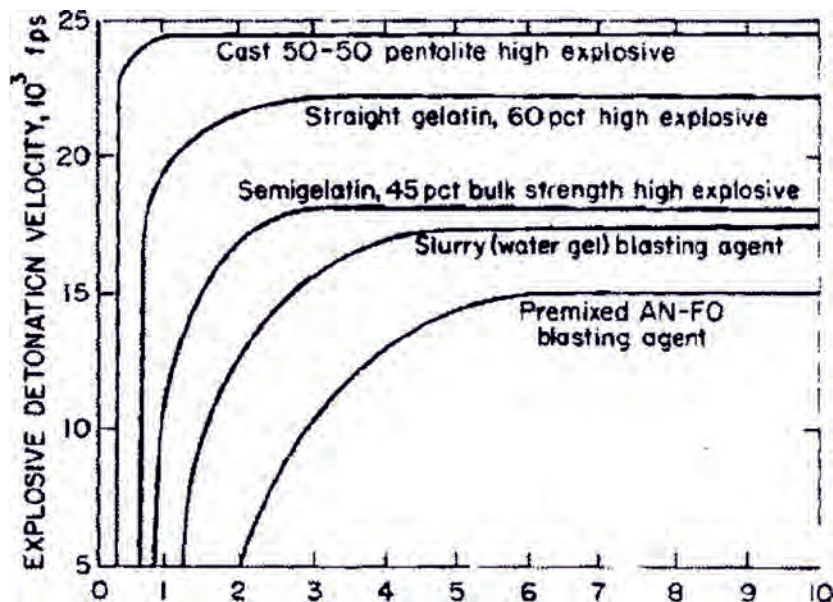
$$D=z / [53 \cdot k_t \cdot (\rho_{mw}/\rho_s)^{1/2}] \quad (1)$$

gdzie:

z – zabiór obliczeniowy [m],

k_t – współczynnik charakteryzujący geologiczne warunki strzelania, $k_t = 1-2$ ρ_{mw} - gęstość objętościowa MW,

ρ_s - gęstość objętościowa skały [kg/m³].



Rys. 1. Wpływ średnicy otworu na prędkość detonacji MW./oś Y- prędkość [stopa/s], oś Y-Y*0,305[m/s], oś X – średnica otworu cale, X*25,4 [mm], [4]
 Fig. 1 Influence of hole diameter on detonation velocity MW./axis Y-velocity [feet/s], Y-axis, Y*0.305 [m/s], X-axis - hole diameter inches, X*25.4 [mm], [4]

Zależność (1) poprzez gęstość objętościową MW [kg/m³] oraz gęstość objętościową skały w pewnym stopniu uwzględnia wpływ właściwości skały i MW na średnicę otworu. Średnica otworu strzałowego wiąże się ściśle z prędkością detonacji materiału wybuchowego, co przedstawiono na rysunku 1.

Średnica otworu powinna być zawsze większa od średnicy krytycznej MW. Z rysunku wynika, że stosowane w krajowych kamieniołomach średnice otworu są większe od średnicy krytycznej MW. Wskaźnikiem opisującym nasycenie zabierki energią jest zużycie jednostkowe, czyli masa materiału wybuchowego przypadająca na jednostkę objętości skały. W pracy [5] podano wzór, którym oblicza się jednostkowy rozchód [q] MW [kg/m³].

$$q = (15/1000) * [(R_s * \rho * R) / Q_e]^{1/2} \quad (2)$$

gdzie:

R_s - wytrzymałość na ściskanie urabianej skały [kN/m²],

ρ - gęstość objętościowa skały [kg/m³],

R - stopień rozdrobienia urabianej skały [-], liniowy wymiar średniej bryły w górotworze do liniowego wymiaru średniej bryły w odstrzelonym urobku,

Q_e - ciepło spalania MW [J/kg].

Właściwą ilość MW potrzebną do urobienia danej objętości skały Q_c [kg] oblicza się jako iloczyn objętości urabianej skały i jednostkowego rozchodu MW. Potrzebną do urobienia danej objętości skały ilość MW - Q_c należy zmieścić w otworze o średnicy D i długości l . Stąd D : [m]

$$D = 2 [q * z * a / (\pi * \rho_{mw})]^{1/2} \quad (3)$$

gdzie:

ρ_{mw} - gęstość objętościowa MW [kg/m³],

z - zabiór [m],

a - odległość między otworami [m].

