

**Józef Jonak**  
**Jerzy Podgórski**

Politechnika Lubelska

**Numeryczne badania skrawania skał anizotropowych  
dyskiem asymetrycznym**

Lublin, 2012



## Spis treści

Wstęp .....	5
1. Wprowadzenie .....	7
2. Mechanizm niszczenia struktury skały ostrzem narzędzia urabiającego .....	15
3. Badania numeryczne oddziaływania narzędzi na skałę – stan wiedzy ....	20
3.1. Numeryczne badania własne oddziaływania narzędzia na skalny materiał izotropowy i anizotropowy .....	23
3.2. Numeryczne badania oddziaływania dysku asymetrycznego na materiał izotropowy .....	28
3.3. Numeryczne symulacje urabiania skał o losowej strukturze i parametrach wytrzymałościowych .....	30
4. Numeryczne badania wpływu uwarstwienia skał urabianych dyskiem asymetrycznym na efekty odspajania .....	33
Literatura .....	53



## Wstęp

Celem autorów niniejszej monografii, było przeprowadzenie, na gruncie mechaniki teoretycznej ciała stałego, numerycznych analiz kształtowania się zasięgu odspajania skały o silnej anizotropii właściwości, jakie zachodzi w procesie urabiania skały uwarstwionej, dyskiem asymetrycznym. W praktyce, zagadnienie niszczenia kruchych struktur warstwowych, występuje znacznie częściej, w szeregu dziedzinach dzisiejszej techniki czy w określonych warunkach geotechnicznych.

Główne zadania badawcze, jakie postawiono w trakcie realizacji pracy to:

- stworzenie modeli teoretycznych i numerycznych ośrodka skalnego anizotropowego,
- zamodelowanie za pomocą Metody Elementów Skończonych, procesu odspajania głównego elementu wióra w ośrodku skalnym,
- obliczenie i analiza stanu naprężeń generowanego w strefie skrawania,
- wyznaczenie stanów granicznych ośrodka skalnego oraz trajektorii propagacji szczeliny towarzyszącej odspajaniu głównego elementu wióra.

Podobnie jak we wcześniejszych analizach autorów niniejszej monografii, w opracowaniu wykorzystano warunek stanu granicznego „PJ”, opracowany i wykorzystywany przez Podgórskiego [37, 39, 47]. W analizie odkształceń materiału skalnego wykorzystano klasyczną metodę MES a w analizie rozwoju pęknięć, wykorzystano metodę tzw. „traconych elementów”.

Praca powstała w wyniku realizacji projektu badawczego MNiSzW (NCBiR) nr N N524 368337 „Badanie procesu skrawania skał uwarstwionych narzędziem dyskowym”.

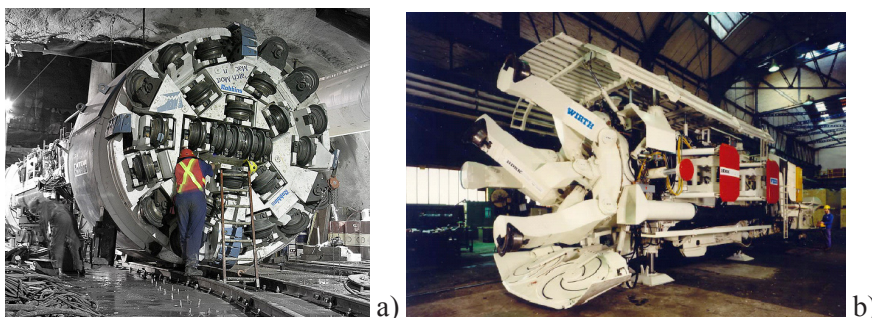


## 1. Wprowadzenie

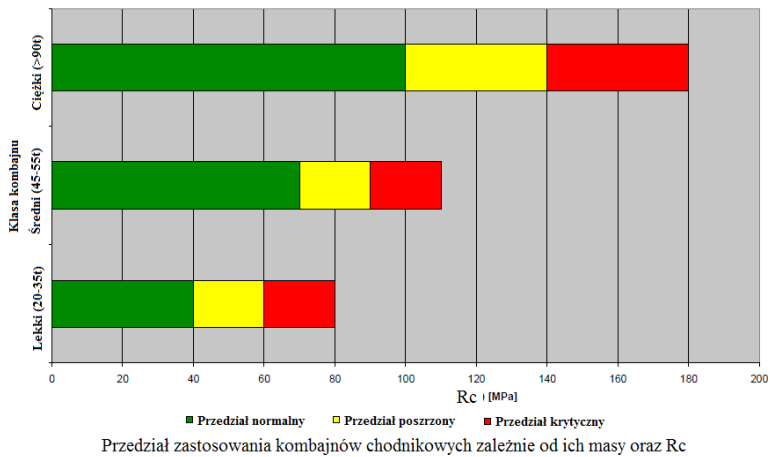
W chwili obecnej mechaniczne urabianie skał zwięzłych realizowane jest z użyciem właściwie dwóch podstawowych technologii. Jedna z nich oparta jest na wykorzystaniu jako narzędzi urabiających, tzw. stycznych, stożkowych noży obrotowych (rys. 1), w drugiej natomiast używa się dysków (rys. 2).



**Rys. 1.** KOMBAYN chodnikowy wyposażony w głowicę urabiającą zbrojoną stycznymi nożami obrotowymi.



**Rys. 2.** Maszyna tunelowa typu TBM z dyskami symetrycznymi (a), maszyna tunelowa firmy WIRTH wyposażona w „podcinające” dyski asymetryczne (b).



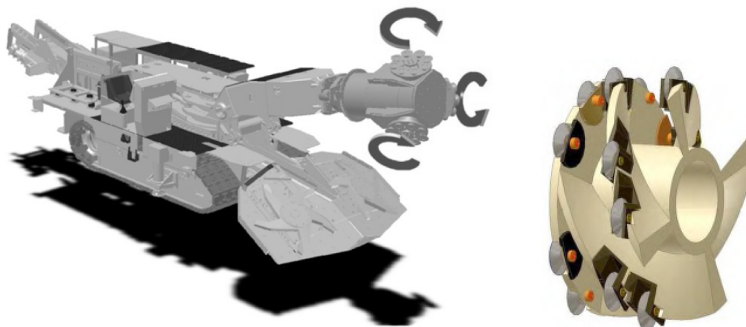
**Rys. 3.** Potencjalny obszar zastosowań maszyn urabiających na tle przedziału wytrzymałości skał [24].

W przypadku dysków, zarysowuje się tendencja do ich stosowania w dwóch odmianach tj. jako symetryczne (głównie maszyny typu TBM) oraz ostatnio, jako asymetryczne.

W Polsce maszyny typu TBM, zostały po raz pierwszy użyte do drążenia tunelu drugiej linii metra w Warszawie.

Stosowanie dysków asymetrycznych, dopiero w ostatnim okresie czasu zaczyna się upowszechniać z uwagi na mało poznany mechanizm niszczenia struktury skały, problemy z ich wykonawstwem oraz wymaganą trwałością.

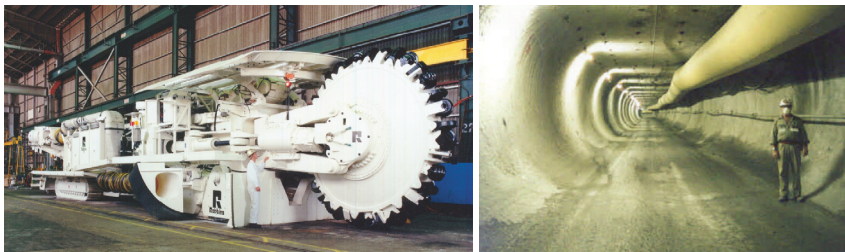
W testowanych rozwiązaniach konstrukcyjnych głowic urabiających, dyski asymetryczne pracują zarówno w technologii „podcinania” progu skalnego, jak i w klasycznym oddziaływaniu dysku, tj. poprzez nacisk i obtaczanie po obrobionej powierzchni (jak dla dysku symetrycznego), co ilustruje rozwiązanie głowicy z rys. 4b.



**Rys. 4.** a) Kombajn chodnikowy z głowicą nowej generacji zbrojoną dyskami asymetrycznymi [28], b) głowica kombajnu ścianowego z dyskami asymetrycznymi [29].



Interesującą grupę maszyn mogą stanowić maszyny serii Mobile Miner firmy Robbins [34] (rys. 5). Kwestią otwartą jest dopasowanie technologii jak i potencjalne zmiany konstrukcyjne dostosowujące maszynę do stosowanej technologii wybierania złoża.



**Rys. 5.** *Mobile Miner (Robbins) [34].*

Ostatnio, maszyny tego typu są przedmiotem rosnącego zainteresowania innych firm, w tym np. Atlas Copco [6], a obszar ich potencjalnych zastosowań również znacznie się poszerza.

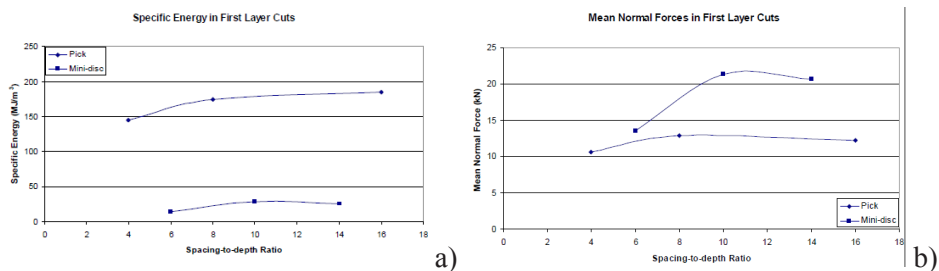


**Rys. 6.** *Koncepcja maszyny urabiającej nowej generacji wg [6].*

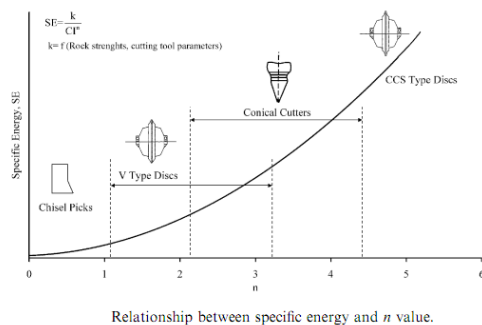
Każdą z powyższych odmian urabiania charakteryzują określone wady jak i zalety.

Zaletą stosowania dysków jest mniejsza energochłonność urabiania, znacznie większa trwałość narzędzia z uwagi na inny mechanizm oddziaływania na skałę niż w przypadku noży obrotowych (obtaczanie dysku bez poślizgu) oraz grubszy sortyment urobku (mniejsze jego rozdrobnienie).

Aspekt energochłonności procesu jest często bagatelizowany przez kadrę kopalń, gdyż sugeruje się, iż korzystne jest w praktyce, że urobek już wstępnie rozdrobniony przez kombajn. Należy zwrócić jednak uwagę, iż rozdrabnianie w kruszarkach a rozdrabnianie przez głowicę urabiającą skał zlokalizowanych w zaciśniętym górotworze, to kolosalna różnica. Zapotrzebowanie na energię w jednym i drugim przypadku jest nieporównywalne.

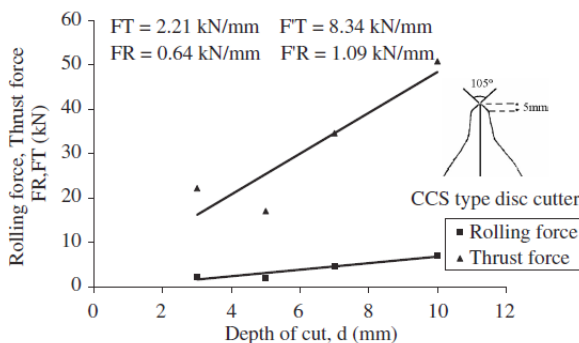


Rys. 7. Kształtowanie się: energochłonności urabiania dyskiem i nożem stożkowym (a), siły normalnej (odporowej) (b) [56].



Rys. 8. Kształtowanie się jednostkowej energii urabiania dla różnych technik urabiania [57].

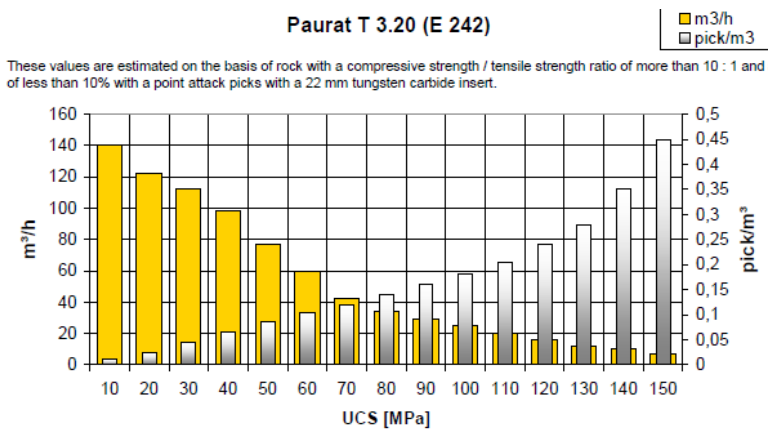
Istotną wadą dysków względem noży obrotowych jest konieczność stosowania większych sił docisku narzędzia dyskowego do urabianej skały, aby możliwy był proces urabiania, co komplikuje rozwiązanie układu posuwu głowicy jak i całej maszyny (układy rozparcia i stabilizacji maszyny w wyrobisku do urabiania), np. [10].



Rys. 9. Kształtowanie się wartości składowych sił na dysku symetrycznym, wg [10].

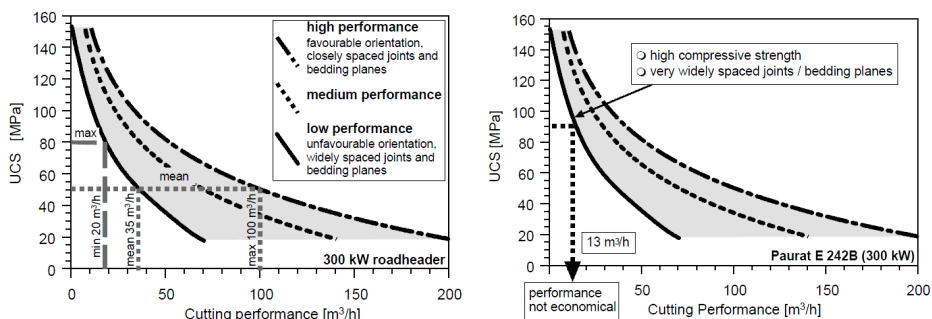
Wadą noży obrotowych z kolei jest to, iż z uwagi na poślizg ostrza po obrobojnej powierzchni, w trakcie skrawania skał silnie ściernych, noże tego typu ulegają przyspieszonemu tępieniu się pomimo założenia, że w trakcie pracy też powinny się obracać wokół swej osi obrotu.

Postęp tępienia zależy od bardzo wielu czynników, w tym budowy skał, jej szczelinowatości (zwarłości), składu mineralogicznego, zawilgocenia a w dużej mierze od wytrzymałości skał na jednoosiowe ściskanie oraz rozciąganie [17]. Wpływ wytrzymałości skał na jednoosiowe ściskanie, na wydajność urabiania oraz życie jednostkowe noży, ilustruje np. rys. 10.



Rys. 10. Kształtowanie się wydajności urabiania oraz zużycia noży obrotowych zależnie od wytrzymałości na ściskanie urabianych skał [59],

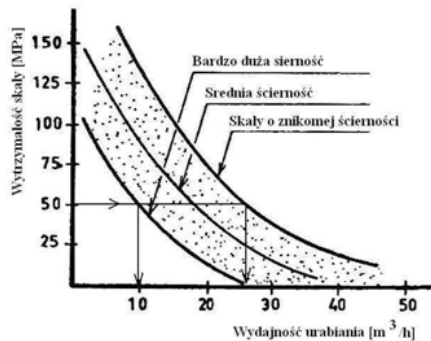
W przypadku dużej zmienności właściwości górotworu, uzyskanie planowanej wydajności urabiania może być bardzo trudne, co ilustruje rys. 11.



Rys. 11. Kształtowanie się wydajności urabiania zależnie od różnych czynników wpływowych, w tym zwłaszcza od wytrzymałości na ściskanie [55],

Jak wynika z rysunku 11, dla tej samej wytrzymałości skały na jednoosiowe ściskanie, uzyskiwana wydajność urabiania może się różnić nawet kilkakrotnie, zależnie od innych, istotnych czynników wpływowych.

Jednym z takich czynników, ograniczających rzeczywistą wydajność urabiania, jest ścierność skały, co ilustruje rys. 12. Rysunek ten ilustruje wyraźnie, jak ważny jest ten parametr, we właściwej prognozie wydajności urabiania.



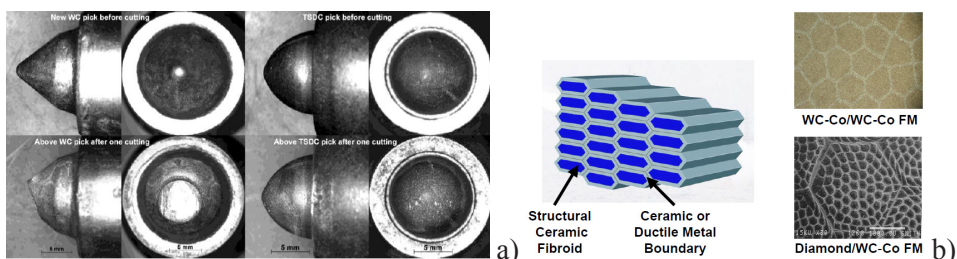
**Rys. 12.** Wpływ ścierności skały, dla danej wytrzymałości na wydajność urabiania kombinem chodnikowym [7],

Typowe przyczyny niezyskiwania planowanej wydajności urabiania (postępu drążenia) leżą najczęściej po stronie [17]:

- kumulacji niekorzystnych cech górotworu (duża zawartość minerałów o wysokiej ścierności, duże zróżnicowanie średnicy ziaren skał górotworu – w tym znaczny udział ziaren grubych, przewaga struktur konglomeratowych i fan-glomeratowych o zawartości skrajnych pod względem parametrów wytrzymałościowym i ścierności minerałów (ograniczających do minimum postęp drążenia),
- mało precyzyjnej metodyce szacowania wydajności urabiania (opartej na jednym parametrze tj. wytrzymałości na ściskanie skały), stosowanej w planowaniu wydajności drążenia, do harmonogramowania postępów robót udostępniających,
- niezbyt fortunemu doborowi struktury węglika zbrojącego noże urabiające do lokalnych warunków urabiania.

