

# Strefa spękań w podziemnych przodkowych robotach strzelniczych

## Crack zone in underground blasting works

Wojciech Ostiadel, Marcin Szumny

Orica Poland Sp. z o.o., ul. Tadeusza Kościuszki 16/4, 50-038 Wrocław, PL

Autor do korespondencji: marcin.szumny@orica.com

**Streszczenie:** Przedstawione opracowanie jest związane z analizą ujemnego wpływu robót strzałowych na stateczność warstw skalnych przylegających do wyrobiska podziemnego, co jest spowodowane powstawaniem strefy spękań. W artykule przedstawiono zagadnienia związane z wyznaczeniem zasięgu strefy spękań w górotworze wywołanych prowadzeniem robót strzałowych w podziemnych zakładach górniczych. Przedstawiona analiza uwzględnia szereg stosowanych metod oceny zasięgu spękań powstałych w wyniku dynamicznego oddziaływania ładunku wybuchowego. W artykule przedstawiono również metody ograniczania strefy spękanego górotworu a tym samym poprawy bezpieczeństwa prowadzonych prac.

**Abstract:** This study is related to the analysis of the negative impact of blasting works on the stability of the rock layers adjacent to underground excavation which is caused by the formation of cracks zone. The article presents issues related to the determination of the range of cracks zone caused by the conduct blasting works in underground mines. The analysis shows several methods of evaluating the extent of cracks caused by the dynamic interaction of explosive. In article also presents ways to help reduce the cracked area of the rock mass and thus improve the safety of the works.

**Słowa kluczowe:** Strefa spękań, roboty strzałowe, system „string loading”, ochrona stropu

**Keywords:** Crack zone, blasting works, „string loading” system, caution blasting

## 1. Wstęp

Przy wykonywaniu robót strzałowych w robotach górniczych zjawiskiem niepożądanym jest powstawanie poza obrysem wyrobiska strefy spękań, szczególnie w warstwach stropowych. W konsekwencji może to doprowadzić, w warunkach skrajnych, do niekontrolowanego odspojenia skał stropowych, co bywa przyczyną wypadków. Aktualnie istnieje kilka technicznych rozwiązań, które są możliwe do zastosowania, ale z wielu powodów w kopalniach podziemnych nie są stosowane. Można też stwierdzić, że ilość zdarzeń negatywnych spowodowanych odspojeniem się warstw stropowych, które spowodowały wypadki przeliczając na ilość zużytego MW jest niewielka.

W końcu XX wieku na potrzeby KGHM powstało kilka opracowań, które podawały praktyczne sposoby rozwiązania tego technicznego problemu, należy jednak przyznać, że w ocenie autorów nie znalazły one należytego zastosowania. Wynikało to zapewne z tego, że wymagało to wyegzekwowania od osób wykonujących roboty strzałowe zwiększonej dbałości wykonywanej pracy jak i też w wielu przypadkach zwiększonych nakładów finansowych.

W Instytucie Górniczej Politechniki Wrocławskiej [1] opracowano i określono parametry metryki strzałowej tzn. rozmieszczenie otworów strzałowych i ilość MW w otworach strzałowych w wyrobisku eksploatacyjnym: szer. 7 m, wys. 5 m a zabiór 3 m. Zaproponowano zastosowanie jako metodę projektowania tzw. algorytm „szwedzki”, w którym koncentracja MW jest uzależniona od wielkości zabioru i odległości między otworami strzałowymi (Holmberg, Persson - 1979).

W 1996 roku w Zakładzie Górniczej Podziemnej AGH [2] opracowano technologię urabiania złoża robotami strzałowymi w ZG „Polkowice-Sieroszowice” w przodkach o wysokości furty 2,0 m przy eksploatacji złoża

ciemnego z zastosowaniem maszyn niskich w warunkach występowania słabego stropu bezpośredniego. Metoda poddała modyfikacji metryki strzałowe stwarzające możliwości poprawy efektów strzelania, szczególnie w kierunku destrukcji stropu wyrobisk eksploatacyjnych. Wnioskami wynikającymi z tego opracowania było stwierdzenie, że zabiór nie powinien przekraczać wysokości furty eksploatacyjnej, ale chcąc zachować zabiór około 3 m należy stosować strzelanie z zachowaniem pustki powietrznej w otworach strzałowych i wiercenie w środku włomu otworu pustego (niezaładowanego ME) o średnicy około 120 mm.