Zależność (3) bezpośrednio poprzez gęstość objętościową MW [kg/m³] oraz jednostkowy rozchód q MW, który pośrednio uwzględnia wpływ wytrzymałości na ściskanie urabianej skały jej gęstość objętościową, stopień jej rozdrobienia oraz energię zastosowanego MW w pewnym stopniu uwzględnia wpływ właściwości skały i MW na średnicę otworu. Podobnie stosowane jest pojęcie zapotrzebowania energetycznego skały do uzyskania zakładanego rozdrobienia lub odspojenia od calizny [6]. Doboru odpowiedniej do rodzaju skały średnicy otworów można dokonać także w oparciu o gotowe tabele, uwzględniające budowę i strukturę skały [7]. W przypadku analizowania czynników wpływających na intensywność drgań można posłużyć się także gęstością energii G_e [kJ/dm²], definiowanej jako iloraz energii wyzwalonej w czasie detonacji przez powierzchnię boczną ładunku [8]. Średnica otworów wskazuje na maksymalną objętość MW, jaką teoretycznie można umieścić w otworze. Takie założenie można stosować jedynie przy załadunku otworów sypkimi lub płynnymi MW. Analizując dane literaturowe i biorąc pod uwagę wydajność strzelania mierzoną ilością odstrzelonego urobku, rekomendowane jest stosowanie większych średnic. Mniejsze średnice otworów dają zwykle lepszy postęp wiercenia i proporcjonalny rozkład ładunków MW w otworze, a zatem bardziej efektywne wykorzystanie ich energii na rozdrobienie skały, zamiast na jej miażdżenie. Przy mniejszych średnicach otworów obliczeniowa wielkość przybitki jest mniejsza, co pozwala korzystniej rozłożyć MW na całej długości otworu i jest przesłanką szczególnie w skałach spękanych do spełnienia oczekiwanego rozdrobienia urobku.

Zależności do obliczania średnicy otworu strzałowego, jak zależność (3) najczęściej uwzględniają objętość MW zużytą do urobienia objętości bloku skalnego, która powinna zmieścić się w otworze o takiej samej objętości jak objętość MW i odpowiadającej tej objętości średnicy otworu. Brak jest stosowanej zależności, która uwzględniając właściwości wytrzymałościowe i akustyczne skały oraz energię spalania MW pozwalałaby na racjonalny dobór średnicy przed strzelaniem.

Bezpośredni wpływ właściwości skały i MW na średnicę otworu uwzględniono w proponowanym nowym wzorze 4.

Obliczanie optymalnej średnicy otworu strzałowego przed strzelaniem na nowym poziomie wydobywczym lub sprawdzenie prawidłowości już stosowanych średnic otworów strzałowych

Wykonywanie prac w górnictwie odkrywkowym z użyciem materiałów wybuchowych [MW] prowadzi do powstania drgań parasejsmicznych, które powodują drgania urabianego złoża, a następnie gruntu poza złożem. Drgania te przenoszą się poprzez propagacje fal parasejsmicznych we wszystkich kierunkach i działają szkodliwie na infrastrukturę drogową i mieszkalną. Jednym z ważnych parametrów robót strzałowych jest średnica otworu strzałowego - D. Na jej podstawie dobiera się zabiór - z i odległość między otworami - a. Zabiór jest to odległość od powierzchni urabianej MW ściany skalnej do osi otworu wypełnionego MW. Kierunek Y to kierunek wzdłuż linii otworów, kierunek X to kierunek prostopadły do linii otworów zgodny z kierunkiem zabioru. Zwiększając średnicę otworu strzałowego zwiększa się ilość MW w otworze odpalaną jednym zapalnikiem i zwiększa się prędkość drgań. Zabiór i odległość między otworami jest wielokrotnością średnicy otworu strzałowego. W praktyce dobiera się je w zależności od rodzaju skały. Przykładowo [4] dla dolomitów - $z=20 D$, $a=30 D$, dla bazaltów - $z=34 D$, $a=37 D$. Dobór właściwej średnicy otworu ma znaczny wpływ na wartość szkodliwych drgań parasejsmicznych powstających przy przejściu poziomej fali parasejsmicznej. Problemem, jaki należy rozwiązać, jest obliczenie optymalnej średnicy otworu w urabianym złożu, która spowoduje dobre rozdrobnienie skały, a nie spowoduje wzrostu wielkości drgań parasejsmicznych działających szkodliwie na obiekty inżynierskie. Obliczenie optymalnej średnicy otworu następuje poprzez uwzględnienie właściwości wytrzymałościowych i akustycznych skały oraz energii spalania MW. Opierając się na prawie Hooke'a i na analizie wymiarowej opracowano zależność (4), która pozwala z dużą dokładnością wyznaczyć optymalną średnicę otworu strzałowego D przed strzelaniem na nowym poziomie wydobywczym lub sprawdzić prawidłowość już stosowanych średnic otworów:

$$D = [\rho_s * C_{sx} * V_{sx} * 2 * a] /: [\rho_{mw} * Q_e * T_{px}] \quad (4)$$

gdzie:

ρ_s , ρ_{mw} - gęstość objętościowa skały i MW [kg/m³],
 C_x - prędkość fali podłużnej w masywie na kierunku X [m/s],
 V_x - obliczona prędkość drgań bloczka skalnego na kierunku X [m/s];
 $V_{sx} = \epsilon_x * C_x$, ϵ_x - odkształcenie względne bloczka skalnego na kierunku X [m/s],
 Q_e - energia spalania MW [kJ/kg],
 a - odległość między otworami [m],
 T_{px} - współczynnik przenikania energii z MW do skały,
 D - średnica otworu [m].

Współczynnik przenikania energii fali z jednego ośrodka do drugiego zależy od impedancji akustycznej jednego ośrodka Z_1 oraz impedancji akustycznej drugiego ośrodka Z_2 . W przy-

padku urabiania skał w bloczku skalnym i masywie impedancja akustyczna jest taka sama. Natomiast stopień przejścia energii z MW na skałę określa współczynnik przenikania energii T_p [4].

$$T_p = 1 - R, \quad (5)$$

$$R = [(Z_2 - Z_{x1}) / (Z_2 + Z_{x1})]^2 \quad (6)$$

gdzie:

Z_{x1} - impedancja akustyczna skały na kierunku X, $Z_{1x} = C_{ox} * \rho_s$ czyli iloczyn prędkości fali podłużnej w bloku skalnym na kierunku X i gęstości objętościowej urabianej MW skały,
 Z_2 - impedancja akustyczna MW, $Z_2 = V_t * \rho_{mw}$.

Sposób wyznaczania przed strzelaniem na nowym poziomie wydobywczym lub sprawdzenie prawidłowości już stosowanych średnic otworów strzałowych podczas urabiania złoża przy użyciu ładunków materiałów wybuchowych, które umieszcza się w wielu otworach o jednakowej średnicy rozmieszczonych w jednej linii opisano na dwóch przykładach. Badanie dokładności obliczeń średnicy otworu strzałowego z zaproponowanego wzoru przeprowadzono dla złoża bazaltu i dolomitu.

Przykład realizacji sposobu obliczenia optymalnej wartości średnicy otworu strzałowego w złożu bazaltu

Pierwszy przykład realizacji sposobu obliczenia optymalnej wartości średnicy otworu strzałowego w złożu bazaltu polega na tym, iż z dokumentacji geologicznej odczytuje się wartość gęstości objętościowej skały [ρ_s], a z poprzedniego strzelania oblicza się prędkość fali podłużnej C_x w złożu na kierunku X prostopadłym do linii otworów strzałowych. Mając wymiary planowanego lub rzeczywistego bloczka skalnego urabianego jednym otworem dokonuje się wyznaczenia wartości odkształcenia względnego ϵ_x oraz oblicza prędkość drgań bloku skalnego na kierunku X. Z charakterystyki MW planowanego lub użytego do strzelania odczytuje się jego gęstość objętościową MW oraz energię spalania MW, po czym na podstawie wartości prędkość fali podłużnej C_{sx} oraz wartości prędkość drgań V_{sx} bloku skalnego na kierunku X, dla planowanej wartości odległość między otworami, wyznacza się optymalną wartość średnicy otworu strzałowego w złożu, którą oblicza się z zależności (4). Dane parametrów strzelania projektowanego lub realizowanego wynoszą:

z - zabiór, $z=3,5 m$; H - wysokość urabianego piętra, $H=18,5 m$; a - odległość między otworami, $a=3,8 m$. D - średnica otworu, $D=102 mm$. Materiał wybuchowy emulsyjny [MW]; V_t - prędkość detonacji, $V_t = 5030 m/s$, ρ_{mw} - gęstość objętościowa MW, $\rho_{mw} = 1,2 * 1000 [kg/m^3]$; Q_e - energia spalania $3364 kJ/kg$.