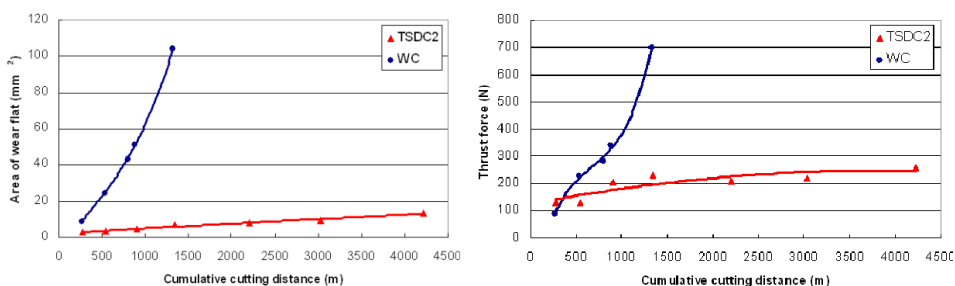
Próbując zwiększyć trwałość noży obrotowych, prowadzi się szereg badań nad opracowaniem nowych materiałów na ostrza narzędzi, w tym kompozytów diamentowych (np. [32]) lub wiskersów [11] (kompozyty włókniste). Takie materiały charakteryzuje wysoka trwałość w porównaniu do typowych węglików, co ilustruje rys. 13 i rys. 14. Aktualnie brak jest jednak informacji nt. potencjalnych cen tak wykonanych narzędzi jak i możliwości ich pozyskiwania.

Problem doboru właściwego kompozytu na ostrza noży urabiających, również jest zagadnieniem złożonym, zależnym również od wspomnianych już parametrów charakteryzujących skałę ale również od samych właściwości stosowanego kompozytu (wielkość ziaren, skład i spoiwo) ale także w znacznym stopniu od możliwości odprowadzenia ciepła ze strefy skrawania. Paradoksalnie, czasem skały słabe, o trudnym do oszacowania wskaźniku ścierności, sprawiać mogą większe kłopoty niż skały wytrzymałe.



**Rys. 13.** a) Postęp tępienia ostrzy z węglika WC (po lewej) oraz z kompozytu diamentowego (po prawej) [32], b) Struktura nowoczesnych materiałów kompozytowych na ostrza narzędzi górniczych [11],

Stan ostrza, ma kolosalne znaczenie tak dla kształtowania się składowych siły skrawania (a więc i układów napędowych) jak i energochłonności urabiania, co ilustruje rys. 14 [32].



**Rys. 14.** Kształtowanie się powierzchni tępienia oraz siły odporowej dla ostrzy z węglika WC oraz kompozytu diamentowego [32].

Ostatnie badania nad stosowaniem dysków symetrycznych, wykazują, że i one, w określonych formacjach skalnych mogą nie uzyskiwać zakładanych wydajności a ich trwałość pozostawia także wiele do życzenia [4, 49].



**Rys.15. Efekty przyspieszonego zużycia dysków, wskutek dużej zmienności właściwości fizycznych i mechanicznych skał: a) wg. [4] , b) wg. [49].**

Jak wynika z [4, 49] (i innych, np. [55]), potencjalnie pojawiające się przerosty skał słabych, ilastych, z zawartością ziaren krzemionki, powodują unieruchamianie narzędzi obrotowych i dysków w uchwytach, utrudniają chłodzenie narzędzi, doprowadzając w efekcie do ich przegrzewania i gwałtownego tępienia.

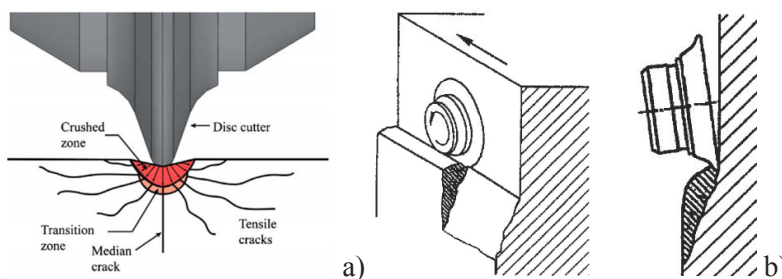
## 2. Mechanizm niszczenia struktury skały ostrzem narzędzia urabiającego

W świetle dotychczasowych teorii, oddziaływanie dysku symetrycznego na skałę prowadzi w pierwszej kolejności do jej miażdżenia, szczelinowania a w końcu do odspojenia elementów skalnych tworzących wiór. Zasadniczą rolę w procesie odspajania, spełnia tzw. strefa sprasowania lub zagęszczenia skały przed ostrzem. W przypadku urabiania dyskiem asymetrycznym, pracującym w technologii podcinania występów skalnych, proces niszczenia struktury skały przebiega z kolei przy przeważającym udziale procesów ścinania i rozrywania skały (rys. 16b) i znacznym ograniczeniu oddziaływania strefy zmiżdżenia.

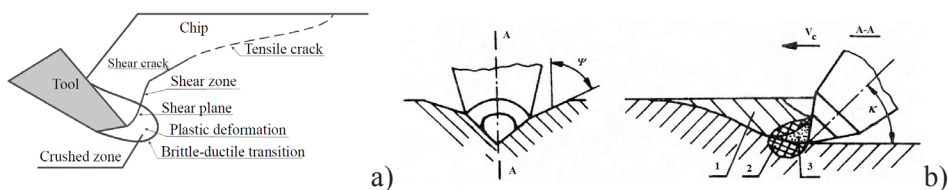
Zgodnie z teorią rozdrabniania, ograniczenie objętości strefy zmiżdżonej skutkuje mniejszym zużyciem energii w procesie odspajania jak i mniejszym zapyleciem generowanym w strefie urabiania [57] (rys.7), co wpływa także na koszty wentylacji i odpylania jak i ograniczenie tempa wzrostu temperatury w wyrobiskach.

Zakłada się też czasem, że zagęszczony materiał skalny, zlokalizowany w strefie zmiżdżenia, przenosi w sposób hydrostatyczny naciski z ostrza na litą skałę, co w niektórych sytuacjach jest istotne dla interpretacji i wyjaśnienia mechanizmu niszczenia określonych struktur skalnych (np. uwarstwionych).

Problematyka kształtowania się obciążenia narzędzi urabiających, w tym zwłaszcza dysków, jest problemem złożonym i nie do końca poznanym [58], pomimo ogromnej ilości badań w tym zakresie.

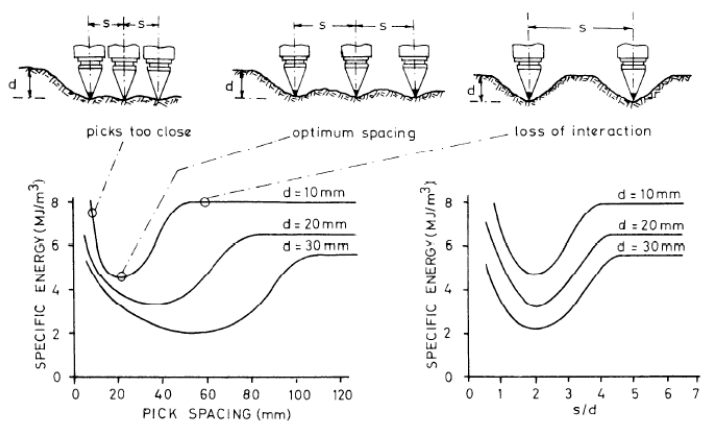


**Rys. 16.** Oddziaływanie na skałę dysku : a) symetrycznego [25], b) asymetrycznego z tzw. podcinaniem występu skalnego (podstawa dysku niemal stycznie usytuowana do powierzchni obrabianej) [8],



**Rys. 17.** Rozszerzony model odpajania elementu wióra ostrzem klinowym [58] a) oraz ostrzem stożkowym b) [23].

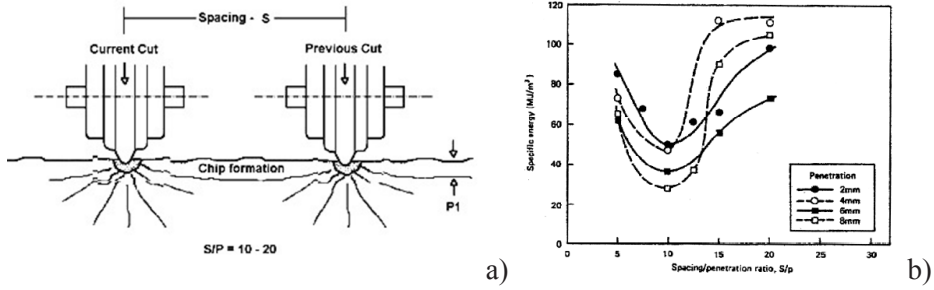
Z punktu widzenia optymalizacji procesu urabiania pod kątem zużycia energii, tak dla narzędzia dyskowego jak i dla obrotowego noża stożkowego ważne jest uzyskanie w trakcie urabiania, optymalnej proporcji parametrów technologicznych urabiania tj. tzw. podziałki skrawania do głębokości skrawania (odległości przejść kolejnych ostrzy), co ilustruje rys. 18. Badania doświadczalne wykazują, że dla określonych formacji skalnych wartość tej proporcji dla noży stożkowych wynosi około 2÷3 (wartość teoretyczna wynikająca z teorii Evansa wynosi około 3,5).



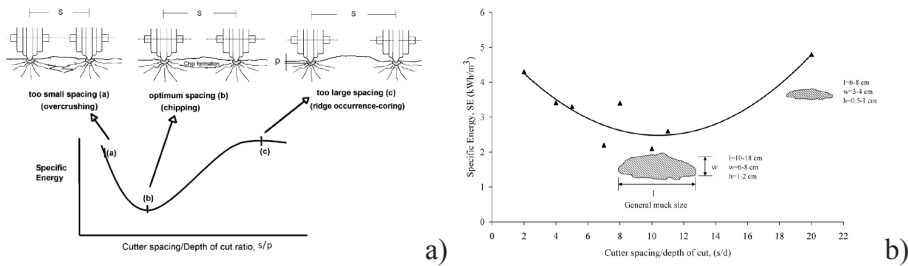
**Rys. 18.** Kształtowanie się optymalnej wartości proporcji podziałki i głębokości skrawania [13].

W przypadku dysków symetrycznych, wg różnych źródeł, wartość tej proporcji jest znacznie większa i wynosi około 10÷20, co ilustrują rysunki 19÷20. Dla dysków asymetrycznych, jak do tej pory brak jest kompleksowych opracowań nad tym zagadnieniem a dotychczasowe badania należy traktować jako rozpoznawcze (np. [28, 29]).



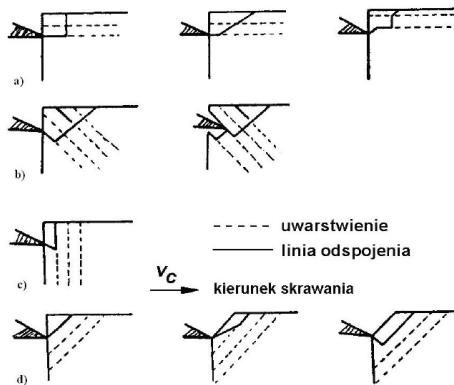


Rys. 19. Wpływ proporcji podziałki do . skrawania na kształtowanie się jednostkowej energii urabiania [8]



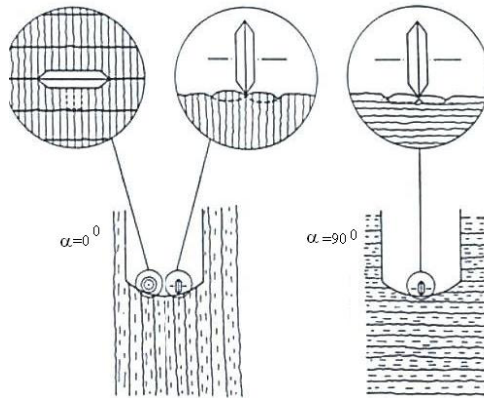
Rys. 20. Wpływ proporcji podziałki do głębokości penetracji dysków na kształtowanie się zasięgu odspojen a) [34], energochłonności urabiania i kształtowania się wielkości elementów odspajanych b) [10].

Proces urabiania się komplikuje, podczas urabiania skał uwarstwionych, co w praktyce występuje dość powszechnie. Już Pomeroy [48] zaobserwował, iż w praktyce, występuje silna zależność zasięgu odspojen, od kierunku uwarstwienia skał węglowych względem kierunku skrawania, co ilustruje rys. 21.



Rys. 21. Wpływ orientacji warstw skalnych na zasięg odspajania podczas urabiania [48]

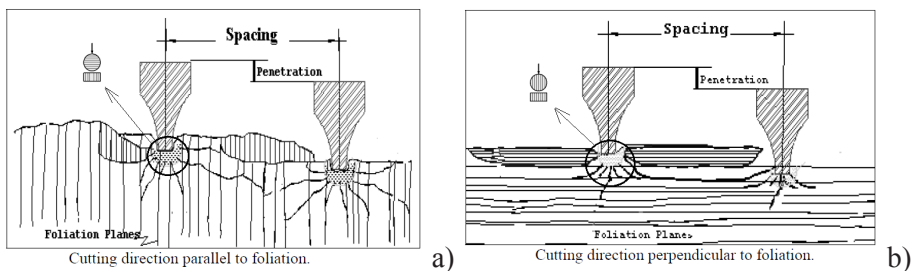
Z tego też powodu, trudno jest też zoptymalizować np. rozmieszczenie dysków na głowicy, gdyż zależnie od aktualnego kąta obrotu głowicy z dyskami, dyski te urabiają w różnych warunkach, co ilustruje rys. 22.



**Rys. 22.** Wpływ uwarstwienia górotworu na zmianę warunków pracy dysku urabiającego [53].

Zmiana orientacji dysku urabiającego względem kierunku uwarstwienia skał ma istotny wpływ na zasięg szczeliny towarzyszącej odspajaniu elementów wióra a tym samym na rozmiary elementów wióra oraz energochłonność procesu urabiania. Ten efekt z kolei ilustruje rys. 23.

Mechanizm niszczenia skał w tych wrunkach, jest stosunkowo mało poznany i ciągle poszukuje się właściwej interpretacji fizycznej jak i próbuje się dokonać numerycznej symulacji, celem lepszego poznania zjawisk towarzyszących, w tym zwłaszcza warunków propagacji szczelin towarzyszących odspajaniu większych brył urobku.



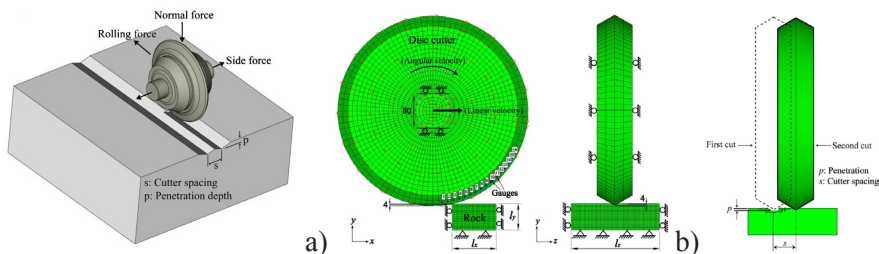
**Rys. 23.** Interpretacja wpływu kierunku uwarstwienia materiału skalnego na kształt i zasięg szczelin towarzyszących formowaniu elementów wióra przez narzędzie dyskowe. Opracowano na podst. [7, 8].

W niektórych przypadkach, znaczącą rolę przypisuje się tutaj zagęszczonej strefie zmiżdżenia materiału skalnego, który jak się sugeruje, w sposób hydrostatyczny przenosi nacisk ostrza na skałę [7,8,51]. Z tego też powodu, sugeruje się też, iż oddziaływanie dysku na materiał uwarstwiony można porównać do niszczenia skały w próbie rozciągania lub ściskania, zależnie od wariantu uwarstwienia skały względem kierunku działania obciążenia (rys. 23).

### 3. Badania numeryczne oddziaływania narzędzi na skałę – stan wiedzy

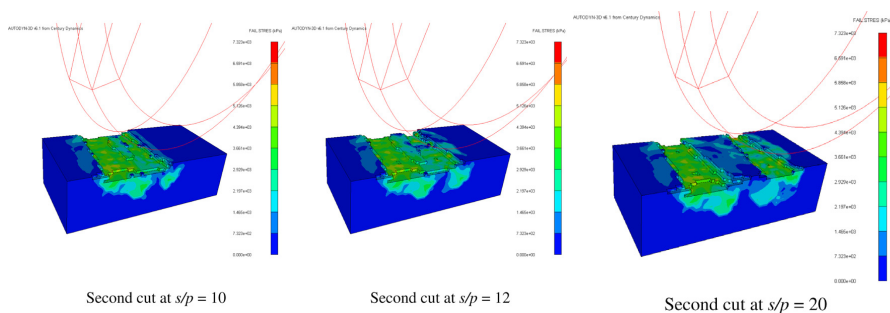
Wraz z rozwojem technik numerycznych, oraz coraz bogatszych zasobów wiedzy z zakresu mechaniki górotworu, celem optymalizacji procesu urabiania, podejmuje się próby symulacji numerycznych procesów oddziaływania narzędzi na skałę.

Podejście badaczy w tym zakresie jest różne. Najczęściej, z użyciem systemów MES (np. Abaqus), prowadzi się takie analizy traktując zagadnienie jako dwu a ostatnio trójwymiarowe.



Rys. 24. Model 3D oddziaływania dysku symetrycznego na skałę w dwóch kolejnych przejściach [25].

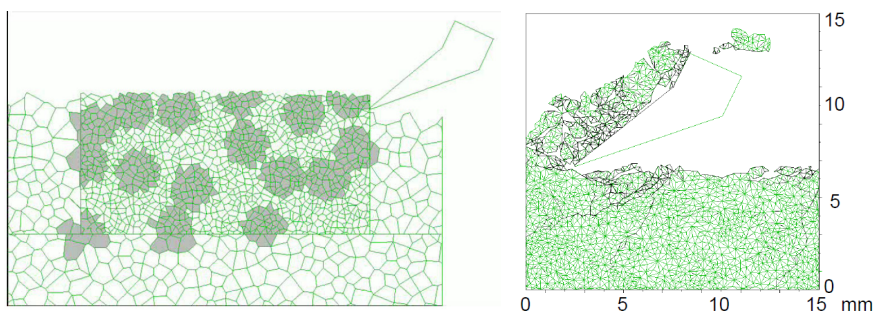
Rys. 24, ilustruje przyjęty model 3D oddziaływania dysku na skałę jednorodną, do symulacji prowadzonej z użyciem systemu AUTODYN 3D [25]. Wybrane wyniki symulacji, ilustruje z kolei rys. 25.



Rys. 25. Wpływ proporcji podziałki i głębokości penetracji dysku, na rozkład naprężeń w strefie kontaktu dysku ze skałą [25].