W 1999 roku Centrum Badawczo-Projektowe Miedzi „Cuprum” na zlecenie KGHM w opracowaniu [3] zwróciło uwagę, że warunkiem obniżenia poziomu drgań parasejsmicznych (co w konsekwencji prowadzi do zmniejszenia strefy spękań powyżej obrysu wyrobiska) jest strzelanie krótkozwłoczne z minimalnym opóźnieniem i minimalnym rozrzutem w czasie a najlepsze efekty uzyskuje się przy jednoczesnym odpaleniu wszystkich ładunków w otworach stropowych. Zaproponowano, aby metodą oceny skutków strzelań obrysowych był pomiar PPV (peak particle velocity). Opracowanie [4] z 1999 roku w sposób wstępny określiło zależność pomiędzy robotami strzałowymi, a ich negatywnymi skutkami w otoczeniu wyrobiska po wykonaniu roboty strzelniczej.

Jednak prawdopodobnie najbardziej praktyczne ujęcia tego zagadnienia zostały opracowane w Szwecji i USA na potrzeby prowadzenia robót tunelowych. Celem niniejszego referatu jest ich przedstawienie wraz z metodami techniki strzelniczej, które by minimalizowały skutki dezintegracji górotworu podczas wykonania roboty strzelniczej.

## 2. Zasięg strefy spękań

Strzelania, w których powstałe spękania nie wykraczają poza tzw. wielkość strefy spękań przewidzianych (spękania powstają zawsze) w projekcie, nazywa się w Szwecji strzelaniami precyzyjnymi. Już w 1995 roku szwedzki urząd (SNRA) stwierdził, że wszystkie podziemne roboty tunelowe mają być wykonywane jako strzelania precyzyjne [5]. Pierwszą próbą określenia wielkości spękań było opracowanie tabeli, w której wg SNRA określono w 1995 roku – szacunkowe wielkości strefy spękań zależnej o liniowej koncentracji MW. Tabela 1 przedstawia szacunkowe wartości wielkości strefy spękań, jakie mogą powstać, należy zaznaczyć, że przedstawiona tabela ma charakter tylko poglądowy i nie powinna być aktualnie stosowana przy projektowaniu prac tunelowych.

**Tab. 1.** Podstawowym parametrem przyjętym przez SNRA (1995) jest koncentracja materiału wybuchowego (MW) na mb otworu strzałowego (dotyczy otworów strzałowych o  $\varnothing$  (45 ÷ 51) mm) [5]

Rodzaj MW	$\varnothing$ MW [mm]	Koncentracja MW [kg mb <sup>-1</sup> ]	Szacowana wielkość spękań [m]
Gurit A	17	0,17	0,3
Gurit A	22	0,30	0,4
Prylit A- MW luzem	45	1,23	1,6
Prylit A- MW luzem	51	1,58	2,0
Emulite 150	32	0,91	1,3

Z tabeli widać, że użycie MW ładowanych luzem w otworach obrysowych powoduje znaczący wzrost strefy spękań poza obrys.

Na podstawie mierzenia głębokości spękań uogólniono zasadę, że:

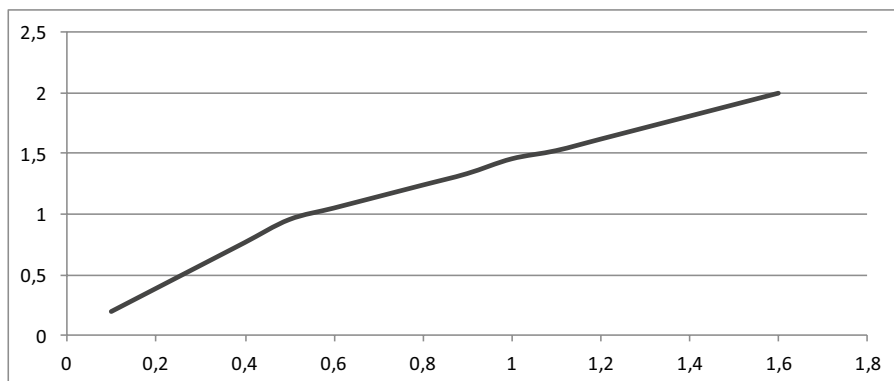
$$R_c = 1,9 \cdot q, \text{ dla } q < 1,4 \text{ kg}_{\text{MW}} \text{ mb}^{-1} \quad (1)$$