Właściwości urabianego złoża bazaltu:

C_x - prędkość fali podłużnej w masywie i bloku skalnym na kierunku X, $C_x=3641 m/s$, C_{tx} - prędkość fali poprzecznej w masywie i bloku skalnym na kierunku X, $C_{tx}=2578 m/s$, ρ_s - gęstość objętościowa skały, $\rho_s=3 * 1000 [kg/m^3]$,

Z_1 - impedancja akustyczna skały, $Z_1 = \rho_s * C_x = 10,95 * 1000 000 [kg/(m^2s)]$, Z_2 - impedancja akustyczna MW, $Z_2 = \rho_{mw} * V_t = 6,04 * 1000 000 [kg/(m^2s)]$,

H_{ax} - moduł akustyczny na kierunku X, $H_{ax} = \rho_s * C_x * C_{tx}$.
 $H_{ax} = 3 * 1000 * 3641 * 2578 = 28,15 GPa$;

V_b - objętość bloczka skalnego urabianego jednym otworem,

$$V_b = a \cdot H \cdot z = 3,8 \cdot 18,5 \cdot 3,45 = 246 \text{ m}$$

Wwb – wskaźnik wielkości urabianego bloczka skalnego [Wwb]. Jest to stosunek wielkości urabianego bloczka skalnego [Vb] do objętości standardowej próbki laboratoryjnej [Vp], $V_b = 5 \cdot 5 \cdot 15 = 375 \text{ cm}^3$, $Wwb = [V_b / V_p]^{1/2}$, $Wwb = 246 / 375 \cdot 10^6 = 0,81 \cdot 1000 [-]$, Tp – współczynnik przenikania energii fali z jednego ośrodka do drugiego dla kierunku X,

$$T_{px} = 1 - R = 1 - [4,91 / 16,99]^{1/2} = 1 - 0,08 = 0,92.$$

Obliczamy odkształcenie względne bloczka na kierunku X

$$\epsilon_x = (V_t^2 \cdot \rho_{mw} \cdot T_{px}) / (H_{ax} \cdot W_w)$$

$$\epsilon_x = [5030^2 \cdot 1,2 \cdot 1000 \cdot 0,92] : [28,15 \cdot 10^9 \cdot 0,81 \cdot 1000] = 0,00123$$

Prędkość drgań [Vx] bloku skalnego na kierunku X,

$$V_x = C_x \cdot \epsilon_x = 3641 \cdot 0,00123 = 4,48 \text{ [m/s]}.$$

Z charakterystyki MW planowanego lub użytego do strzelania odczytano jego gęstość objętościową MW, $\rho_{mw} = 1,2 \cdot 1000 \text{ [kg/m}^3]$ oraz energię spalania MW, $Q_e = 3364 \text{ [kJ/kg]}$. Optymalną wartość średnicy otworu strzałowego w złożu, obliczono z zależności:

$$D = [\rho_s \cdot C_{sx} \cdot V_{sx} \cdot 2 \cdot a] / [\rho_{mw} \cdot Q_e \cdot T_{px}]$$

Podstawiając dane do powyższej zależności otrzymano:

$$D = [3 \cdot 1000 \cdot 3641 \cdot 4,48 \cdot 2 \cdot 3,8] / [1,2 \cdot 1000 \cdot 3364 \cdot 1000] = 92,1 \text{ mm (3,63 cala)}$$

Średnica otworu rzeczywiście stosowana w praktyce wynosi 101,6 mm (4 cale), co związane jest ze stosowaniem przybitki pośredniej między ładunkiem górnym, a dolnym o długości 100 cm i długości ładunku MW, $l_w = 14 \text{ m}$. Gdyby jej nie było, to długość ładunku MW, $l_w = 15 \text{ m}$ byłaby większa, a średnica D_m otworu mniejsza. Mniejszą średnicę otworu D_m oblicza się z zależności $D_m = D_w \cdot [l_m / l_w]^{1/2}$. Podstawiając dane otrzymano: $D_m = 101,6 \cdot [14 / 15]^{1/2} = 101,6 \cdot 0,966 = 98,1 \text{ mm}$. Obliczona średnica optymalna otworu $D = 92,1 \text{ mm}$ w przykładowym złożu jest mniejsza od stosowanej, a załadowana do otworu ilość MW będzie wystarczać do zniszczenia bloczka na kierunku X. Jej zastosowanie spowoduje lepsze rozdrobienie urobionej skały i zmniejszy prędkość szkodliwych drgań ośrodka. Błąd [B] względny określenia stosowanej średnicy do obliczonej średnicy optymalnej wynosi $B = D_m / D$, $B = 98,1 / 92,1 = +6,6\%$.