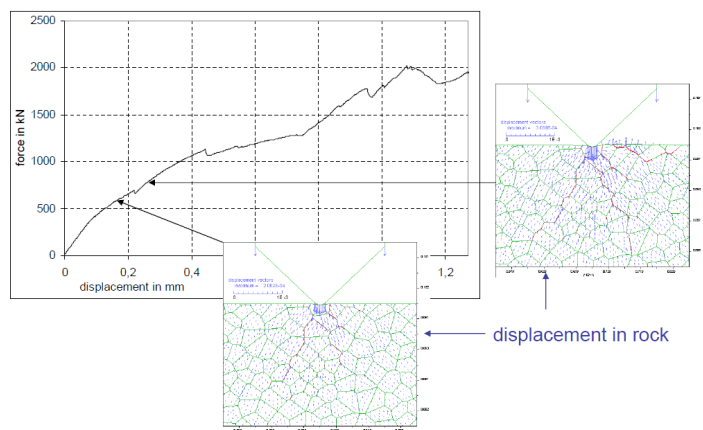
Symulacja potwierdza dotychczasowe, doświadczalne badania w zakresie ustalenia optymalnej proporcji podziałki i głębokości penetracji dysku (wynikającej z założonych parametrów technologicznych procesu urabiania kombajnem).

Z uwagi na fakt, że rzeczywiste skały nie są materiałami jednolitymi w swej strukturze, prowadzi się próby budowy generatorów struktur o losowo ukształtowanej budowie wewnętrznej, oraz prowadzenia analiz oddziaływania noży lub dysków na takie struktury (np. [33, 43-45]).



Rys. 26. Model urabiania nożem skały o losowo ukształtowanej strukturze wewnętrznej [33].

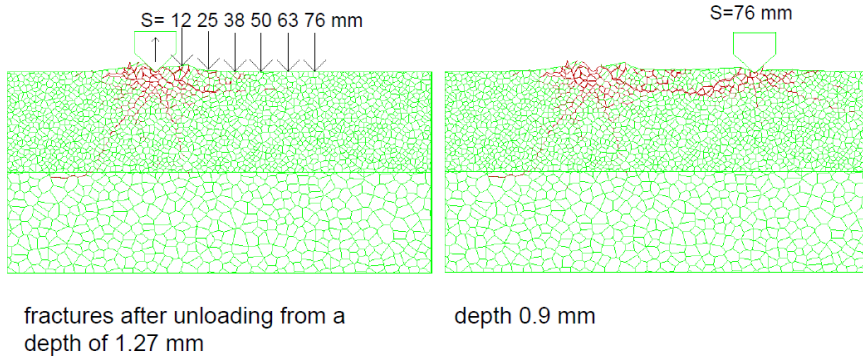
Rysunek 27 ilustruje z kolei oddziaływanie dysku symetrycznego na rozpatrywaną strukturę, w tym kształtowanie się siły wnikania dysku, w funkcji głębokości penetracji dysku.



Rys. 27. Kształtowanie się siły odporowej na dysku, w funkcji głębokości penetracji dysku [33].

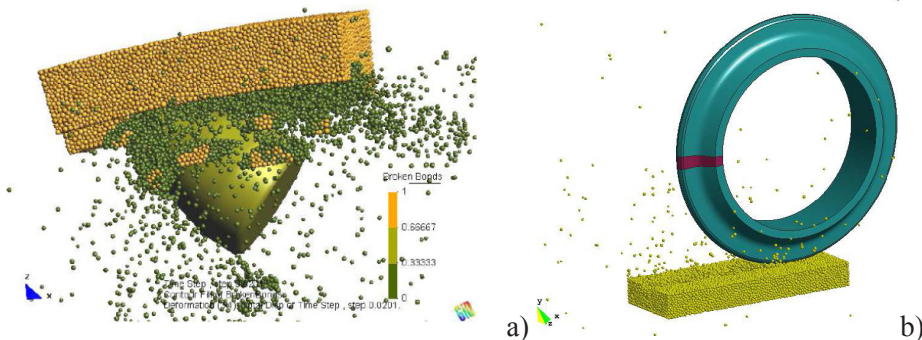
Przeprowadzone symulacje umożliwiają również śledzenie zmian propagacji szczelin w strefie tworzenia elementów wióra, zależnie od np. rozstawu dysków (rys. 28), stopnia ich zużycia i inne zagadnienia.

Dla doboru parametrów głowic urabiających w danym górotworze, istotną sprawą jest określenie wymaganej dla górotworu danej kopalni, optymalnej podziałki rozmieszczenia narzędzi na głowicy.



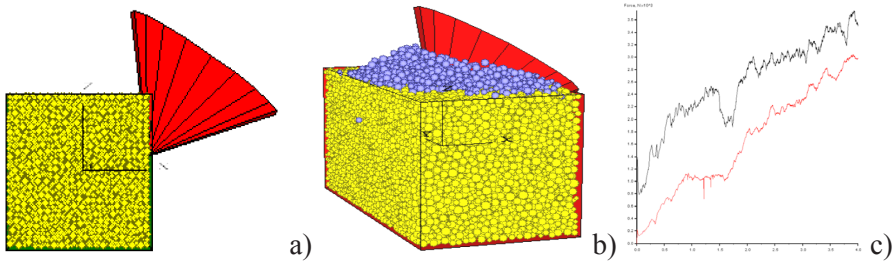
**Rys. 28.** Wpływ podziałki rozmieszczenia dysków na zasięg penetracji szczelin w strefie tworzenia wióra [33].

W ostatnim okresie powstała nowa metoda analiz numerycznych, zwana w skrócie DEM (Distinct Element Method). W Polsce tłumaczy się ją na różne sposoby, często jednak używając terminu Metoda Elementów Odsobnionych (lub Dyskretnych), dla odróżnienia od Metody Elementów Skończonych. Ideą tej metody, jest generowanie struktur z elementów najczęściej w postaci kul o założonej średnicy oraz założonych prawach oddziaływań pomiędzy cząstkami struktury jak i ich założonymi parametrami mechanicznymi. Przykład użycia tej metody do symulacji oddziaływania noża stożkowego oraz dysku na taką strukturę skalną, ilustruje rys. 29 [50]. Przeprowadzone do tej pory analizy dotyczyły zagadnień formowania elementów wióra, kształtowania się sił odspajania jak i symulacji tępienia się narzędzi.



**Rys. 29.** Symulacja 3D oddziaływania ostrza noża obrotowego a) oraz dysku na strukturę b) [50].

Dla noża stożkowego, zbliżone efekty symulacji uzyskano z użyciem systemu DEM- PFC3D, firmy ITASCA-GRUP, co ilustruje rysunek 30.

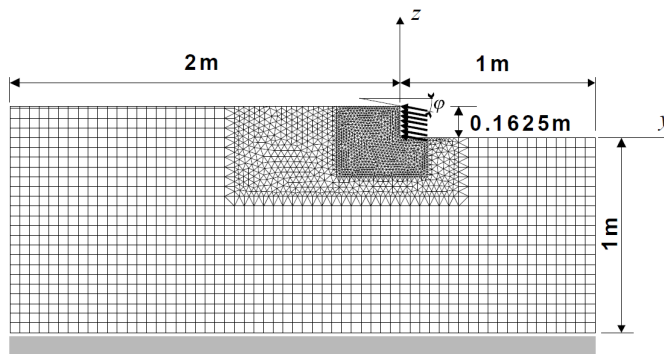


**Rys. 30.** Symulacja procesu urabiania ostrzem stożkowym przy użyciu systemu DEM- PFC3D [54] : a) model, b) efekt odspajania, c) kształtowanie się siły skrawania i normalnej w zależności od głębokości penetracji ostrza (skraw otwierający).

W porównaniu do systemów MES, wszystkie systemy DEM, są jednak jeszcze w fazach testowania i popularyzacji i trudno ocenić oraz zweryfikować zbieżność wyników symulacji, oraz badań doświadczalnych.

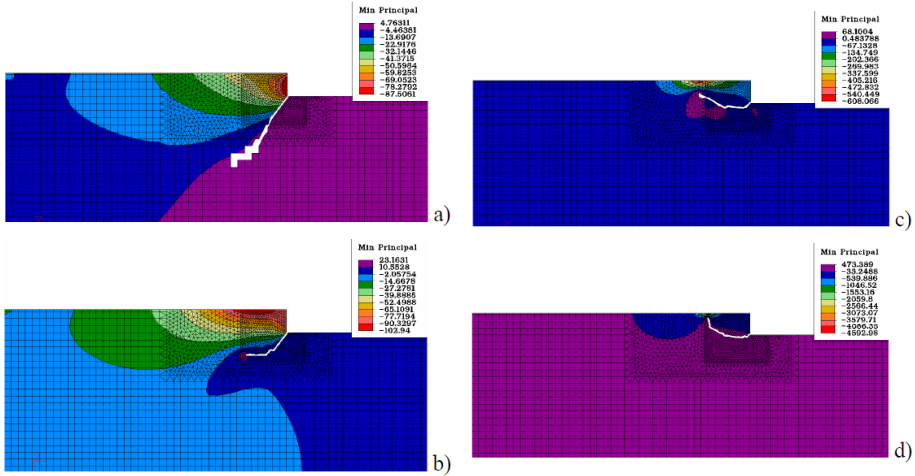
### 3.1. Numeryczne badania własne oddziaływania narzędzia na skalny materiał izotropowy i anizotropowy

Traktując zagadnienie jako płaskie, rozpatrzono [40] np. wpływ wartości kąta natarcia ostrza na kształtowanie się zasięgu szczeliny towarzyszącej odspajaniu elementu wióra, przebieg siły odspajającej w funkcji długości rozwartej szczeliny oraz kształtowanie się naprężeń w strefie skrawania. Jeden z analizowanych modeli ilustruje rys. 31.



**Rys. 31.** Model przyjęty do analizy wpływu kierunku działania obciążenia zewnętrznego progu skalnego, na kształtowanie się trajektorii szczeliny [40].

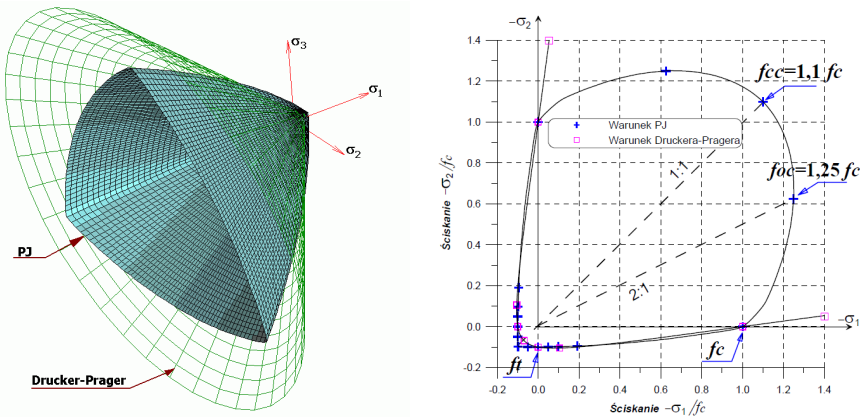
Wybrane wyniki symulacji ilustruje rys. 32. Wyraźnie widoczny jest wpływ wartości kąta natarcia ostrza na zasięg szczeliny a tym samym rozmiary elementów wióra.



Rys. 32. Przebieg trajektorii szczeliny oraz rozkład naprężeń minimalnych  $s_{min}$  w okolicy wierzchołka szczeliny: a)  $j = -15^\circ$ , b)  $j = 0^\circ$ , c)  $j = 15^\circ$ , d)  $j = 30^\circ$  [40].

Im większy kąt natarcia, tym zasięg tej szczeliny jest mniejszy. Zdecydowanie maleje również wartość siły potrzebnej do odpajania. Zależność ta nie jest jednak liniowa.

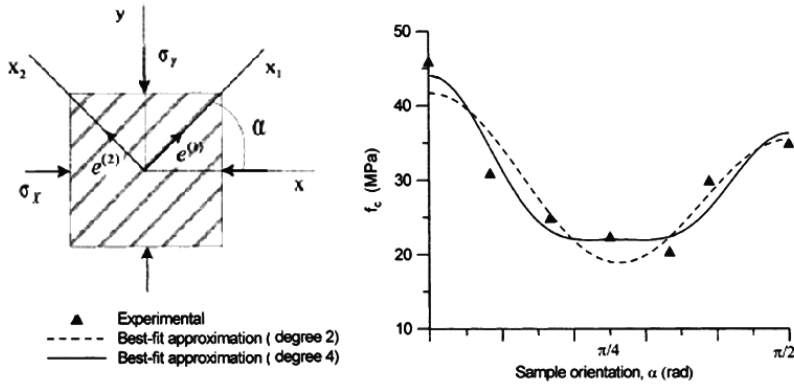
Punkt w którym inicjowana jest szczelina, wyznaczany jest w każdym kroku symulacji, za pomocą sprawdzania warunku zniszczenia PJ, opisanego w pracach Podgórskiego, np. [37, 42]. Kształt powierzchni zniszczenia związanej z tym warunkiem pokazany został na rys. 33.



Rys. 33. Warunek inicjowania szczeliny PJ oraz krzywe graniczne w płaskim stanie naprężenia [37, 42].

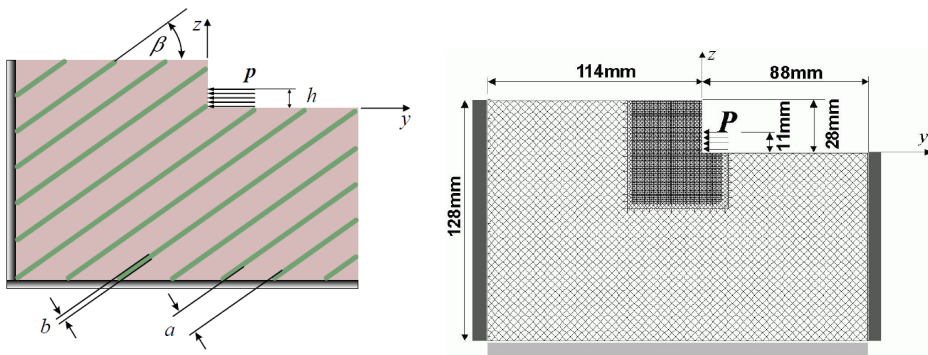


Bardzo ważnym zagadnieniem z punktu widzenia praktyki, jest urabianie skał uwarstwionych, które występują powszechnie w górotworze. Badania wykazują, iż zależnie od kierunku działania siły na uwarstwiony materiał, zmienia się jego wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie (rys. 34) [36].

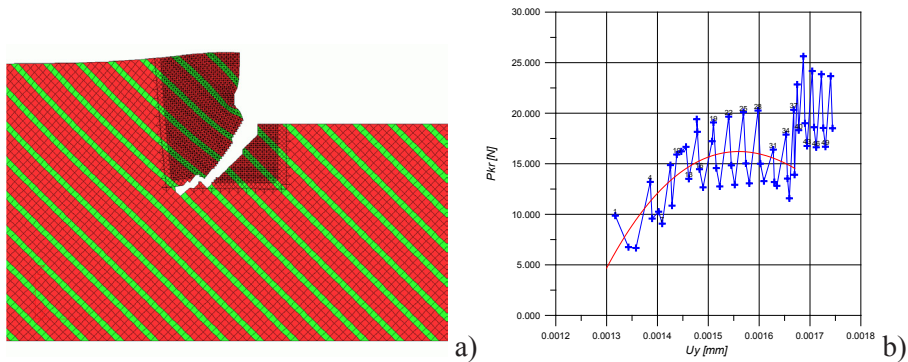


Rys. 34. Kształtowanie się wytrzymałości na ściskanie skały uwarstwionej w funkcji kąta orientacji uwarstwienia [36].

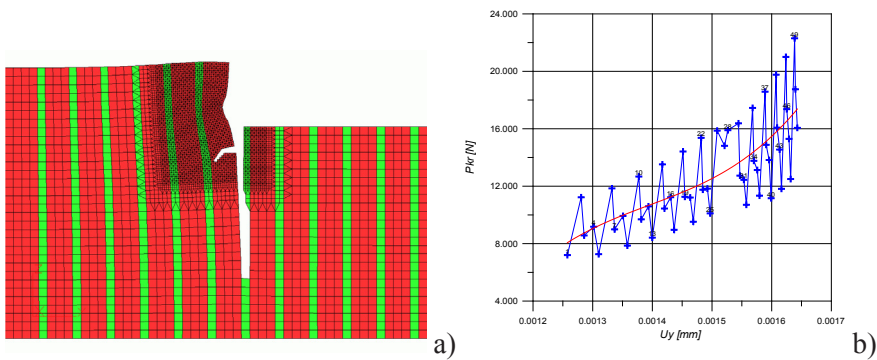
Zagadnienie traktowano jako płaskie. Zastępczy model mechaniczny ilustruje rys. 35a. Model MES, ilustruje z kolei rys.35b. Badano wpływ orientacji uwarstwienia względem kierunku działania siły symulującej działanie powierzchni natarcia ostrza na kształtowanie się zasięgu szczeliny oraz siły w trakcie odspajania (rys. 36-38).



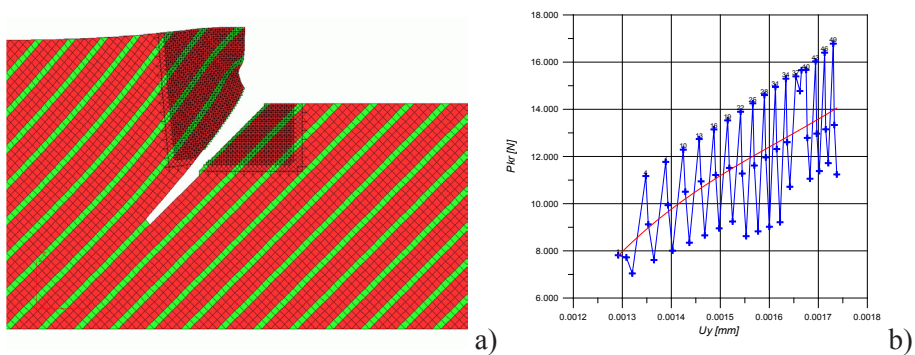
Rys. 35. Zastępczy, mechaniczny model oddziaływania powierzchni natarcia ostrza na uwarstwiony materiał skalny [41].



**Rys. 36.** Wyniki analizy dla materiału o uwarstwieniu pod kątem  $135^\circ$  względem kierunku działania obciążenia: a) propagacja rysy, b) przebieg obciążenia niszczonego w kolejnych krokach propagacji rysy pierwotnej [41].



**Rys. 37.** Wyniki analizy dla materiału o uwarstwieniu pod kątem  $90^\circ$  względem kierunku działania obciążenia: a) sukcesywna propagacja rys, b) przebieg obciążenia niszczonego w kolejnych krokach propagacji rys wg [41].



**Rys. 38.** Wyniki analizy dla materiału o uwarstwieniu pod kątem  $45^\circ$  względem kierunku działania obciążenia: a) sukcesywna propagacja rys, b) przebieg obciążenia niszczonego w kolejnych krokach propagacji rys [41].