gdzie:  $R_c$  – zasięg strefy spękań [m],  $q$  – koncentracja ładunku MW [kg/mb]

a w następnych latach SNRA po dokładniej analizie stwierdzono, że:

$$R_c = 1,9 \cdot q, \text{ dla } q < 0,5 \text{ kg}_{\text{MW}} \text{ mb}^{-1}, \text{ oraz} \quad (2)$$

$$R_c = 0,95 \cdot (q + 0,5), \text{ gdy } 0,5 \leq q \leq 1,6 \text{ kg}_{\text{MW}} \text{ mb}^{-1} \quad (3)$$



Rys. 1. Zależność  $R_c$  od  $q$

W latach 1978-1979 Holmberg i Persson ustalili zależność PPV (ang. Peak Particle Velocity)

$$PPV = K \cdot Q^\alpha / R^\beta \quad (4)$$

gdzie: PPV- prędkość cząstek [ $\text{mm s}^{-1}$ ],  $Q$  – masa MW [kg],  $R$  – odległość [m],  $K$ ,  $\alpha$ ,  $\beta$  – współczynniki  
Równanie to wskazuje, że wartość PPV wzrasta wraz z wzrostem ładunku MW  $Q$  oraz jak wartość PPV maleje ze wzrostem odległości od ładunku  $Q$ .

Na podstawie pomiarów dokonanych w kopalni Aitik oznaczono  $K = 700 \text{ mm s}^{-1}$ ,  $\beta = 1,5$  a  $\alpha = 0,7$ , krytyczna prędkość cząsteczek, która powodowała spękania jest w zakresie  $(700 \div 1000) \text{ mm s}^{-1}$ .

W Polsce to zagadnie opisano, jako zależność empiryczną (Onderka, Ślęzak 1995) [6]

$$PPV = K \cdot Q^\alpha / r^\beta \quad (5)$$

gdzie: PPV – prędkość cząstek [ $\text{mm/s}$ ],  $Q$  – masa MW na jedno opóźnienie [kg],  $r$  – odległość [m],  $K$  – współczynnik zależny od warunków geologicznych,  $\alpha$ ,  $\beta$  – współczynniki tłumienia,  $\alpha / \beta = n$ .

Celem uproszczenia obliczeń wprowadzono pojęcie ładunku zredukowanego  $R_0$

$$R_0 = Q^n / r \quad (6)$$

W kopalniach KGHM przeprowadzono pomiary PPV [7] w odległości od 8 m do 21 m od czoła przodka i stwierdzono, że na 8 m PPV nie przekracza wartości 100 [ $\text{mm s}^{-1}$ ].

Metoda PPV została rozwinięta przez Hustrulida (1994) uwzględniająca ciśnienie w otworze, gęstość skał oraz średnicę otworu strzałowego.

$$PPV = p_h / (\rho \cdot c) (0,61 \cdot \Phi_h / R)^{1/R} \quad (7)$$

gdzie:  $p_h$  – ciśnienie w otworze strzałowym [Pa],  $\rho$  – gęstość skały otaczającej [ $\text{kg m}^{-3}$ ],  $c$  – prędkość fali podłużnej [ $\text{m s}^{-1}$ ],  $I$  – stała tłumienia,  $\Phi_h$  – średnica otworu strzałowego [mm].