Typosereg koronek wiertniczych ma średnice: 3,5 cala [88,9 mm], 4 cale [101,6 mm]. W tym przypadku niezależnie od wykonanych obliczeń nie ma możliwości wykonania otworu o średnicy 92,1 mm. Podstawiając we wzorze (4) w miejsce „a” wartość „z” podobne obliczenia sprawdzające można wykonać dla kierunku Y.

Przykład obliczenia optymalnej wartości średnicy otworu strzałowego w złożu dolomitu

W drugim przykładzie obliczenie optymalnej wartości średnicy otworu strzałowego w złożu dolomitu przebiega podobnie jak w pierwszym.

Z dokumentacji geologicznej odczytuje się wartość gęstości objętościowej skały [ρ_s], a z poprzedniego strzelania oblicza

się prędkość fali podłużnej C_x w złożu na kierunku X prostopadłym do linii otworów strzałowych. Mając wymiary planowanego lub rzeczywistego bloczka skalnego urabianego jednym otworem dokonuje się wyznaczenia wartości odkształcenia względnego ϵ_x oraz oblicza prędkość drgań bloku skalnego na kierunku X. Z charakterystyki MW planowanego lub użytego do strzelania odczytuje się jego gęstość objętościową MW oraz energię spalania MW, po czym na podstawie wartości prędkość fali podłużnej C_{sx} oraz wartości prędkości drgań V_{sx} bloku skalnego na kierunku X. Dla planowanej wartości odległość między otworami wyznacza się optymalną wartość średnicy otworu strzałowego w złożu, którą oblicza się z zależności (4). Dane parametrów strzelania projektowanego lub realizowanego w złożu dolomitu wynoszą: z - zabiór, $z = 3,05 \text{ m}$; H - wysokość urabianego piętra, $H = 9,15 \text{ m}$; a - odległość między otworami, $a = 4,6 \text{ m}$. D - średnica otworu, $D = 25,4 \cdot 6'' = 152,4 \text{ mm}$. Materiał wybuchowy [MW], ANFO typu slurry; V_t - prędkość detonacji, $V_t = 4500 \text{ m/s}$; ρ_{mw} - gęstość objętościowa MW, $\rho_{mw} = 0,85 \cdot 1000 \text{ [kg/m}^3]$; Q_e - energia spalania, $Q_e = 3700 \text{ [kJ/kg]}$.

Właściwości urabianego złoża dolomitu:

C_x - prędkość fali podłużnej w masywie i bloku skalnym na kierunku X, $C_x = 3531 \text{ m/s}$, C_{tx} - prędkość fali poprzecznej w masywie i bloku skalnym na kierunku X, $C_{tx} = 1909 \text{ m/s}$,

ρ_s - gęstość objętościowa skały, $\rho_s = 2,6 \cdot 1000 \text{ [kg/m}^3]$,

Z_{1x} - impedancja akustyczna skały na kierunku X,

$Z_{1x} = \rho_s \cdot C_x = 9,2 \cdot 10^6 \text{ [kg/(m}^2\text{s)]}$. Z_2 - impedancja akustyczna MW,

$Z_2 = \rho_{mw} \cdot V_t = 3,8 \cdot 10^6 \text{ [kg/(m}^2\text{s)]}$; H_{ax} - moduł akustyczny na kierunku X, $H_{ax} = 17,53 \text{ GPa}$; Ww - wskaźnik wielkości urabianego bloczka skalnego w stosunku do objętości standardowej próbki laboratoryjnej, $W_w = 0,585 \cdot 1000 [-]$, Tp - współczynnik przenikania energii fali z jednego ośrodka do drugiego, dla kierunku X, $T_{px} = 0,83$; V_b - objętość jednego bloczka

$$V_b = a \cdot H \cdot z = 3,05 \cdot 9,15 \cdot 4,6 = 128,4 \text{ m}^3.$$

Obliczamy odkształcenie względne bloczka na kierunku X:

$$\epsilon_x = (V_t^2 \cdot \rho_{mw} \cdot T_{px}) / (H_{ax} \cdot W_w)$$

$$\epsilon_x = [4500^2 \cdot 0,85 \cdot 1000 \cdot 0,83] : [17,53 \cdot 10^9 \cdot 0,585 \cdot 1000] = 0,00136$$