Ponieważ w praktyce badawczej obserwuje się bardzo istotny wpływ tzw. współczynnika asymetrii wytrzymałości materiałów kruchych, na kształtowanie się obciążenia ostrza, stąd też jeden z etapów badań, poświęcono próbie wyjaśnienia wpływu wartości tego współczynnika na przebieg trajektorii odpajania głównego elementu wióra. Bazując na dotychczasowych doświadczeniach, do analizy przyjęto następujące warianty materiałowe:

- wariant I (WI):

- materiał bazowy – wytrzymałość na ściskanie w stanie jednoosiowym –  $f_{c2} = 20\text{MPa}$ , w stanie dwuosowym  $f_{cc2} = 22\text{MPa}$ ,  $f_{0c2} = 25\text{MPa}$  oraz wytrzymałość na rozciąganie  $f_{t2} = 2\text{MPa}$ . Moduł Younga  $E_2 = 2 \times 10^4\text{MPa}$ , współczynnik Poissona  $\nu_2 = 0,2$ ;
- materiał warstwy „uprzywilejowanej”:  $f_{c1} = 10\text{MPa}$ ,  $f_{cc1} = 11\text{MPa}$ ,  $f_{0c1} = 12,5\text{MPa}$ , oraz wytrzymałość na rozciąganie  $f_{t1} = 1\text{MPa}$ . Moduł Younga  $E_1 = 1 \times 10^4\text{MPa}$ , współczynnik Poissona  $\nu_1 = 0,22$ .
- Dla tego wariantu materiałowego, współczynnik asymetrii wytrzymałości materiału pomiędzy poszczególnymi warstwami  $\kappa_{mw} = f_{c2}/f_{c1} = f_{t2}/f_{t1} = 2$ . Współczynnik asymetrii wytrzymałości materiału poszczególnych warstw  $\kappa_{ww} = f_{c2}/f_{t2} = f_{c1}/f_{t1} = 10$ .

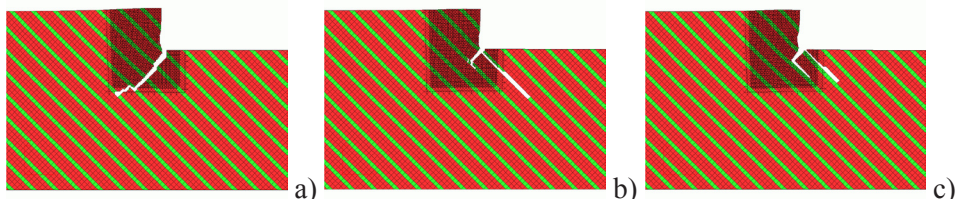
- wariant II (WII):

- materiał bazowy- wytrzymałość na ściskanie w stanie jednoosiowym –  $f_{c2} = 20\text{MPa}$ , w stanie dwuosowym  $f_{cc2} = 22\text{MPa}$ ,  $f_{0c2} = 25\text{MPa}$  oraz wytrzymałość na rozciąganie  $f_{t2} = 2\text{MPa}$ . Moduł Younga  $E_2 = 2 \times 10^4\text{MPa}$ , współczynnik Poissona  $\nu_2 = 0,2$ ,
- materiał warstwy „uprzywilejowanej”:  $f_{c1} = 5\text{MPa}$ ,  $f_{cc1} = 5,5\text{MPa}$ ,  $f_{0c1} = 6,25\text{MPa}$ , oraz wytrzymałość na rozciąganie  $f_{t1} = 0,5\text{MPa}$ . Moduł Younga  $E_1 = 1 \times 10^4\text{MPa}$ , współczynnik Poissona  $\nu_1 = 0,22$ .
- Dla tego wariantu materiałowego, współczynnik asymetrii wytrzymałości materiału pomiędzy poszczególnymi warstwami  $\kappa_{mw} = f_{c2}/f_{c1} = f_{t2}/f_{t1} = 4$ . Współczynnik asymetrii wytrzymałości materiału poszczególnych warstw  $\kappa_{ww} = f_{c2}/f_{t2} = f_{c1}/f_{t1} = 10$ .

- wariant III (WIII):

- materiał bazowy- wytrzymałość na ściskanie w stanie jednoosiowym –  $f_{c2} = 5\text{MPa}$ , w stanie dwuosowym  $f_{cc2} = 5,5\text{MPa}$ ,  $f_{0c2} = 6,25\text{MPa}$  oraz wytrzymałość na rozciąganie  $f_{t2} = 0,5\text{MPa}$ . Moduł Younga  $E_2 = 1 \times 10^4\text{MPa}$ , współczynnik Poissona  $\nu_2 = 0,22$ ;
- materiał warstwy „uprzywilejowanej”:  $f_{c1} = 20\text{MPa}$ ,  $f_{cc1} = 22\text{MPa}$ ,  $f_{0c1} = 25\text{MPa}$ , oraz wytrzymałość na rozciąganie  $f_{t1} = 2\text{MPa}$ . Moduł Younga  $E_1 = 2 \times 10^4\text{MPa}$ , współczynnik Poissona  $\nu_1 = 0,2$ .
- Dla tego wariantu materiałowego, współczynnik asymetrii wytrzymałości materiału pomiędzy poszczególnymi warstwami  $\kappa_{mw} = f_{c2}/f_{c1} = f_{t2}/f_{t1} = 0,25$ . Współczynnik asymetrii wytrzymałości materiału poszczególnych warstw  $\kappa_{ww} = f_{c2}/f_{t2} = f_{c1}/f_{t1} = 10$ .

Przykładowe wyniki, dla warstw nachylonych pod kątem  $135^\circ$ , ilustruje rys. 39. Jak wynika z rysunku, niezbyt duża różnica w wytrzymałości materiałów poszczególnych warstw powoduje, że szczelina penetruje skokowo, niemal prostopadle do poszczególnych warstw mocniejszych, początkowo w głąb materiału, później natomiast zaczyna zawracać zmniejszając głębokość penetracji.



**Rys. 39.** Wpływ współczynnika asymetrii wytrzymałości warstw skalnych dla modelu materiałowego: a) *WI*,  $\kappa_{mw} = 2$ , b) *WII*,  $\kappa_{mw} = 4$ , c) *WIII*,  $\kappa_{mw} = 0,25$ . Kąt uwarstwienia  $\beta = 135^\circ$  [41].

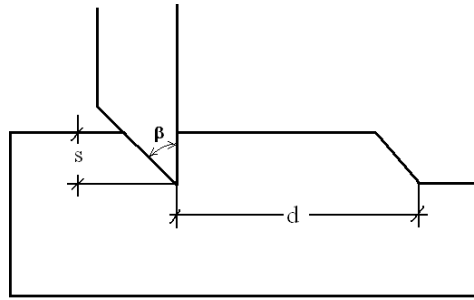
Przeprowadzona symulacja MES wykazała, że:

- dla kruchych materiałów uwarstwionych, dla podobnych cech geometrycznych modelu, występuje silny wpływ sposobu wywierania obciążenia oraz przyjętych warunków brzegowych,
- mechanika procesu rozwoju rys towarzyszących odpajaniu głównego elementu wióra, zależy ściśle od wartości asymetrii wytrzymałości materiału warstw z których jest zbudowana skała anizotropowa,
- większa asymetria wytrzymałości materiału warstw powoduje, że materiał w warstwie „słabszej” łatwiej podlega zniszczeniu. W efekcie, cały materiał uwarstwiony, podlega szybciej rozwarstwieniu.

Przeprowadzone symulacje numeryczne, w dużym stopniu są zbieżne z wynikami badań doświadczalnych, dotyczącymi przebiegu formowania wióra podczas skrawania skał.

### 3.2. Numeryczne badania oddziaływania dysku asymetrycznego na materiał izotropowy

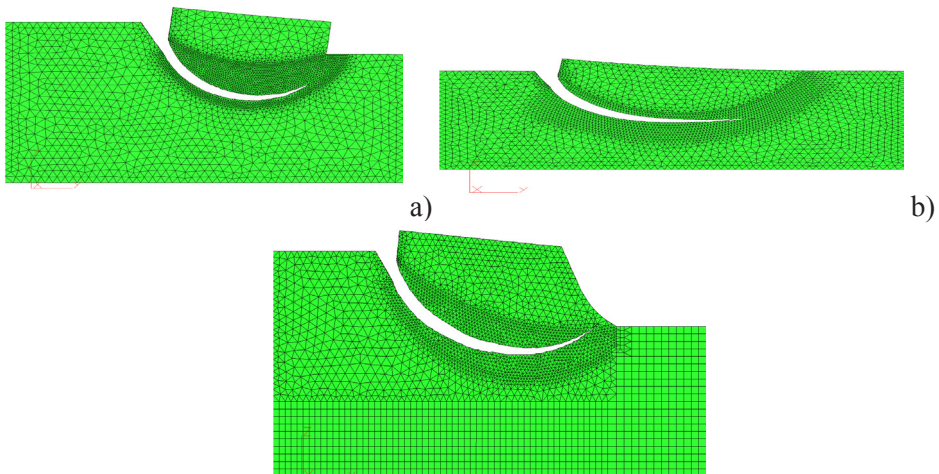
Celem umożliwienia szerszej analizy oddziaływania asymetrycznego narzędzia dyskowego na skałę, w tym zwłaszcza oszacowania optymalnego rozstawu dysków, przeprowadzono szereg eksperymentów numerycznych. Jako punkt odniesienia, w jednym z etapów badań, przeprowadzono symulacje numeryczne, w których przyjęto ośrodek skalny izotropowy [38]. Analizowano między innymi zasięg trajektorii szczeliny zależnie od proporcji omawianych już parametrów technologicznych takich jak podziałka i głębokość urabiania (rys. 40).



**Rys. 40.** Model oddziaływania dysku asymetrycznego na próg skalny powstały w wyniku wcześniejszego przejścia narzędzia [38].

Analizy potwierdziły, że zasięg odspojenia zależy jest od wielu czynników, w tym zwłaszcza parametrów wytrzymałościowych urabianej skały, parametrów geometrycznych i orientacji dysku jak oraz od parametrów technologicznych realizacji procesu tj. podziałki i głębokości urabiania [38].

Rysunek 41 ilustruje sygnalizowany już wpływ proporcji parametrów urabiania tj. podziałki i głębokości urabiania na zasięg odspojenia.



**Rys. 41.** Wpływ proporcji  $s/d$  na zasięg szczeliny: a)  $s/d=4$ , b)  $s/d=12,5$ , c)  $s/d=6$  [38].

Widać wyraźnie, iż istnieje pewna optymalna proporcja tych parametrów, dla której zasięg odspojenia będzie największy, przy porównywalnym nakładzie energii w procesie. W tym przypadku, dla założonej głębokości  $d=20\text{mm}$ , podziałka  $80\text{mm}$  jest zbyt mała gdyż szczelina wychodzi daleko poza podstawę progu skalnego. Z kolei podziałka  $250\text{mm}$ , jest zbyt duża, gdyż jak wynika z symulacji, szczelina nie może wyjść na powierzchnię. Potencjalne odspojenie nastąpi

po znacznych deformacjach materiału, co wiąże się z bardzo dużym nakładem energii w procesie. Podziałka 120mm, zbliża się do optymalnej, gdyż szczelina wychodzi u podstawy progu skalnego.

Uwzględniając symetrię układu (odspojenie wcześniej przechodzącego dysku), można stwierdzić, że w tym przypadku, optymalny rozstaw dysków zachodzi dla s/d około 12 (szczeliny przecinają się na nowo tworzonej powierzchni obrobionej).

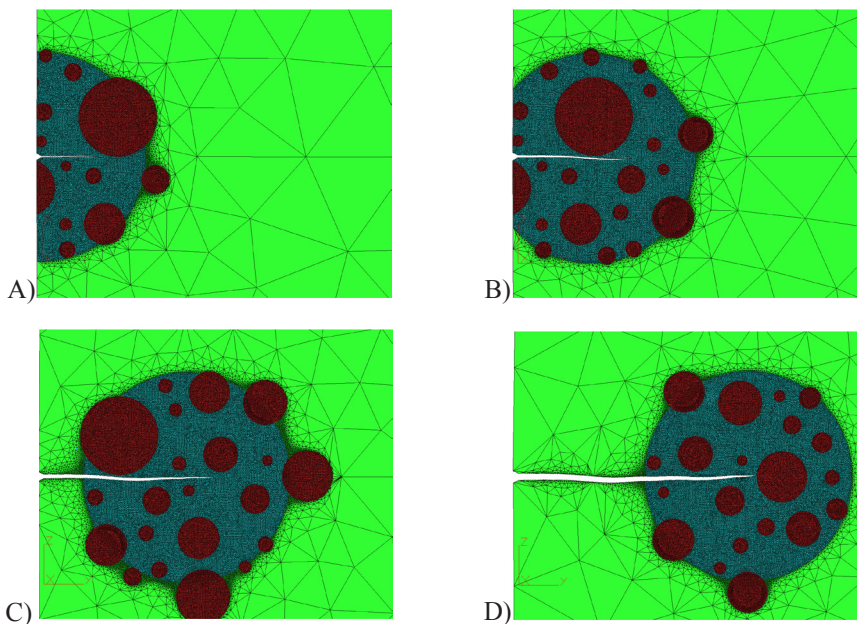
### **3.3. Numeryczne symulacje urabiania skał o losowej strukturze i parametrach wytrzymałościowych**

W analizach uwzględniono kolejny fakt, tj. iż w naturze, skały mogą mieć również budowę o losowo rozłożonych w przestrzeni składnikach w formie np. ziaren o zróżnicowanym wymiarze jak i parametrach wytrzymałościowych.

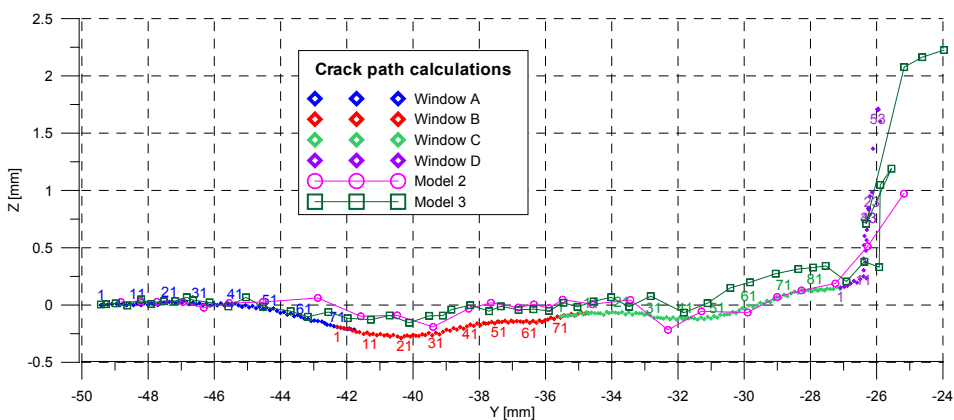
Analiza pęknięcia przeprowadzona została za pomocą programu *CrackPath*, w którym wykorzystano technikę przesuwanych okien o dużej gęstości siatki MES. Technika ta zakłada dużą gęstość siatki elementów w okolicach wierzchołka szczeliny oraz rzadką siatkę w obszarze oddalonym od szczeliny. Wewnątrz okna z gęstą siatką materiał kompozytu modeluje się tak dokładnie jak jest to możliwe a poza tym oknem materiał modelowany jest jako ośrodek jednorodny (zhomogenizowany), o charakterystykach sprężystych określonych w procedurach homogenizacyjnych. Okno z zagęszczoną siatką przesuwane jest wraz z wierzchołkiem szczeliny w każdym kroku obliczeniowym lub (co przyspiesza nieco obliczenia) co kilka kroków, w których obliczane jest położenie wierzchołka szczeliny (rys. 45). Jak już opisano, punkt w którym inicjowana jest szczelina wyznaczany jest w każdym kroku za pomocą sprawdzania warunku zniszczenia *PJ* opisanego we wcześniejszych pracach Podgórskiego [37, 39].

Technika przesuwanej okna o dużej gęstości prezentowana była we wcześniejszych pracach Podgórskiego [43-45]. Ta prosta procedura zmiany siatki modelu w trakcie obliczeń (re-meshing) znacząco zmniejsza (3÷4 razy) rozmiary zadania numerycznego, które należy rozwiązać co związane jest ze zmniejszeniem liczby węzłów modelu MES.

Rysunek 42, ilustruje wyniki obliczeń ścieżki propagującej szczeliny z zastosowaniem 4 okien (oznaczonych literami A, B, C, D) zagęszczonej siatki. Siatka wygenerowana dla modelu, zawiera 42326 węzłów. Siatka o tej gęstości pozwala na wykonanie ok. 80 kroków obliczeń szczeliny bez zmiany okna.



Rys. 42. Widok propagującej szczeliny w przypadku 4 okien z zagęszczoną siatką [43].



Rys. 43. Ścieżka propagacji szczeliny wyznaczona dla 4 okien oraz innych modeli [43].

Analiza propagacji szczeliny w opisanym „próbkę numerycznej” wykonana została przez program *CrackPath* oraz dzięki technice poruszającego się okna o zagęszczonej siatce. Program oblicza pole naprężeń używając metody elementów skończonych a następnie poszukuje punktu inicjacji szczeliny na podstawie kryterium  $JP$  [37, 39]. W punkcie o najwyższym wyężeniu zakłada się konty-

nuację szczeliny o kierunku zgodnym z kierunkiem maksymalnego naprężenia głównego. Modyfikowana jest wtedy siatka w okolicach wierzchołka szczeliny tak aby dodać kolejny fragment o długości równej rozmiarowi elementu przeciętego szczeliną. Procedura jest kontynuowana tak długo aż zostanie osiągnięta zadana liczba kroków lub szczelina przestanie propagować [44, 45].

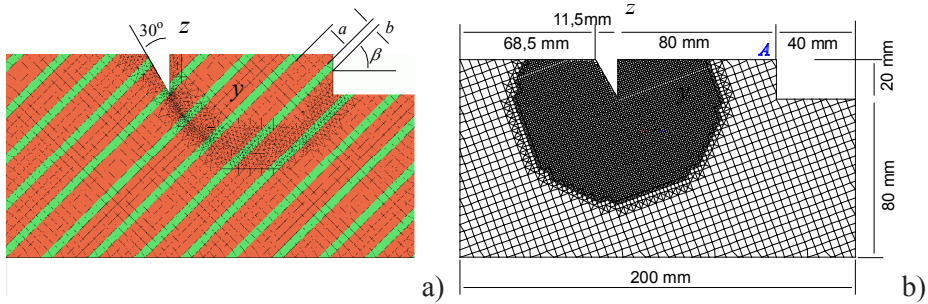
Okna o zagęszczonej siatce prezentowane w tej pracy zostały wygenerowane jako kołowe obszary o promieniu  $r \cong 10\text{mm}$  utworzonego wokół wierzchołka szczeliny. Ziarna leżące na brzegu obszaru włączone zostały do niego w całości aby wykluczyć powstawanie sztucznych efektów koncentracji naprężeń przy przejściu w materiał zhomogenizowany.