Na podstawie prowadzonych strzelań i pomiarów opracowano (Ouchterlon – 1997) inną formułę szacowania teoretycznej długości pęknięć radialnych  $R_0$  z otworów obrysowych:

$$R_0 = 0,5 \cdot \Phi_h \cdot (p_h / p_{nc})^w, \quad (8)$$

$$\text{gd } w = 2 / [3 \cdot (D / c)^{0,25} - 1] \quad (9)$$

$$p_{hc} = 3,3 \cdot K / \Phi^{0,5} \quad (10)$$

gdzie:  $p_{hc}$  – ciśnienie w otworze strzałowym

$$p_{hc} = \gamma^w / (\gamma + 1)^{(\gamma+1)} \cdot q \cdot D^2 \cdot (\Phi_m / \Phi_h)^{2,2} \quad (11)$$

gdzie:  $q$  – gęstość MW [ $\text{kg m}^{-3}$ ],  $\Phi_m$  – średnica MW [mm],  $\Phi_h$  – średnica otworu strzałowego [mm],  $\gamma$  – wykładnik rozprężenia adiabatycznego.

$$\gamma = \sqrt{1 + \frac{D^2}{2Q}} \quad (12)$$

gdzie:  $Q$  – energia właściwa MW [ $\text{J kg}^{-1}$ ],  $p_{hc}$  – ciśnienie w otworze strzałowym niezbędne do zainicjowania spękań,  $D$  – prędkość detonacji MW [ $\text{m s}^{-1}$ ],  $c$  – prędkość rozchodzenia fali podłużnej w skale [ $\text{m s}^{-1}$ ].

Metoda ta w fazie projektowania metryki strzałowej pozwala już na wstępne określanie takich parametrów jak: średnicę otworów strzałowych czy rodzaj MW.

### 3. Metoda Ouchterlony [8]

W fazie wykonywania projektu (opracowania metryki strzałowej) szczególnie przy robotach chodnikowych (tunelowych) zachodzi pytanie, jakiego mamy użyć MW i jaka powinna być średnica wierconych otworów strzałowych tak, aby wokół wyrobiska powstawała strefa spękań o jak najmniejszym zasięgu. Analizując wzór:  $R_0 = 0,5 \cdot \Phi_h \cdot (p_h / p_{hc})^w$  (13)

$$\text{gd}y \ w = 2 / [3 \cdot (D / c)^{0,25} - 1] \quad (14)$$

Można stwierdzić, że teoretyczny zasięg długości pęknięć radialnych wokół otworu strzałowego po zdetonowaniu MW zależy od:

- parametrów MW: prędkość detonacji MW  $D = 4500 \text{ m s}^{-1}$ ; ciepło wybuchu MW  $Q = 3500000 \text{ J kg}^{-1}$ ; gęstość MW  $q = 1200 \text{ kg m}^{-3}$ ,
- parametrów skały:  $K = 1,5 \text{ MPa}$ , prędkość fali podłużnej  $c = 2700 \text{ m s}^{-1}$ ,
- parametrów:  $\Phi_h = 0,045 \text{ m}$ ,  $\Phi_h = 0,051 \text{ m}$ ,  $\Phi_m = 0,022 \text{ m}$ ,  $\Phi_m = 0,051 \text{ m}$ ,  $\Phi_h$  – średnica otworu strzałowego [m],  $p_{hc}$  – ciśnienie w otworze strzałowym niezbędne do zainicjowania spękań [Pa],  $p_h$  – ciśnienie w otworze strzałowym [Pa],  $w$  – wykładnik.

#### 3.1. Ciśnienie w otworze strzałowym niezbędne do zainicjowania spękań

$$p_{hc} = 3,3 \cdot K / \Phi^{0,5} \quad (15)$$

$$p_{hc} = 3,3 \cdot 1,5 / \sqrt{0,045} = 23,34 \text{ MPa}$$

$$p_{hc} = 3,3 \cdot 1,5 / \sqrt{0,051} = 21,92 \text{ MPa}$$

#### 3.2. Wykładnik rozprężenia adiabatycznego gazów po detonacji MW

$$\gamma = \sqrt{1 + \frac{D^2}{2Q}} \quad (16)$$

$$\gamma = \sqrt{1 + 4500^2 / 2 \cdot 3500000} \approx 2$$

#### 3.3 Czynniki

$$\gamma^w / (\gamma + 1)^{(\gamma+1)} = 2^2 / (2 + 1)^{(2+1)} \approx 0,15 \quad (17)$$