Prędkość drgań [Vx] bloku skalnego na kierunku X,

$$V_x = C_x \cdot \epsilon_x = 3531 \cdot 0,00136 = 4,8 \text{ [m/s]}.$$

Z charakterystyki MW planowanego lub użytego do strzelania odczytano jego gęstość objętościową MW, $\rho_{mw} = 0,85 \cdot 1000 \text{ [kg/m}^3]$ oraz energię spalania MW, $Q_e = 3700 \text{ [kJ/kg]}$. Optymalną wartość średnicy otworu strzałowego w złożu obliczono z zależności:

$$D = [\rho_s \cdot C_x \cdot V_x \cdot 2 \cdot a] / [\rho_{mw} \cdot Q_e \cdot T_{px}]$$

Podstawiając dane do powyższej zależności otrzymano:

$$D_x = [2,6 \cdot 1000 \cdot 3531 \cdot 4,8 \cdot 2 \cdot 4,6] / [0,85 \cdot 1000 \cdot 3700 \cdot 1000 \cdot 0,83] = 155,3 \text{ mm}$$

Stosowana średnica otworu to 152,4 mm, czyli jest mniejsza, niż obliczona, a załadowana ilość MW wystarcza do zniszczenia bloczka na kierunku X. Błąd [B] względny określenia stosowanej średnicy do obliczonej średnicy optymalnej wynosi,

$B=152,4/155,3=-2\%$. Typoszereg koronek wiertniczych ma średnice: 5 i 5/8 cala [142,9 mm], 6 cali [152,4 mm], 6 i 1/4 cala [158,8 mm]. W tym przypadku istnieje możliwość wykonania otworu o średnicy 158,8mm czyli o [158,8/155,3] +2% większego, niż optymalny. Wykonanie większej średnicy jest droższe, a wielkość błędu taka sama dlatego nie ma konieczności zmiany stosowanej średnicy na większą. Podstawiając we wzorze (4) w miejsce „a” wartość „z” podobne obliczenia sprawdzające można wykonać dla kierunku Y.

Omówienie i wnioski

Dobór właściwej średnicy otworu ma znaczny wpływ na wartość szkodliwych drgań parasejsmicznych powstających przy przejściu poziomej fali parasejsmicznej. Dla odstrzałów

podczas urabiania złoży, przy użyciu ładunków materiałów wybuchowych, które umieszcza się w wielu otworach o jednakowej średnicy rozmieszczonych w jednej linii, przed planowanym strzelaniem uzyskano możliwość dokładnego obliczenia optymalnej wartości średnicy wierconego otworu strzałowego w złożu.

1). Błąd względny określenia stosowanej średnicy w stosunku do optymalnej wynosi od -2% do +6,6%, co potwierdza prawidłowość zastosowanej zależności, która może być stosowana w praktyce.

2). Pomimo wykonanych obliczeń, średnica otworu zależy od najbliższej średnicy w typoszeregu koronek wiertniczych.

3). Podstawiając we wzorze (4) w miejsce „a” wartość „z” podobne obliczenia sprawdzające można wykonać dla kierunku Y.

Literatura

- [1] Grzeškowiak Arkadiusz, 2022, Wiercenie otworów jako kluczowy element realizacji projektu robót strzałowych. Krużywa Mineralne, Politechnika Wrocławska
- [2] Bęben A., 1992, Technika wiertnicza w odkrywkowym górnictwie skalnym, Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice
- [3] Korzeniowski J.I., Onderka Z., 2006, Roboty strzelnicze w górnictwie odkrywkowym, Wydawnictwa i Szkolenia Górnicze, Burnat & Korzeniowski, Wrocław
- [4] Chrzan Tadeusz, 2021. Akustyka inżynierska w ochronie środowiska przy urabianiu surowców skalnych materiałem wybuchowym, 198s. Wydawnictwo „Poltegor – Instytut” Instytut Górnictwa Odkrywkowego
- [5] Gliński J. 1974, Metoda określania jednostkowego rozchodu MW w górnictwie skalnym”, Politechnika Wrocławska
- [6] Sanchidrián J.A., Segarra P., López L.M., 2006, Energy Components in Rock Blasting, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 44 (1), 130–147
- [7] Olofsson S.O., 1991, Applied Explosives Technology for Construction and Mining, Applex. Szwecja
- [8] Batko P., 1993, O wpływie niektórych czynników na efekt sejsmiczny strzelania, Mat. konf. Materiały wybuchowe i technika strzelnicza. Aktualny stan i perspektywy rozwoju, Gliwice–Kraków
- [9] Skala Wpływów Dynamicznych PN-B-02170:2016-12