Metoda przesuwających się okien o zagęszczonej siatce wydaje się być obiecującym rozwiązaniem problemów wymagających wysokiej gęstości dyskretyzacji w skali lokalnej. Problemy analizy pęknięcia i propagacji szczelin w skałach, betonie i innych geomateriałach należą naturalnie do tej grupy zagadnień.



#### 4. Numeryczne badania wpływu uwarstwienia skał urabianych dyskiem asymetrycznym na efekty odpajania

W badaniach [42], w analizie uwzględniono oddziaływanie dysku asymetrycznego o kącie zbieżności  $30^\circ$ , skierowanego podstawą w stronę wcześniejszych przejść (powierzchni obrobionej), co ilustruje rys. 44. Zagadnienie było analizowane jako dwuwymiarowy stan odkształcenia w cienkiej warstwie przekroju osiowego dysku, prostopadłej do kierunku jego obtaczania i równocześnie prostopadłej do dna wrębu wycinanego dyskiem.



Rys. 44. Model MES oddziaływania dysku asymetrycznego na skałę, a) parametry uwarstwienia, b) wymiary oraz warunki brzegowe modelu MES [42]

Parametry wytrzymałościowe skały przyjęto:

1. Warstwa mocniejsza o grubości  $a=12\text{mm}$   
moduł Younga  $E=2,0 \times 10^4\text{MPa}$ ,  
liczba Poissona  $\nu=0,2$ ,  
wytrzymałość na ściskanie  $R_c=20\text{MPa}$ ,  
wytrzymałość na rozciąganie  $R_t= 2,0\text{MPa}$ .
2. Warstwa słabsza o grubości  $b=4\text{mm}$ :  
moduł Younga  $E=1,0 \times 10^4\text{MPa}$ ,  
liczba Poissona  $\nu=0,22$ ,  
wytrzymałość na ściskanie  $R_c=5,0\text{MPa}$ ,  
wytrzymałość na rozciąganie  $R_t= 0,5\text{MPa}$ .

Warunki brzegowe przyjęte w modelu MES obejmują pełne zamocowanie ( $u_y=0, u_z=0$ ) na dolnej krawędzi modelu oraz zablokowanie przemieszczeń poziomych ( $u_y=0$ ) na obu krawędziach pionowych. Oddziaływanie dysku na skałę oddane za pomocą stałego ciśnienia działającego na krawędzie wrębu. Analizowane modele obejmowały przypadki nachylenia warstw pod kątami  $\beta = 0^\circ, 10^\circ, 20^\circ, 30^\circ, 45^\circ, 90^\circ, 135^\circ, 140^\circ, 150^\circ, 160^\circ, 170^\circ, 180^\circ$ .

tak jak wcześniej, analizę numeryczną przeprowadzono metodą elementów skończonych wykorzystując program opracowany przez J. Podgórskiego pod nazwą *CrackPath3* [46, 45] oraz wybrane moduły pakietu ALGOR. Jako kryterium inicjacji szczeliny użyte zostało, wspomniane już kryterium  $PJ$ , zaproponowane przez J. Podgórskiego [37, 39, 47] w 1986r, w postaci zależności :

$$\sigma_0 - C_0 + C_1 P(J) \tau_0 + C_2 \tau_0^2 = 0, \quad (1)$$

gdzie: 
$$r_{\sigma,f} = \sqrt{\tau_0^2 + \sigma_0^2}$$

$P(J) = \cos\left(\frac{1}{3} \arccos \alpha J - \beta\right)$  – funkcja opisująca kształt przekroju powierzchni granicznej kryterium płaszczyzną dewiatorową,

$\sigma_0 = \frac{1}{3} I_1$  – naprężenie średnie,

$\tau_0 = \sqrt{\frac{2}{3} J_2}$  – okteadryczne naprężenie styczne,

$I_1$  – pierwszy niezmiennik tensora naprężenia,

$J_2, J_3$  – drugi I trzeci niezmiennik dewiatora naprężenia,

$J = \frac{3\sqrt{3} J_3}{2 J_2^{3/2}}$  – alternatywny niezmiennik dewiatora naprężenia,

$\alpha, \beta, C_0, C_1, C_2$  – stałe materiałowe.

Klasyczne kryteria zniszczenia takie jak kryterium Hubera-Misesa, Tresca'i, Druckera-Pragera, Coulomba-Mohra a także nowe kryteria zaproponowane w latach 70-tych i 80-tych 20 wieku jak kryteria Ladego, Matsuoki, Ottosena, są szczególnymi przypadkami ogólnego kryterium (1).

Stałe materiałowe występujące w równaniu (1) mogą być wyliczone na podstawie rezultatów prostych badań wytrzymałościowych materiału takich jak:

$f_c$  – wytrzymałość materiału na ściskanie w jednoosiowym stanie naprężenia,

$f_t$  – wytrzymałość materiału na rozciąganie w jednoosiowym stanie naprężenia,

$f_{cc}$  – wytrzymałość materiału na ściskanie w dwuosiowym stanie naprężenia przy stosunku naprężeń  $\sigma_1/\sigma_2 = 1$ ,

$f_{0c}$  - wytrzymałość materiału na ściskanie w dwuosowym stanie naprężenia przy stosunku naprężeń  $\sigma_1/\sigma_2 = 2$ ,

$f_v$  - wytrzymałość materiału na rozciąganie w trójosiowym stanie naprężenia przy stosunku naprężeń  $\sigma_1/\sigma_2/\sigma_3 = 1/1/1$ ,

Dla betonu, skał i innych materiałów o zbliżonych właściwościach może być przyjęte założenie upraszczające zgodne z hipotezą Rankina– Haythornthwaita– “tension cutoff”, która zakłada równość:  $f_v = f_t$ .

Wartości stałych materiałowych  $C_0, C_1, C_2$  wyznaczane są z zależności:

$$\begin{aligned} C_0 &= f_t, \\ C_1 &= \frac{\sqrt{2}}{P_0} \left( 1 - \frac{3}{2} \frac{f_t/f_c}{f_c/f_t - 1} \right), \\ C_2 &= \frac{9}{2} \frac{f_t/f_c}{f_c - f_t}, \end{aligned} \quad (2)$$

Gdzie:

$$P_0 = \cos\left(\frac{1}{3} \arccos \alpha - \beta\right)$$

Wartości parametrów  $\alpha$  i  $\beta$  wyznacza się iteracyjnie (Podgórski [39]) lub z zależności podanej przez Lewińskiego [31]

$$\begin{aligned} \alpha_0 &= \arccos \left[ \frac{\theta}{2} \left( 1 + \frac{1}{\lambda} \right) \right], \\ \beta &= \frac{\pi}{6} - \arctan \left[ \frac{\theta(1-\lambda)}{2\lambda \sin \alpha_0} \right], \end{aligned} \quad (3)$$

$$\alpha = \sin 3\alpha_0,$$

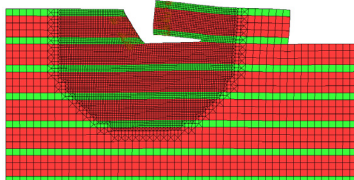
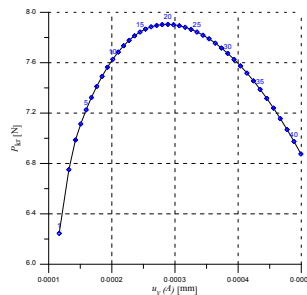
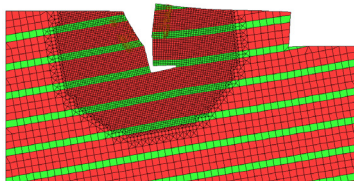
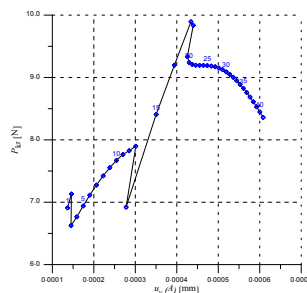
where:

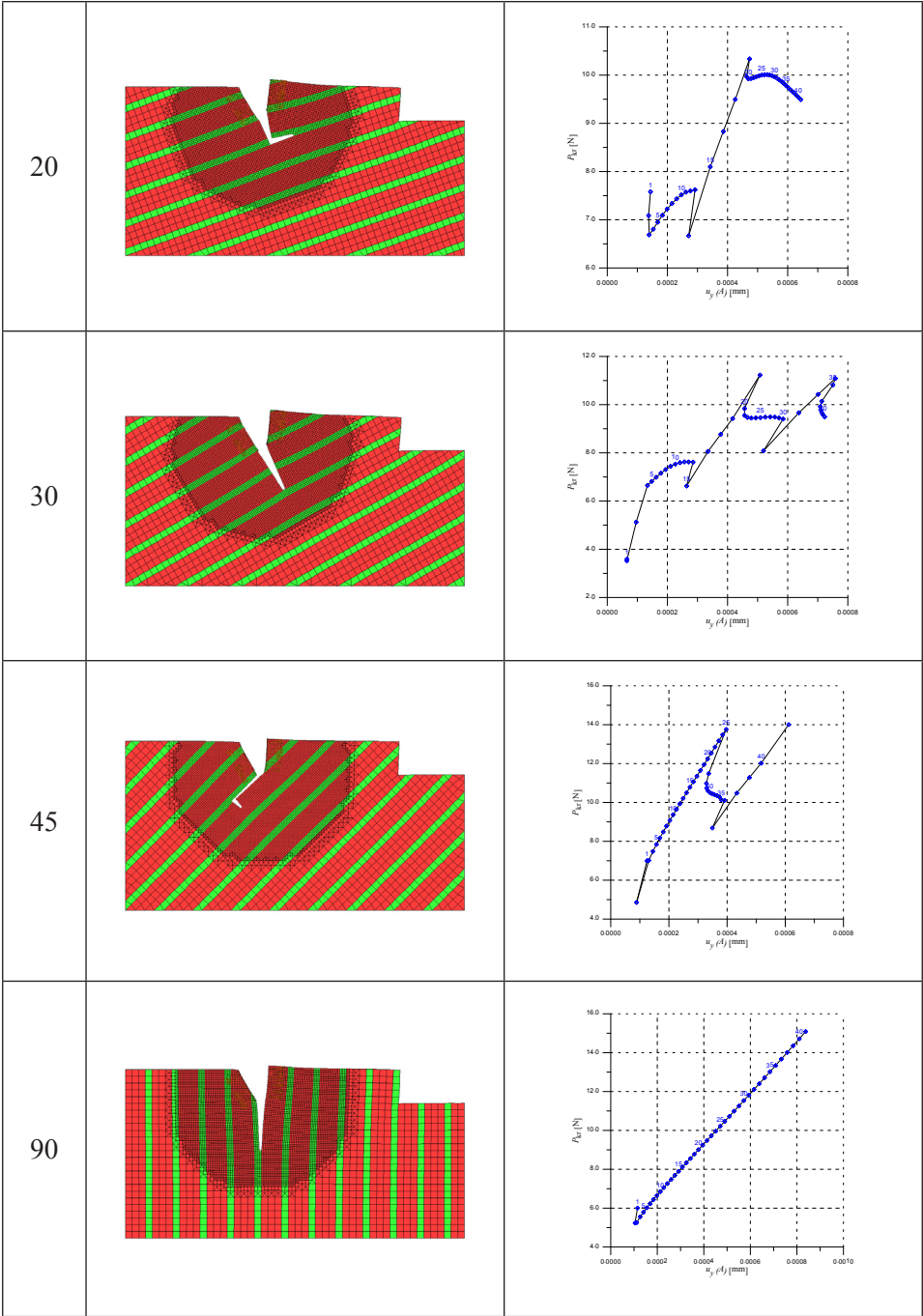
$$\lambda = \frac{f_{cc}}{f_t} \frac{\frac{1}{3} + \frac{f_t}{f_c} - \frac{f_t f_c}{(1 - f_t/f_{cc}) f_{cc}^2}}{1 + \frac{2f_{cc}}{3f_t} - \frac{1}{1 - f_t/f_{cc}}},$$

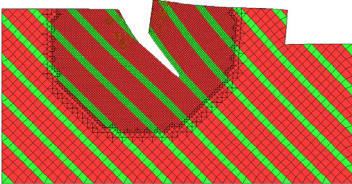
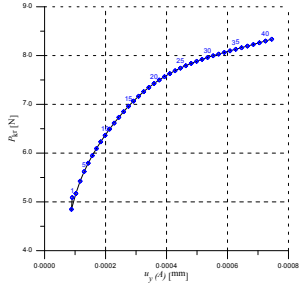
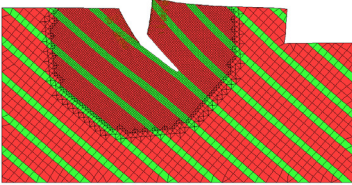
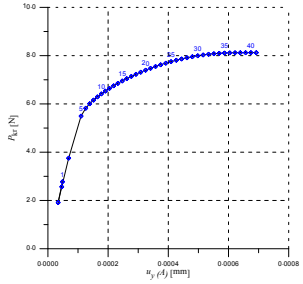
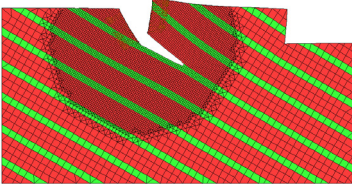
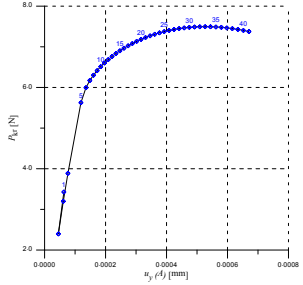
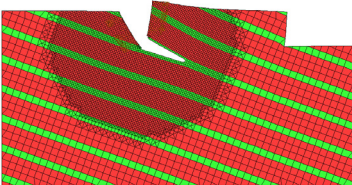
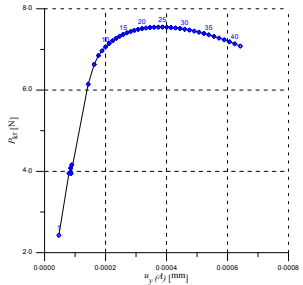
$$\theta = \frac{\sqrt{3}f_{0c}}{2f_t} \frac{\frac{1}{3} + \frac{f_t}{f_c} - \frac{f_t f_c}{(1 - f_t/f_{cc})f_{cc}^2}}{1 + \frac{f_{0c}}{2f_t} - \frac{3f_{0c}^2}{4(1 - f_t/f_{cc})f_{cc}^2}}$$

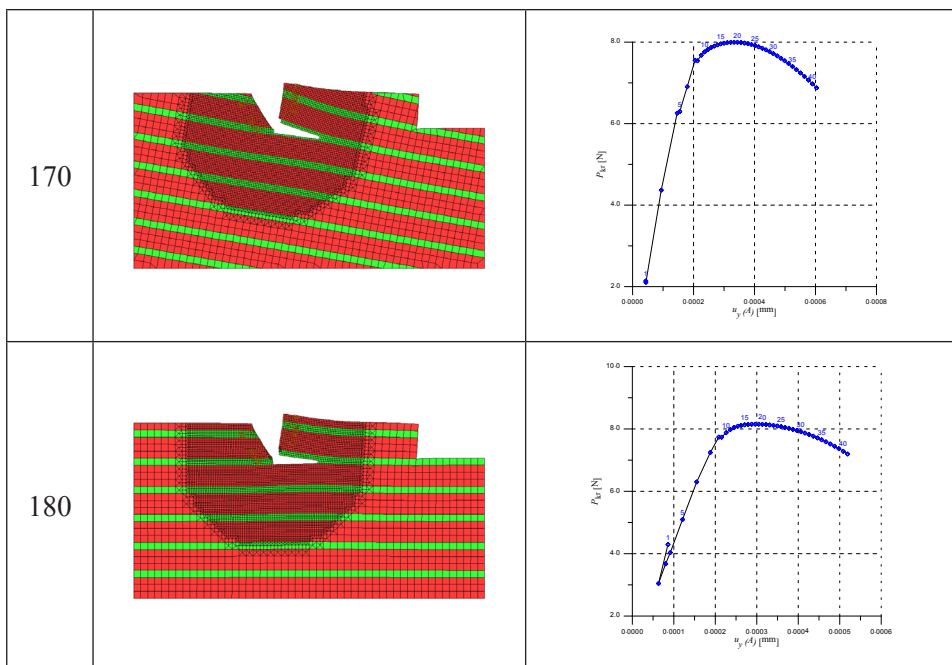
Wyniki obliczeń wizualizowane za pomocą modułu Sview ALGORA, pokazane zostały na kolejnych rysunkach (rys. 45 ÷ rys. 51), gdzie przedstawione zostały kształty odspojień oraz zależności pomiędzy  $P_{kr}$  – siłą niezbędną do propagacji szczeliny a aktualnym przemieszczeniem dysku.

Wyniki analizy MES, dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_{c1}/R_{c2}=1.5$ , ilustruje rys. 46.