### 3.4. Ciśnienie w otworze strzałowym po detonacji MW

$$p_{hc} = \gamma^{\gamma} / (\gamma + 1)^{(\gamma + 1)} \cdot q \cdot D^2 \cdot (\Phi_m / \Phi_h)^{2,2} \quad (18)$$

$\Phi_m / \Phi = 1$  dla MW ładowanego luzem

$$\Phi_m / \Phi_h = 0,022 / 0,045 = 0,49$$

$$\Phi_m / \Phi_h = 0,022 / 0,051 = 0,43$$

$p_h = 0,15 \cdot 1200 \cdot 4500^2 \cdot 1^{2,2} = 3645$  MPa, dla MW ładowanego luzem

$p_h = 0,15 \cdot 1200 \cdot 4500^2 \cdot 0,49^{2,2} = 758,16$  MPa, dla otworu strzałowego o  $\Phi$  45 mm

$p_h = 0,15 \cdot 1200 \cdot 4500^2 \cdot 0,43^{2,2} = 568,62$  MPa, dla otworu strzałowego o  $\Phi$  51 mm

### 3.5. Wykładnik

$$w = 2 / [3 \cdot (D / c)^{0,25} - 1] = 2 / [3 \cdot (4500 / 2700)^{0,25} - 1] = 0,8$$

### 3.6 Długość pęknięć radialnych dla otworów obrysowych

$$\Phi_h = 0,045 \text{ m}$$

$$R_0 = 0,5 \cdot \Phi_h \cdot (p_h / p_{hc})^w$$

$R_0 = 0,5 \cdot 0,045 \cdot (3645 / 23,34)^{0,8} = 1,28$  m, otwór strzałowy wypełniony MW luzem

$R_0 = 0,5 \cdot 0,045 \cdot (758,16 / 23,34)^{0,8} = 0,36$  m, otwór strzałowy o  $\Phi_{MW} = 0,022$  m

$$\Phi_h = 0,051 \text{ m}$$

$R_0 = 0,5 \cdot 0,051 \cdot (3645 / 21,92)^{0,8} = 1,52$  m, otwór strzałowy wypełniony MW luzem

$R_0 = 0,5 \cdot 0,051 \cdot (568,62 / 21,92)^{0,8} = 0,34$  m, otwór strzałowy o  $\Phi_{MW} = 0,022$  m

Z otrzymanych wyliczeń, które należy traktować jako przykładowe jednoznacznie wynika, że elementem, który w sposób zasadniczy wpływa na zasięg spękań przy otworach obrysowych jest stopień wypełnienia MW otworów stropowych.

## 4. Metoda Hustrulid'a [9]

We wszelkich obliczeniach dotyczących określenia zasięgu spękań powstałych przy robotach strzałowych najbardziej trudnym do określenia są parametry opisujące skałę, w której jest wykonany otwór strzałowy. Czasem jest to kilka parametrów lub tylko jeden, w opisywanej metodzie jest to parametr  $K_z$  i dla skały o gęstości  $q_s = 2,65 \text{ g cm}^{-3}$  i robót strzałowych wykonywanych z użyciem ANFO o gęstości  $q = 0,82 \text{ g cm}^{-3}$  wynosi  $K_z = 25$ .

Zasięg strefy spękań wynosi:

$$B = K_z \cdot d_h, \text{ gdzie: } B - \text{zabior} \text{ [m], } d_h - \text{średnica otworu strzałowego [m]} \quad (19)$$

Przyjmując, że spękania rozchodzą się cylindrycznie wokół otworu, można przyjąć:

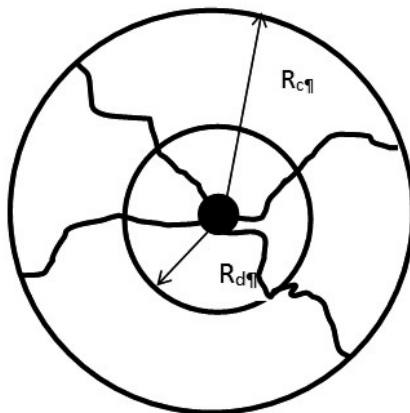
$$B = 2R, \text{ gdzie } R - \text{promień strefy działania MW [m]} \quad (20)$$