$\alpha$ [deg]	Obraz zniszczenia modelu MES	Zależność siła – przemieszczenie
0		
10		

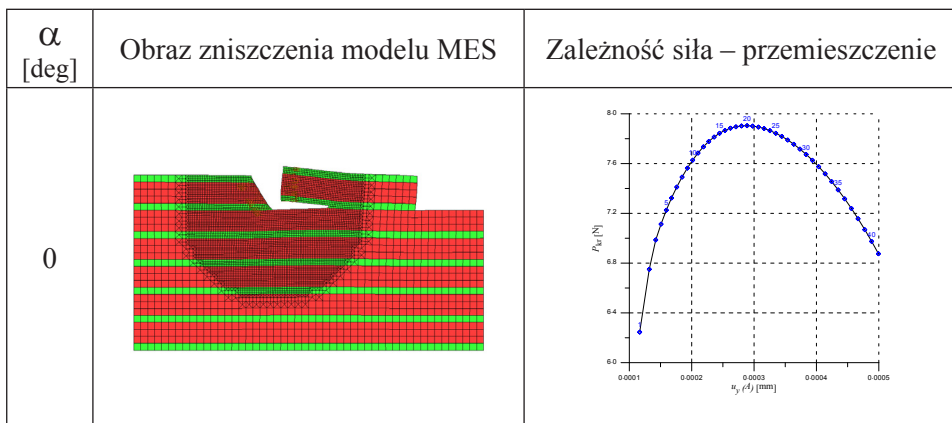


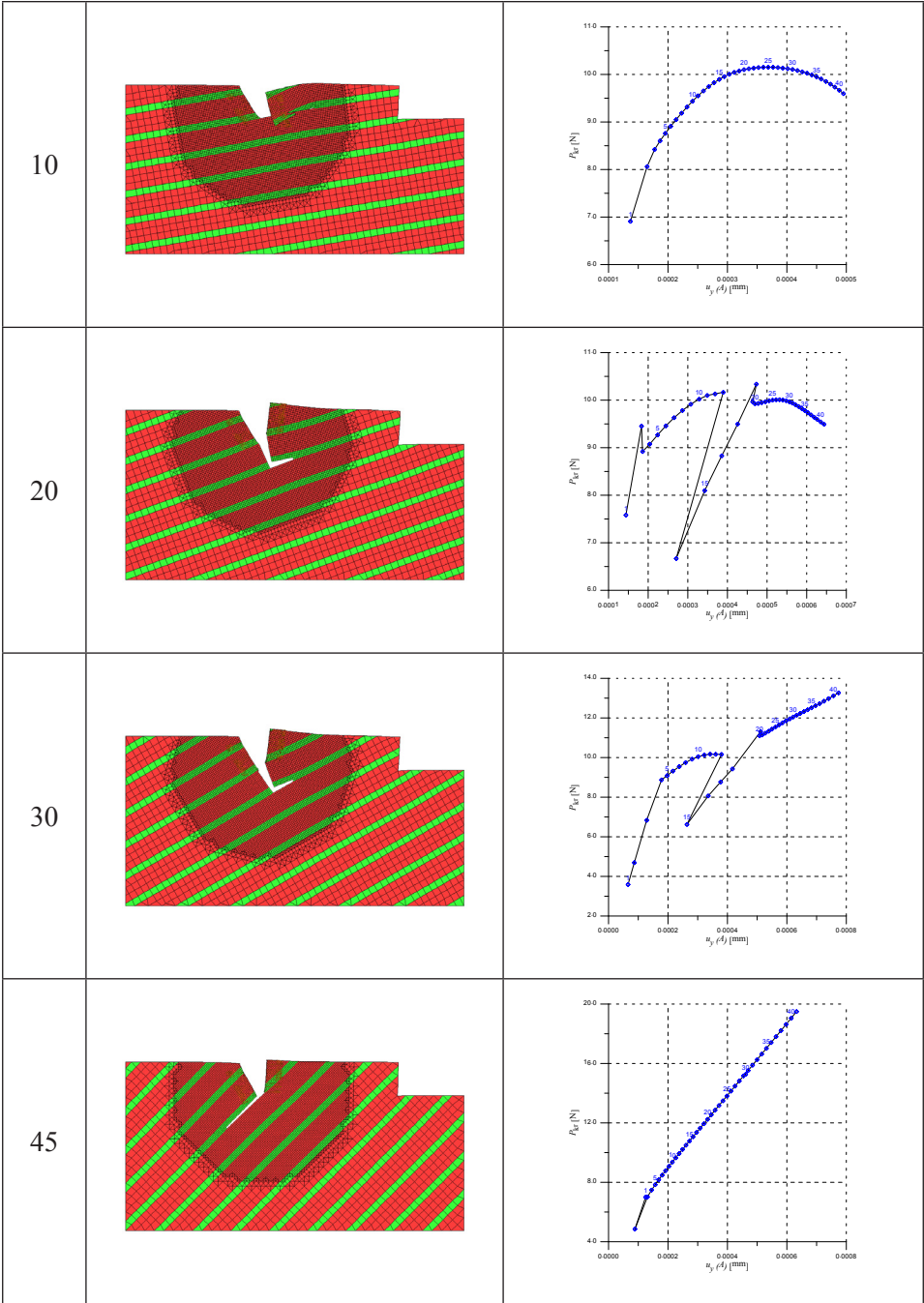
135		
140		
150		
160		



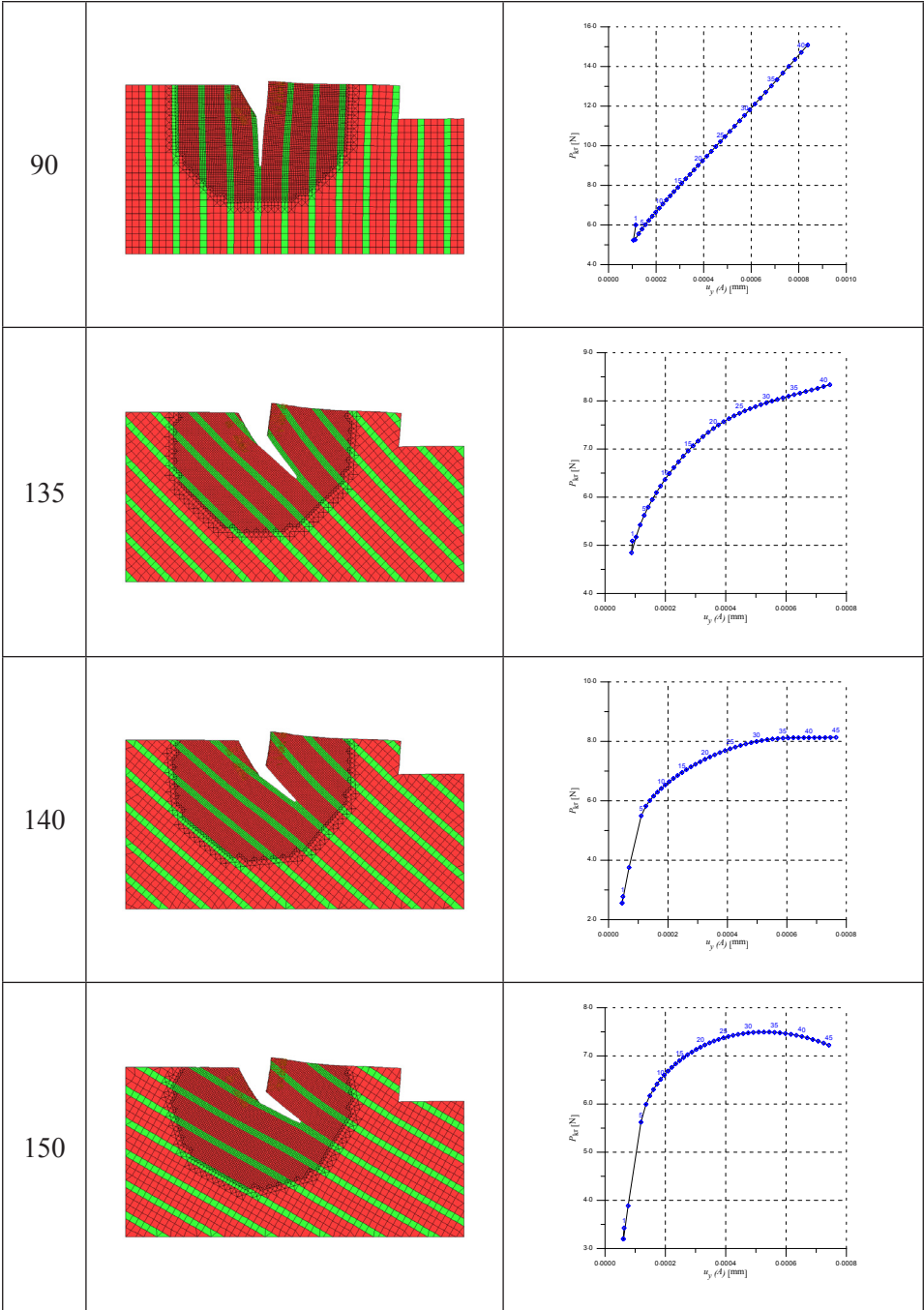
**Rys. 46.** Wyniki analizy dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_{c1}/R_{c2}=1,5$ .

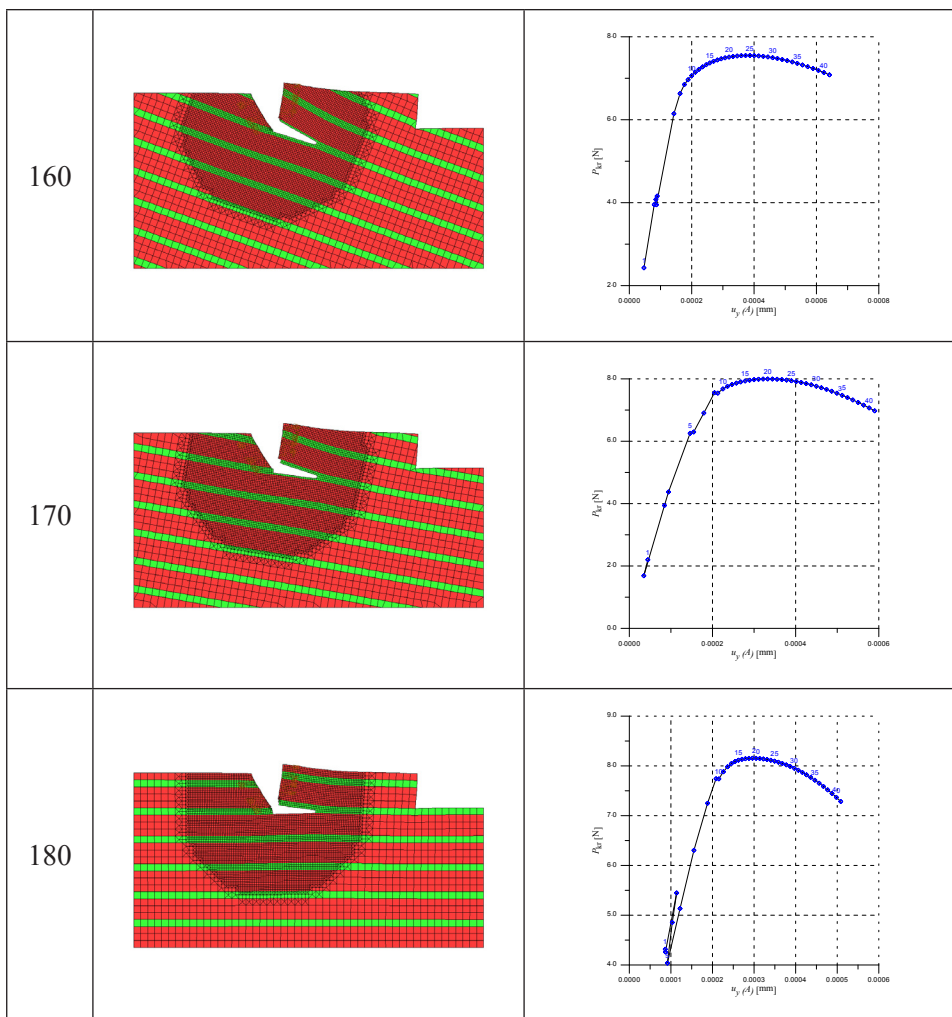
Wyniki analizy MES dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_{c1}/R_{c2}=2$ , ilustruje rys. 47.





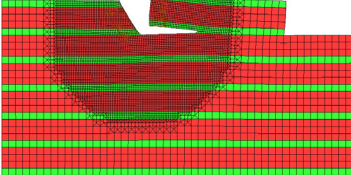
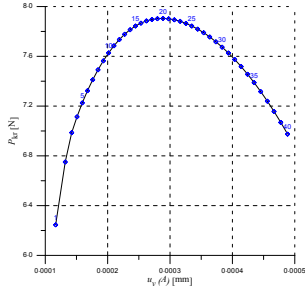
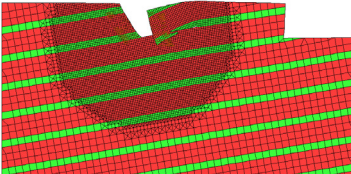
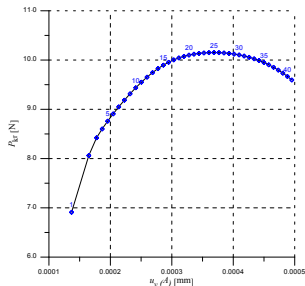
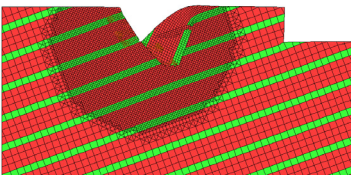
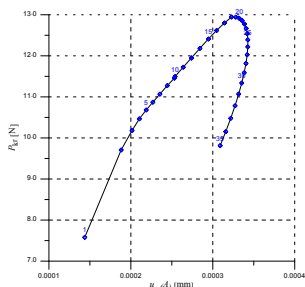
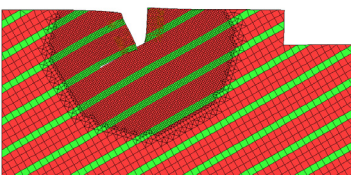
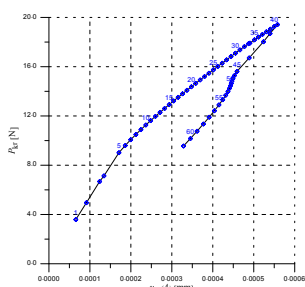


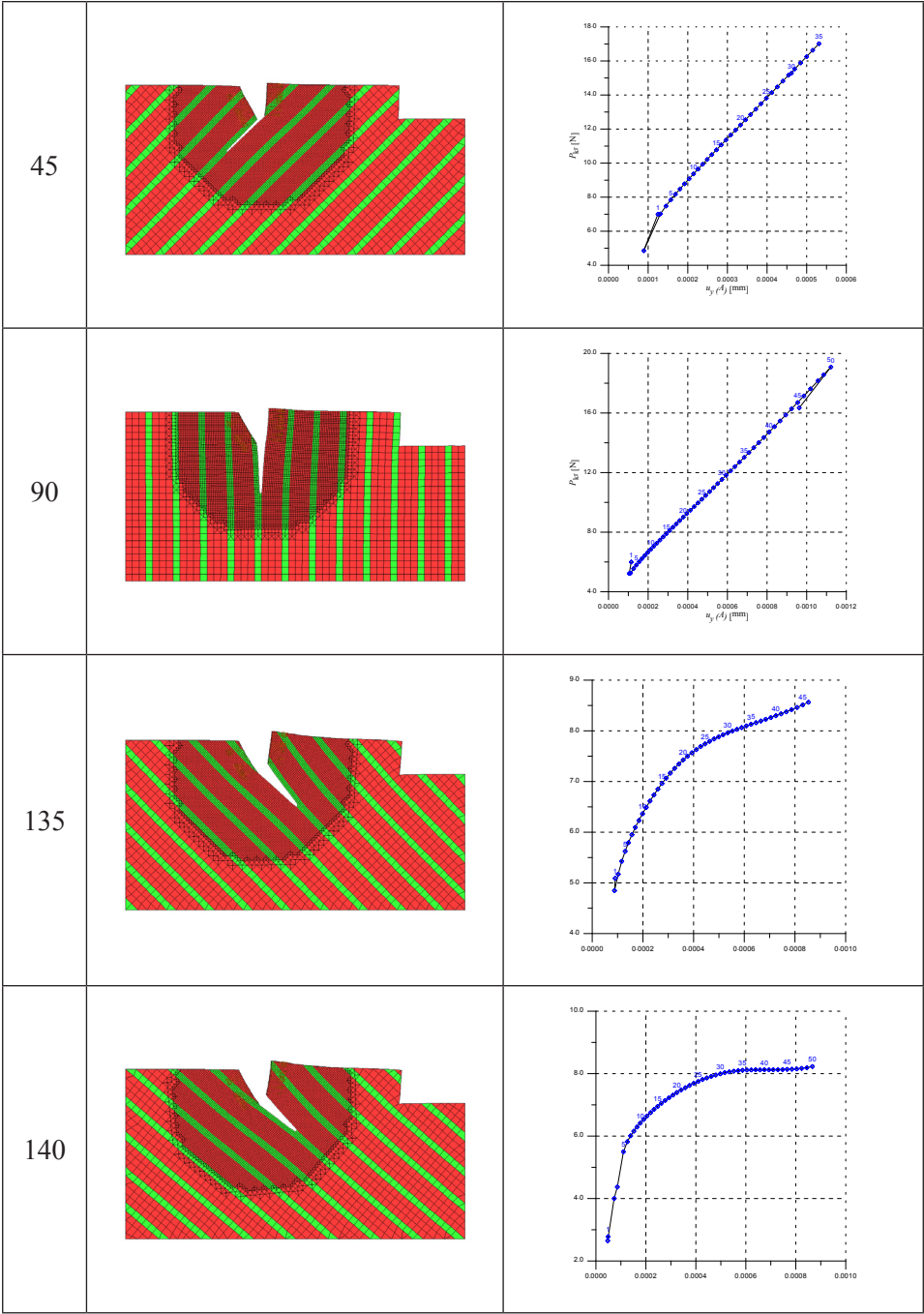


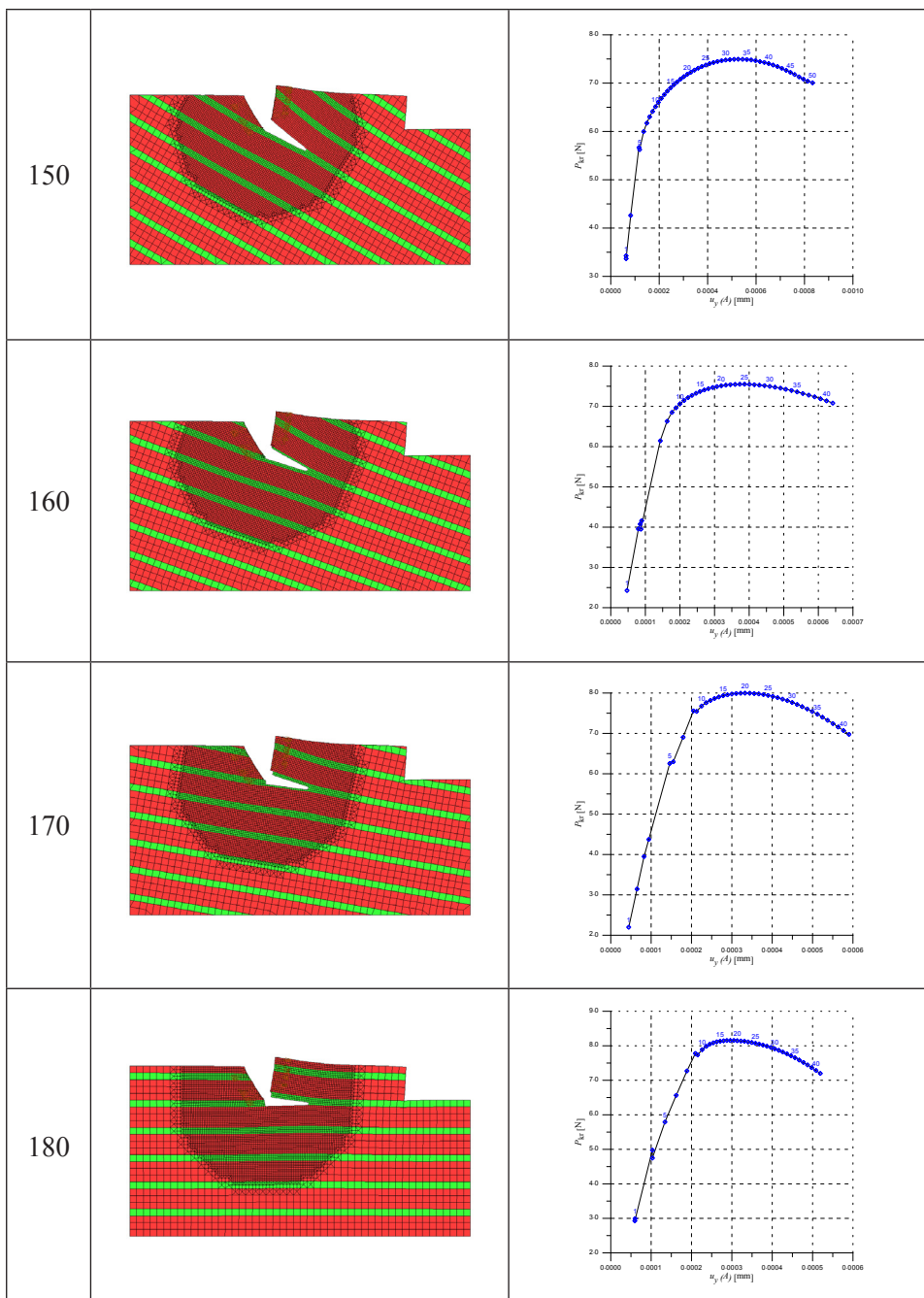


**Rys. 47.** Wyniki dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_{c1}/R_{c2}=2$ .

Wyniki analizy MES dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_{c1}/R_{c2}=4$ , ilustruje rys. 48.

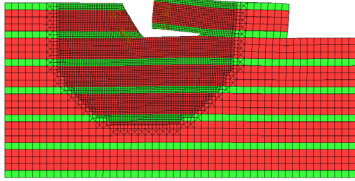
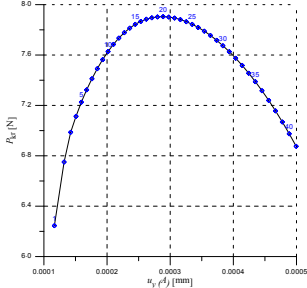
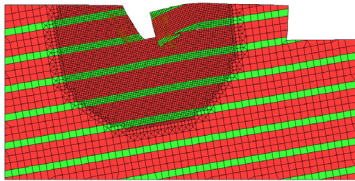
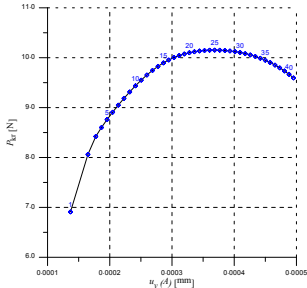
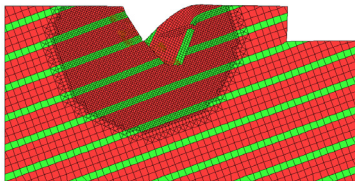
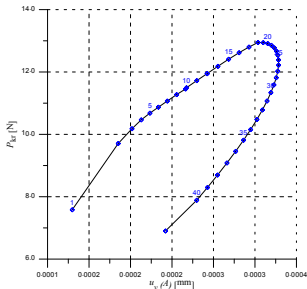
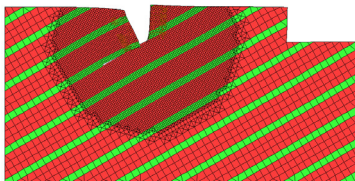
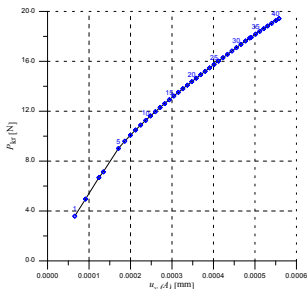
$\alpha$ [deg]	Obraz zniszczenia modelu MES	Zależność siła – przemieszczenie
0		
10		
20		
30		

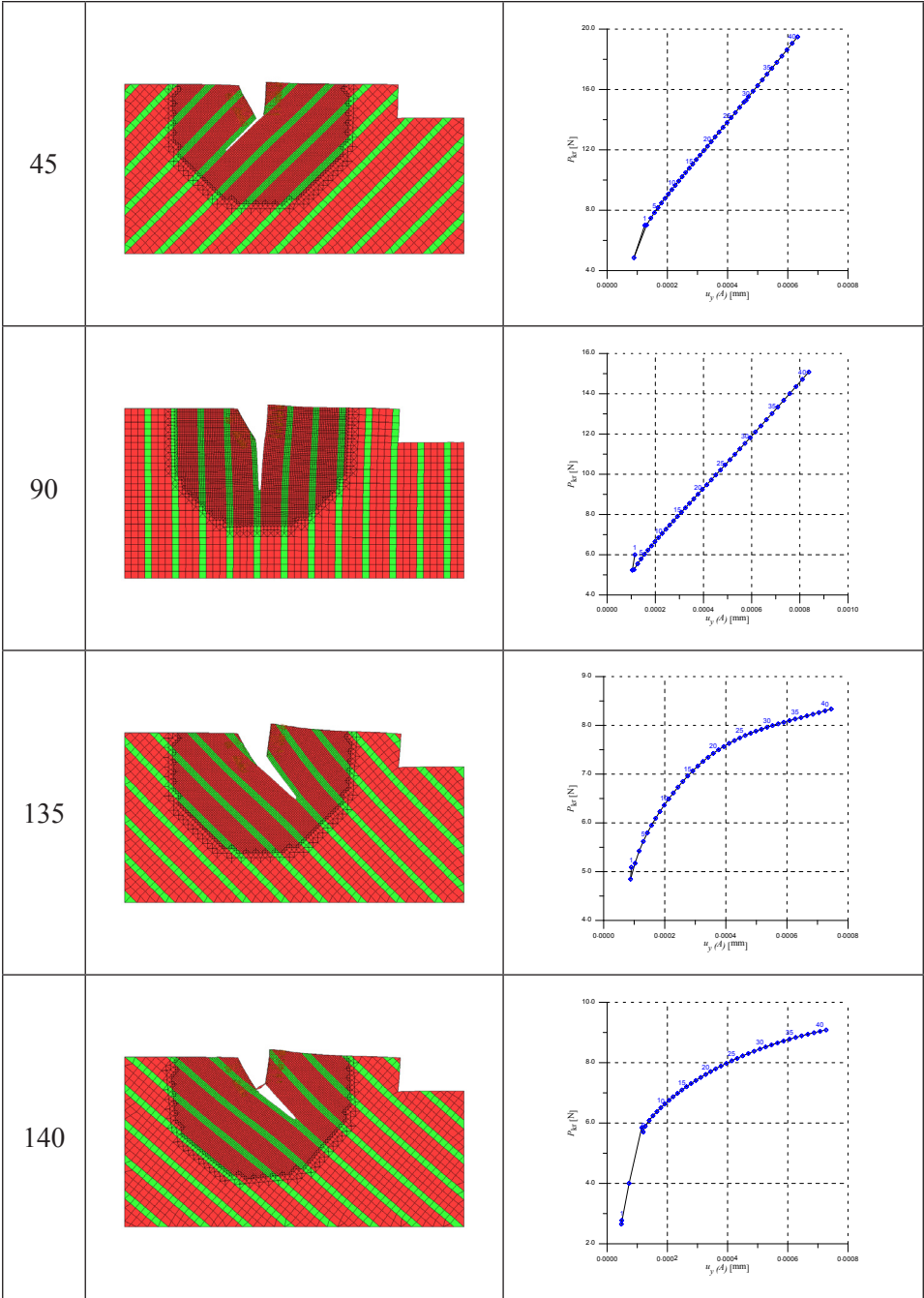


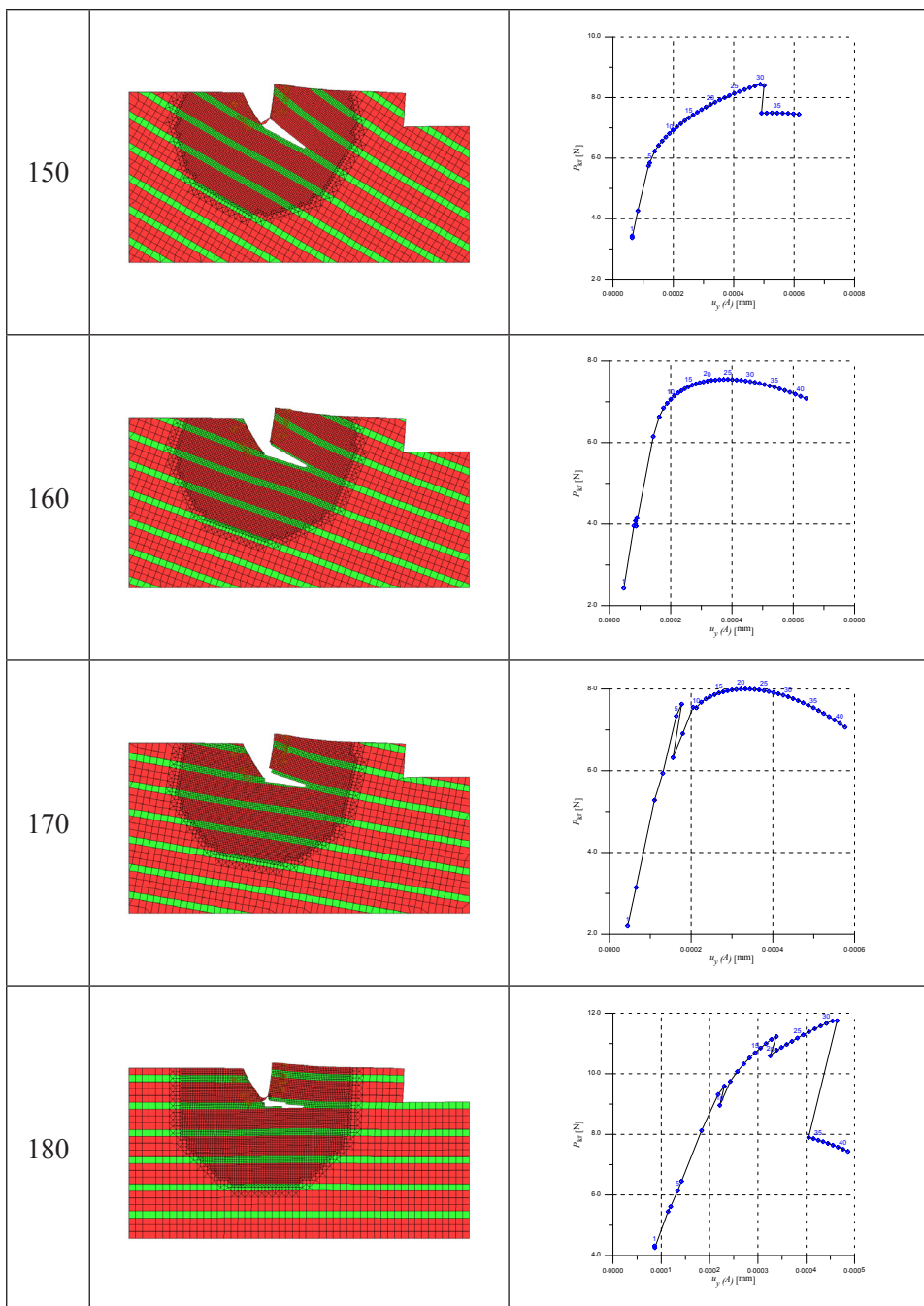


**Rys. 48.** Wyniki analizy MES dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_{c1}/R_{c2} = 4$ .

Wyniki analizy MES dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_{c1}/R_{c2}=8$ , ilustruje rys. 49.

$\alpha$ [deg]	Obraz zniszczenia modelu MES	Zależność siła–przemieszczenie
0		
10		
20		
30		

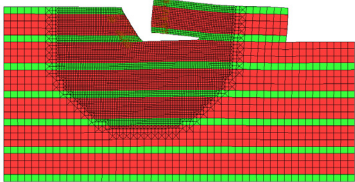
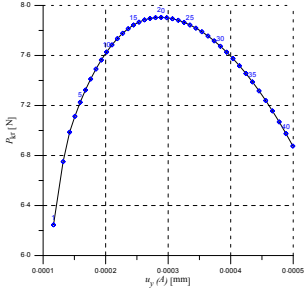
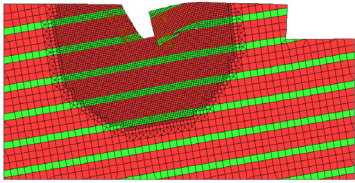
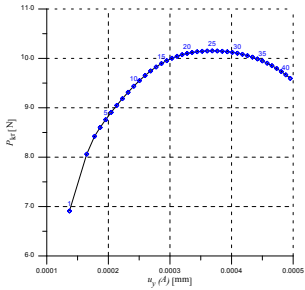
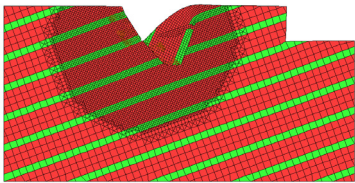
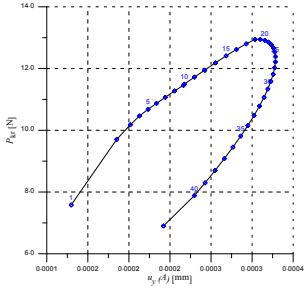
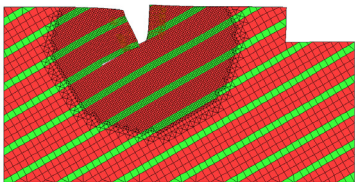
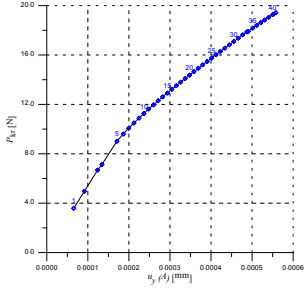


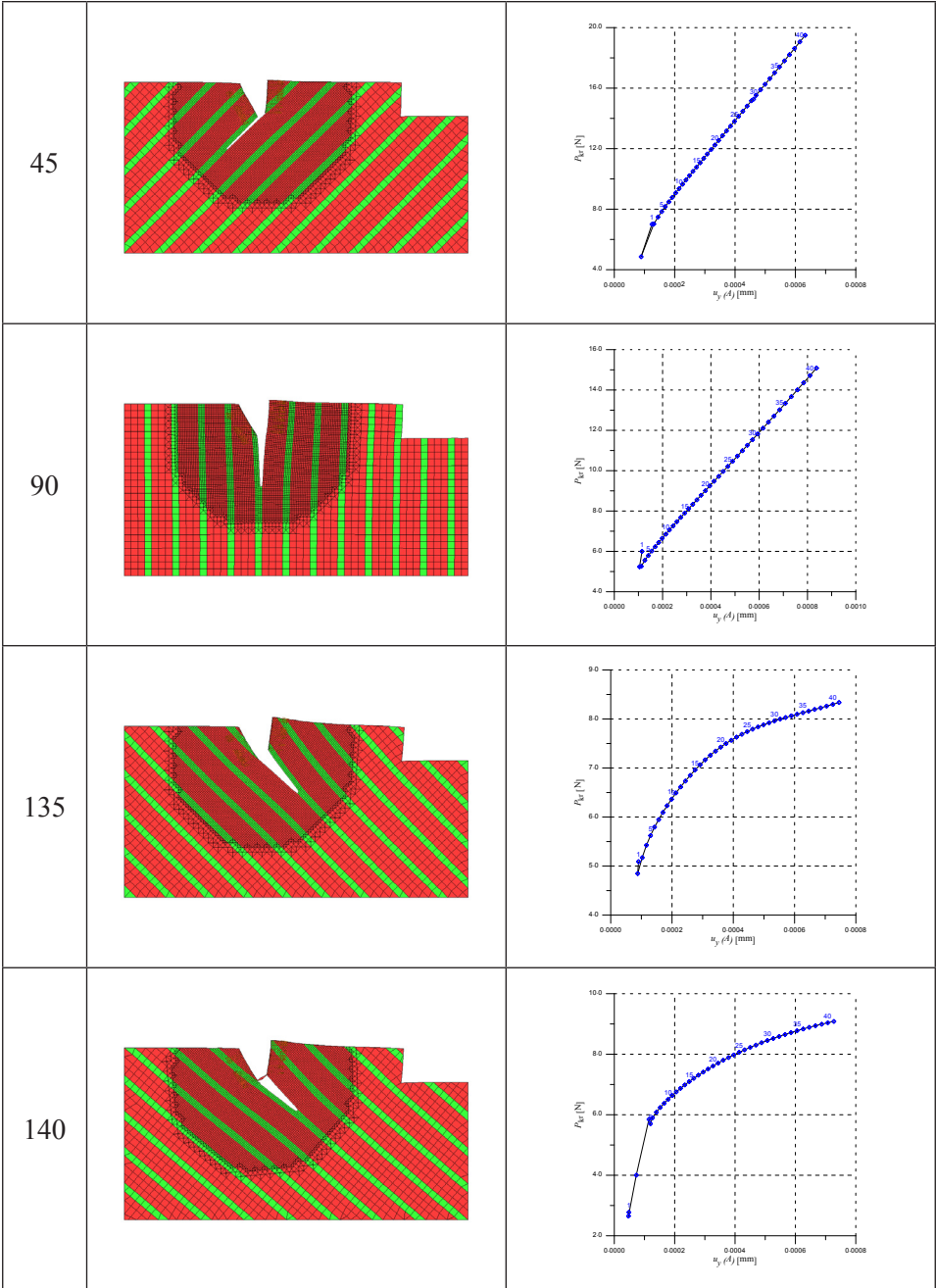


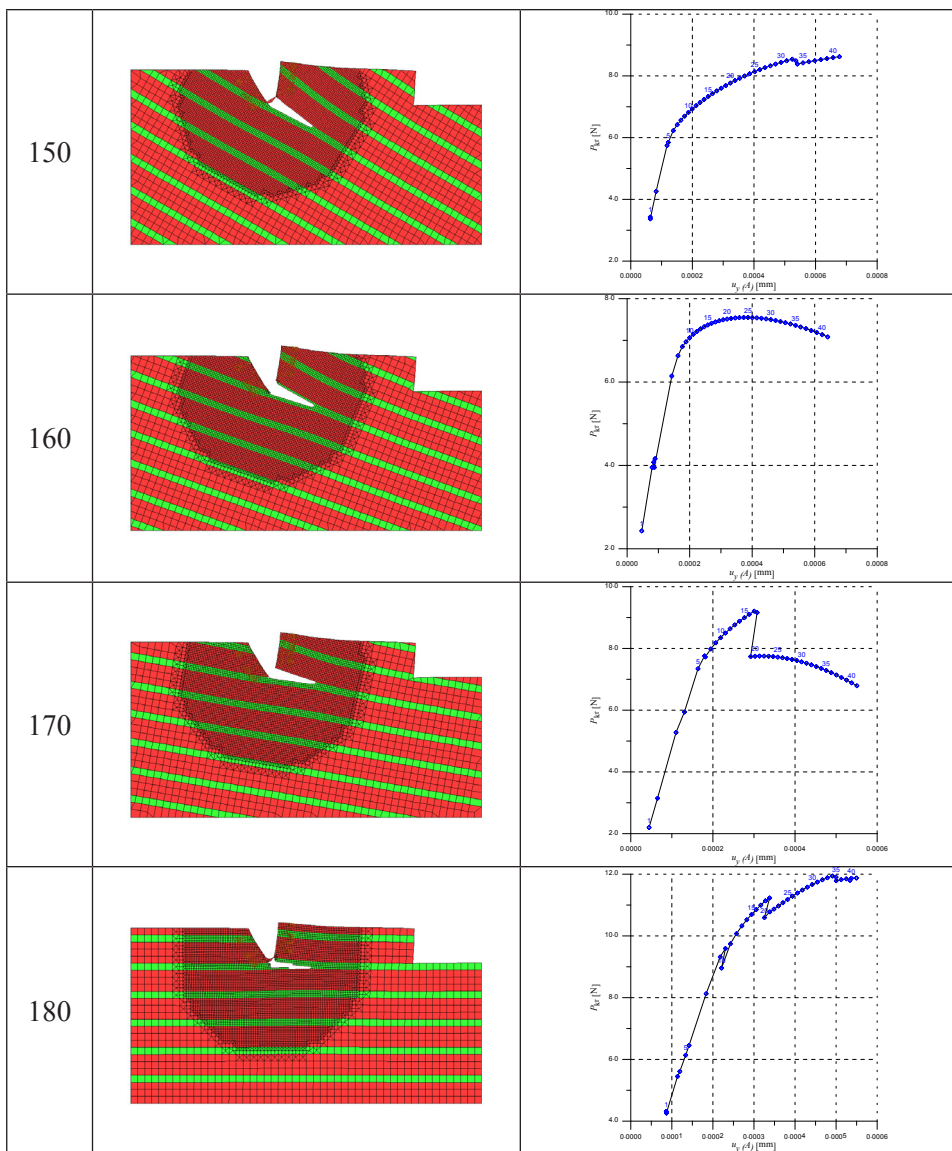
**Rys. 49.** Wyniki analizy MES dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_{c1}/R_{c2}=8$ .