Czyli, po prostych przekształceniach mamy (dla założenia, że promień działania MW jest równy promieniowi spękań):

$$R_d = K_z \cdot r_h, \text{ gdzie } r_h - \text{promień otworu strzałowego [m]} \quad (21)$$

Dla MW typu ANFO i średnicy otworu strzałowego 38 mm ( $r_h = 0,019$  m) mamy:

$$R_d = 25 \cdot 0,19 = 0,48 \text{ m}$$



**Rys. 2.** Zasięg stref spękań wokół otworu strzałowego [9]

Stosowanie innych MW i oddziaływania w skalach o innej gęstości wymaga stosowania korekt współczynnika  $K_z$ :

$$K_{zn} = 25 \sqrt{\frac{\rho_n \cdot S}{0,82}} \cdot \sqrt{\frac{2,65}{\rho_r}} \quad (22)$$

gdzie:  $\rho_n$  – gęstość stosowanego MW [ $\text{g cm}^{-3}$ ];  $S$  – względny współczynnik MW;  $\rho_r$  – gęstość skały [ $\text{g m}^{-3}$ ]

$$S = \frac{5 \cdot Q_n \cdot V_n}{6 \cdot Q \cdot 6V} \quad (23)$$

$Q_n$ ,  $Q$  – ciepło detonacji jednego kilograma stosowanego MW i ANFO [ $\text{dm}^3 \text{kg}^{-1}$ ];  $V_n$ ,  $V$  – objętość gazów produktów detonacji jednego kilograma stosowanego MW i ANFO [ $\text{kJ kg}^{-1}$ ].

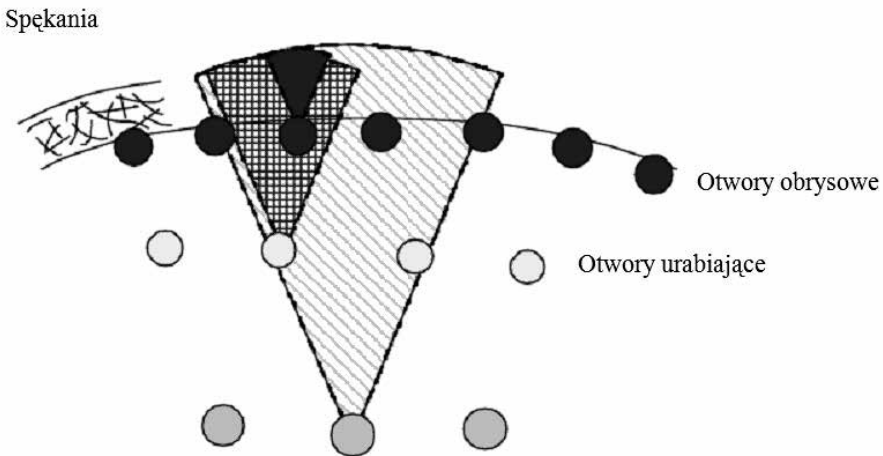
Obliczając  $K_{zn}$  dla MW emulsyjnego (MWE) luzem mamy  $S = 0,89$ , to dla skał o gęstości  $2,59 \text{ g cm}^{-3}$  i gęstości stosowanego MW  $\rho_n = 1,15 \text{ g cm}^{-3}$  to  $K_{zn} = 28$ .

$$R_{dn} = 28 \cdot 0,19 = 0,48 \text{ m}$$

Dla zastosowanego MWE i stosowanego w skale o gęstości  $2,59 \text{ g cm}^{-3}$  strefa spękań będzie wynosiła  $0,48 \text{ m}$ .

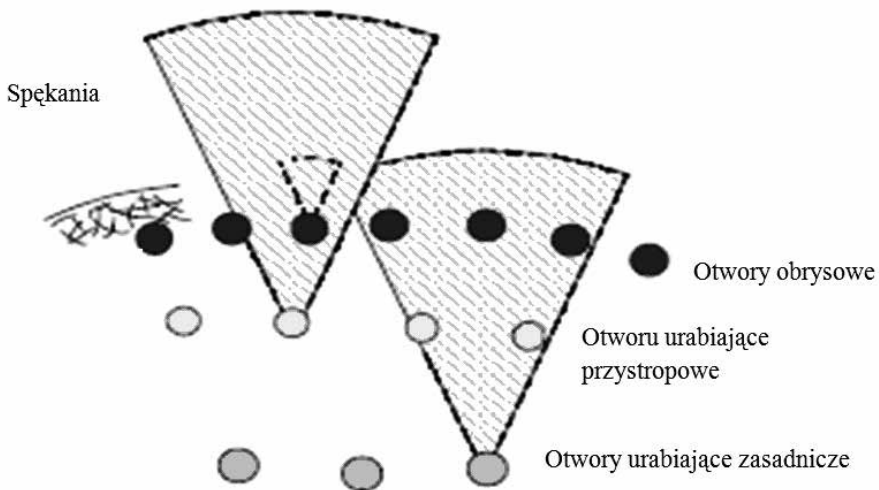
## 5. Podsumowanie - Praktyka górnicza

Przeniesienie do praktyki górniczej i zastosowanie określonych rozwiązań teoretycznych jest czasem trudne lub warunki w podziemnej pracy górniczej uniemożliwiają zastosowanie teoretycznych opracowań (obliczeń). Przeanalizowanie opracowań pokazuje jaki kierunek należy przyjąć, aby praca była wydajna i bezpieczna. Rozwiązaniem umożliwiającym zastosowanie w/w zasad związanych z ograniczeniem MW strefy spękań wokół wyrobiska jest system „string loading” i zastosowanie dokładnej inicjacji zapalnikami elektronicznej. Praktycznie zmniejszenie strefy spękań poza obrysem wyrobiska sprowadza się do zmniejszenia koncentracji MW na 1 mb otworu strzałowego o określoną wartość. Rozmieszczenie otworów strzałowych tak jak na rysunku 2 pozwala już z stwierdzić, że koncentracja MWE na 1 mb otworu strzałowego powinna w otworach obrysowych być około  $(30 \div 40) \%$  mniejsza niż w otworach urabiających. Praktyka wykazuje, że rozmieszczenie otworów strzałowych jak na rysunku 2 jest dość trudne w warunkach praktyki górniczej. Jeśli w otworach obrysowych będziemy stosować taką samą ilość MWE jak w pozostałych otworach uzyskamy niekontrolowalny zasięg spękań wokół wyrobiska jak i zużywać nieuzasadnioną ilość dodatkowego MWE luzem. Metody opisane w punktach 3 i 4 pozwalają w dużym przybliżeniu obliczyć zasięg stref spękań od MWE luzem w przodku.



Rys. 3. Zasięg stref spękań dla prawidłowo obliczonej metryki [10]

Na rysunku 3 pokazano ideał, do którego należy dążyć przy wykonywaniu robót strzałowych, należy zwrócić uwagę otwory urabiające przystopowe powinny posiadać mniejszą koncentrację MWE niż zasadnicze otwory urabiające. W przypadku jeśli nie weźmiemy pod uwagę zmniejszonej ilości MWE w otworach przystopowych otrzymamy rezultat jak na rys.4.

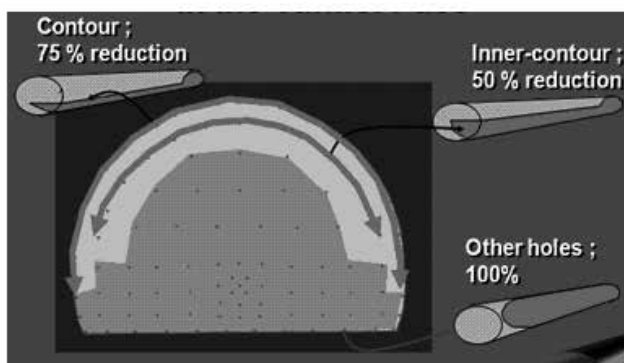


Rys. 4. Zasięg strefy spękań [10]

### 5.1. System „string loading”

Firma Orica opracowała system załadunku MW luzem (rys. 5), który pozwala na niepełne wypełnienie otworu strzałowego MWE luzem na całej długości otworu strzałowego przez co otrzymuje się mniejszą koncentrację MW na 1 mb otworu strzałowego. Systemy takie są możliwe do zabudowy do każdego modułu załadkowego MWE firmy Orica. Idea tego systemu polega, że przy wyciąganiu węża z otworu strzałowego określoną ilość MWE luzem, czynność ta jest wykonywana automatycznie. Można oszacować, że otwory obrysowe stropowe w przodkach w kopalniach KGHM to około 30 % wszystkich otworów strzałowych przy załadunku ich ilością MW około 60 % pozostałych otworów

strzałowych wynik ekonomiczny jest oczywisty. Ale aby osiągnąć taki wynik ekonomiczny należy dysponować odpowiednim sprzętem strzałowym jak i stosownym MWE luzem.



Rys. 5. System załadunku „string loading” [11]

## 5.2. Zapalnik elektroniczny

Możliwość zastosowania zapalników elektronicznych umożliwia zainicjowanie wszystkich otworów strzałowych w jednakowym czasie. Praktyka górnicza wykazała taką zasadność, co aktualnie w warunkach w Polsce nie jest stosowane. Analiza stosowanych metryk strzałowych wskazuje, aby otwory stropowe obrysowe miały wszystkie takie same opóźnienia oprócz otworów umiejscowionych przy ociosach, których opóźnienia powinny posiadać wartość co najmniej o 25 ms większą.

## Literatura

- [1] Hołodnik K., *Poprawa efektywności robót strzałowych poprzez dostosowanie ich parametrów do przestrzennej zmienności warunków urabiania*. Raport Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej 1995, Ser. SPR nr 37, 62 s.
- [2] *Opracowanie technologii urabiania złoże robotami strzałowymi w przodkach o wysokości furty 2,0 m przy eksploatacji złoże cienkiego z zastosowaniem maszyn niskich w ZG „Polkowice-Sieroszowice” w warunkach występowania słabego stropu bezpośredniego*. Zakład Górnictwa Podziemnego AGH, Kraków 1998.
- [3] *Strzelanie obrysowe przy użyciu specjalnych MW w małośrednicowych nabojach oraz lontów detonujących*. Centrum Badawczo-Projektowe Miedzi „Cuprum”, Wrocław 1999.
- [4] *Określenie wpływu robót strzałowych i wytworzenie przez nie wstrząsów sejsmicznych na dezintegrację górotworu, a w szczególności skał stropowych*. Centrum Badawczo-Projektowe Miedzi „Cuprum”, Wrocław 1999.
- [5] Johansson P., Noren P., Pietkiewicz K., Dusza R., Janusz E. *Ku nowym szwedzkim zaleceniom odnośnie precyzyjnych robót strzałowych obrysowych*. Konferencja –Technika strzelnicza w górnictwie, s209-240, AGH, Jaszowiec 2001.
- [6] Onderka Z., Ślęzak J. *Wyznaczenie promienia strefy szkodliwych drgań parasejsmicznych przy strzelaniu w kopalniach odkrywkowych*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr. 3/1995, Miesięcznik WUG, s27-30.
- [7] *Pomiary prędkości drgań stropu (PPV) prowadzenia robót strzałowych w ZG Lubin, ZG Polkowice – Sieroszowice i ZG Rudna*. Praca badawczo-usługowa GIG nr. 41146039-120 (niepublikowana).
- [8] Ouchterlony F. *Prediction of crack lengths in rock after cautious blasting with zero inter-hole delay*. FRAGBLAST – International Journal of Blasting and Fragmentation 1, s. 417-444, 1997.
- [9] Hustrulid W., Johnson J. *A gas pressure-based drift round blast design methodology*. MASSMIN 2008,



5th International Conference & Exhibition on Mass Mining, s.657-669, Lulea, Sweden, 9-11.06.2008.

- [10] Budin M., *The Benefits of Bulk Emulsion Explosives in Underground Applications through String Loading*, SME 2009 Denver, Colorado (prezentacja).
- [11] Fauske A., *Practical Experiences and Possibilities using Titan SSE String Charging*, Dyno Nobel Europe (prezentacja).