Wyniki analizy MES dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_c1/R_c2=10$ , pokazano na rys. 50.

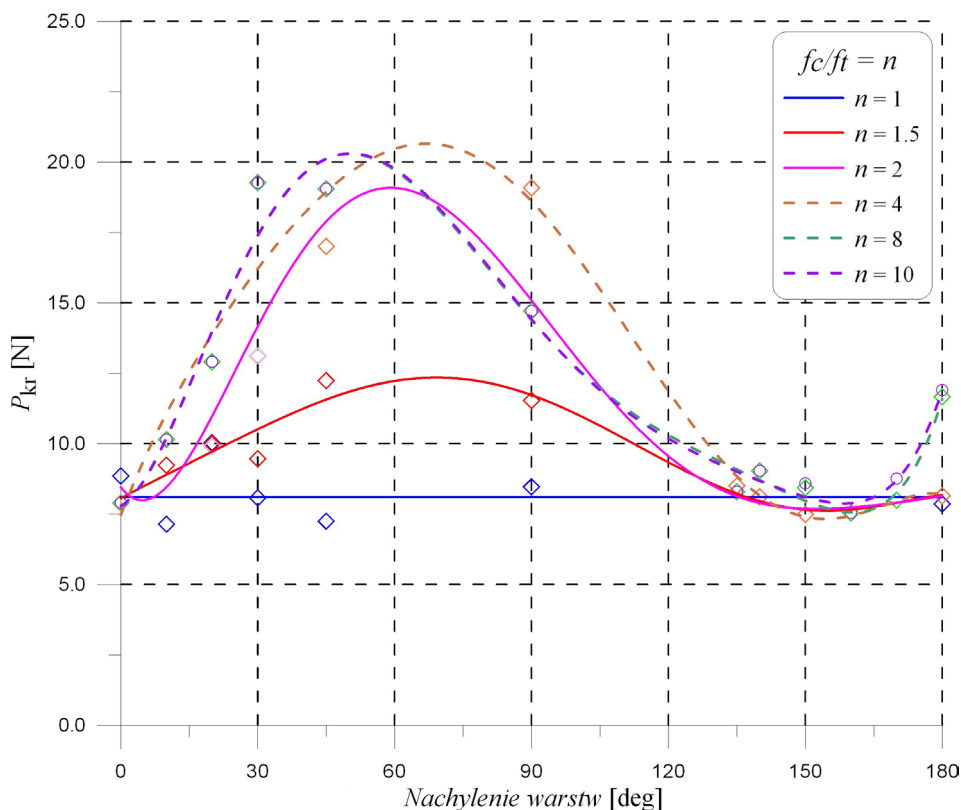
$\alpha$ [deg]	Obraz zniszczenia modelu MES	Zależność siła– przemieszczenie
0		
10		
20		
30		





**Rys. 50.** Wyniki analizy MES dla proporcji wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) warstwy mocniejszej (o większej grubości na rysunku) do warstwy słabszej  $k=R_{c1}/R_{c2}=10$ .

Wyniki zbiorcze, kształtowania się siły odpajania zależnie od kierunku uwarstwienia materiału skalnego, przedstawiono na rys. 51.



**Rys. 51.** Wpływ nachylenia warstw i stosunku wytrzymałości na przebieg siły odspajania dyskiem elementu skały.

Powyższe wyniki, ilustrują tendencję propagacji powstającej szczeliny, w materiale uwarstwionym, zależnie od ułożenia warstw względem odspajającego dysku. Kompleksowe badania wykazały, że jej penetracja jest ściśle uzależniona od kierunku uwarstwienia materiału względem penetrującego dysku, parametrów wytrzymałościowych materiału skalnego w poszczególnych warstwach oraz parametrów geometrycznych poszczególnych warstw. Problem jest bardzo złożony a symulację jednak potwierdzają mechanizmy niszczenia warstw skalnych, zachodzące w rzeczywistych warunkach urabiania

## Literatura

[1] Alvarez L. C.: Las máquinas rozadoras en túneles y minas. Revista de obras publicas, Marzo 1985, pp. 177-191.

[2] Asbury B., Jamal Rostami, Levent Ozdemir: A new concept for selective mechanical mining of hard rock. [http://emi.mines.edu/papers/mini\\_disc\\_technology/mini\\_disc\\_technology4.pdf](http://emi.mines.edu/papers/mini_disc_technology/mini_disc_technology4.pdf)

[3] Bertignoll H.: Rock cutting competence for safe and fast tunneling. <http://www.miningcongress.com/pdf/presentations-downloads/2010/Hanno-Bertignoll-Sandvik.pdf>. (30.11. 2011).

[4] Bilgin N., Hanifi Copur , Cemal Balci: Effect of replacing disc cutters with chisel tools on performance of a TBM in difficult ground conditions. Tunneling and Underground Space Technology 27 (2012) 41–51.

[5] Centennial Coal [Electrical Engineering Safety Seminar 2009, Clarence Colliery – Flexible Conveyor Train (FCT Design)]. [http://www.dpi.nsw.gov.au/\\_\\_\\_data/assets/pdf\\_file/0003/318711/20---Peter-Raines--and--Peter-Hanna.pdf](http://www.dpi.nsw.gov.au/___data/assets/pdf_file/0003/318711/20---Peter-Raines--and--Peter-Hanna.pdf)

[6] Chadwick J.: Rapid development for cave mines. <http://www.infomine.com/publications/docs/InternationalMining/Chadwick2010t.pdf>

[7] Cigla M., S. Yagiz, L. Ozdemir: Application of Tunnel Boring Machines in Underground Mine Development. <http://emi.mines.edu/papers/tbm/tbm3.pdf>.

[8] CSM computer model for TBM performance prediction. [http://emi.mines.edu/papers/seminar/08\\_02\\_machine\\_performance\\_assessment\\_and\\_costing.pdf](http://emi.mines.edu/papers/seminar/08_02_machine_performance_assessment_and_costing.pdf)

[9] Drüppel E.: Entwicklung eines Konzeptes für die schneidende Gewinnung im Steinsalzmm. Dissertation. <http://darwin.bth.rwth-aachen.de/opus3/volltexte/2011/3515/pdf/3515.pdf>

[10] Eskikaya S., N. Bilgin, C. Balci , H. Tuncdemir: From research to practice “Development of Rapid Excavation Technologies”. Underground Space Use: Analysis of the Past and Lessons for the Future – Erdem & Solak (eds) © 2005 Taylor & Francis Group, London, ISBN 04 1537 452 9. <http://web.itu.edu.tr/~bilgin/paper12.pdf>

[11] Fulcher M., Anthony Mulligan: Fibrous Monolith Wear Resistant Materials for the Mining Industry. Advanced Ceramics Research, Inc.

[12] Golsby A.: Introduction of continuous haulage (4FCT) at the Clarence Colliery. Underground Coal Operators’ Conference 2010. <http://ro.uow.edu.au/cgi/viewcontent.cgi?article=1976&context=coal> 30.11.2011.

[13] Hood M.C. and F.F. Roxborough: Rock breakage: mechanical. [http://cerena.ist.utl.pt/masysnet/books/SMEMiningEngineeringHandbook/09%20Section%209%20Production%20Operation/C9\\_1.PDF](http://cerena.ist.utl.pt/masysnet/books/SMEMiningEngineeringHandbook/09%20Section%209%20Production%20Operation/C9_1.PDF)

[14] Hualage systems. Products overview. Joy Mining Machinery. [http://www.joy.com/JoyMining/ProductBrochures/Haulage\\_Product\\_Overview.pdf](http://www.joy.com/JoyMining/ProductBrochures/Haulage_Product_Overview.pdf).

[15] Jonak J., Podgórski J., Zubrzycki J.: Problems of rock cutting with disc tools. Monograph, Ed. J. Jonak: Aspects of fracture and cutting mechanics of materials. Societats Scientinarium Lublinensis, Lublin, 2010. <http://www.bc.pollub.pl/Content/605/aspects.pdf>, <http://www.bc.pollub.pl/dlibra/docmetadata?id=605&from=pubindex&dirids=19&lp=5>

[16] Jonak J. Teoretyczne podstawy urabiania skał stożkowymi nożami obrotowymi. Politechnika Lubelska, Wydawnictwa Uczelniane 1988r.

[17] Jonak J., Rogala-Rojek J.: Analiza czynników mających wpływ na kształtowanie się wydajności urabiania kombajnami chodnikowymi. *Maszyny Górnicze* 1/2011, str. 29-33.

[18] Jonak J.: Aktualne tendencje w robotyzacji maszyn roboczych. KOM-TECH 2011.0020Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna. Innowacyjne Techniki i Technologie dla Górnictwa. BEZPIECZEŃSTWO – EFEKTYWNOŚĆ – NIEZAWODNOŚĆ. 16-18 Rytro listopada 2011 r.

[19] Jonak J.: Problemy automatyzacji i robotyzacji maszyn roboczych. VII Międzynarodowa Konferencja: TECHNIKI URABIANIA. Krynica 2011.

[20] Jonak J.: Robotyzacja kombajnów chodnikowych. XI Międzynarodowa Konferencja Naukowo- Techniczna Innowacyjne Techniki I Technologie Dla Górnictwa. Bezpieczeństwo- Efektywność- Niezawodność. 17- 19 listopada 2010 – Rytro (KOMAG).

[21] Jonak J.: Robotyzacja maszyn roboczych na przykładzie kombajnu chodnikowego. Konferencja: Problemy Rozwoju Maszyn Roboczych. Zakopane 2011r.

[22] Jonak J.: Systemy monitorowania kierunku drążenia i zarysu wyrobiska chodnikowego. V Szkoła Mechanizacji i Automatyzacji Górnictwa, 24-26 marca 2010r. – Ustroń.

[23] Jonak J.: The influence of the selected cutting parameters on the rock cutting effects. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria: Górnictwo* z. 218, Gliwice 1994.

[24] Jordan Eric W., P.G., Holben Thomas. P.E., C.P.A., Kim, Jinseop P.E, Restner Uwe, Hallett Gregory: Roadheader Excavations in Hard Rock – A Case History from Midtown Manhattan. [http://www.hatchmott.com/sites/dev.hatchmott.com/files/technical\\_papers/Roadheader\\_Excavations\\_in\\_Hard\\_Rock.pdf](http://www.hatchmott.com/sites/dev.hatchmott.com/files/technical_papers/Roadheader_Excavations_in_Hard_Rock.pdf). 17.08.2012.

[25] Jung-Woo Cho, Seokwon Jeon, Sang-Hwa Yu, Soo-Ho Chang: Optimum spacing of TBM disc cutters: A numerical simulation using the three-dimensional dynamic fracturing method. *Tunnelling and Underground Space Technology* 25 (2010) 230–244.

[26] Karaś H., Herbert Wirth: Novel underground mining methods with the use of hydraulic powered roof support and continuous mining in KGHM copper mines. "West and East Europe in global High Added Value manufacturing– facts of today and challenges of tomorrow" WS6– Future Mining Session. October 24-25th 2011, Wrocław.

[27] Kargl H., Martin Gimpel, Thomas Preimesberger: Development of an automatic cutting cycle for part face mining machines. Glückauf, Mining Reporter 2-2010, pp. 4-8. <http://www.mining-reporter.com/downloads/mining-reporter-online-2-2010.pdf>.

[28] Kotwica K., Gospodarczyk P.: Nowe rozwiązania głowicy z narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu dla ramionowych kombajnów chodnikowych. Rozdz. w monografii pod red. Józefa Jonaka „Zagadnienia mechaniki pękania i skrawania materiałów”. LTN, Lublin, 2010.

[29] Krauze K.: Badania stanowiskowe frezującego organu ślimakowego wyposażonego w narzędzia dyskowe. Rozdział w monografii „Zagadnienia mechaniki pękania i skrawania materiałów kruchych” pod red. Józefa Jonaka. LTN, Lublin, 2008.

[30] Leelasukseree C.: Real-time blocks visualization at tunnel face by using cutting forces. Rock Mechanics, Fuenkajorn & Phien-wej (eds) © 2007. ISBN 978 974 533 613 1. [http://www.geomechsut.com/ThaiRock2007/PDF\\_files/06\\_Real\\_time\\_blocks\\_visualization\\_at\\_tunnel\\_face.pdf](http://www.geomechsut.com/ThaiRock2007/PDF_files/06_Real_time_blocks_visualization_at_tunnel_face.pdf). 05.11.2011.

[31] Lewiński P. 1996, Nieliniowa analiza osiowo-symetrycznych konstrukcji powłokowych, Prace Naukowe PW, vol. 131, Budownictwo, pp. str. 73.

[32] Li Xing, Ian Gipps: SMART\*CUT Technology. Hard Rock Mechanical Excavation. CSIRO Exploration & Mining, 2008 Narrow Vein Mining Conference.

[33] Lunow Ch. : Two dimensional simulation of the pressing and the cutting rock destruction. TU Bergakademie Freiberg Geotechnical Institute, Chair for Rock Mechanics. [http://tu-freiberg.de/ze/hochdruck/ergebnisse/pdf/lunow01\\_talk.pdf](http://tu-freiberg.de/ze/hochdruck/ergebnisse/pdf/lunow01_talk.pdf)

[34] Mobile Miner – brochure. <http://www.cmpeng.com.au/pdf/Mobile%20Miner%20Brochure%20-%20RR.pdf>

[35] Pickering R.G.B., Ebner B.: Hard rock cutting and the development of a continuous mining machine for narrow platinum reefs. The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, January/February 2002.

[36] Pietruszczak S., Łydzba D., Shao J.F.: Modeling of inherent anisotropy in sedimentary rocks. International Journal of Solids and Structures 39 (2002) pp. 637-648.

[37] Podgórski J.: Influence Exerted by Strength Criterion on Direction of Crack Propagation in the Elastic- Brittle Material. Journal of Mining Science 38 (4); 2002, pp.374-380, July- August, Kluwer Academic/Plenum Publishers.

- [38] Podgórski J., Jonak J.: Badania numeryczne oddziaływania dyskowego narzędzia urabiającego na skałę. Jonak J. (red.): Zagadnienia mechaniki pękania i skrawania materiałów kruchych. LTN, Lublin 2008r.
- [39] Podgórski J.: General Failure Criterion for Isotropic Media. *Journal of Engineering Mechanics ASCE*, 111 2, 1985, pp. 188-201.
- [40] Podgórski J., Jonak J.: Numeryczne badania procesu skrawania skał izotropowych. *Lubelskie Towarzystwo Naukowe*, Lublin 2004. <http://bcpw.bg.pw.edu.pl/dlibra/docmetadata?id=711&from=publication&>
- [41] Podgórski J., Jonak J.: Numeryczne badania procesu skrawania skał anizotropowych. Lublin 2006, *Lubelskie Towarzystwo Naukowe*. <http://akropolis.pol.lublin.pl/users/jpkmb/nbpssa.pdf>, <http://bc.pollub.pl/dlibra/docmetadata?id=87>
- [42] Podgórski J., Jonak J.: Simulation of operation of disc cutting tool on stratified rocks. Monograph, Ed. J. Jonak: Aspects of fracture and cutting mechanics of materials. *Societats Scientinarium Lublinensis*, Lublin, 2010. <http://www.bc.pollub.pl/Content/605/aspects.pdf>
- [43] Podgórski J., Nowicki T.: Analiza propagacji rysy w materiałach o losowej strukturze. W monografii: Zagadnienia mechaniki pękania i skrawania materiałów kruchych. Pod red. Józefa Jonaka. LTN, Lublin 2008r.
- [44] Podgórski J., Nowicki T.: Fine mesh window technique used in fracture analysis of the composites with random structure, *CMM-2007– Computer Methods in Mechanics*, June 19-22, 2007, Łódź-Spała, Poland.
- [45] Podgórski J., Sadowski T., Nowicki T.: Crack propagation analysis in the media with random structure by fine mesh window technique, *WCCM8, ECCOMAS 2008*, June 30– July 5, 2008, Venice, Italy.
- [46] Podgórski J., T. Nowicki, J. Jonak, Fracture analysis of the composites with random structure, *IWCMM 16*, Sep 25-25,2006, Lublin, Poland
- [47] Podgórski J.: Criterion for angle prediction for the crack in materials with random structure. *Mechanics and Control*, Vol. 30, No. 4, 20011. [http://www.akropolis.pol.lublin.pl/users/jpkmb/J\\_Podgorski\\_Mechanics\\_2011.doc](http://www.akropolis.pol.lublin.pl/users/jpkmb/J_Podgorski_Mechanics_2011.doc)
- [48] Pomeroy C.D.: The Breakage of Coal by Wedge Action. Factors influencing breakage by any given shape of tool. *Colliery Guardian*, November 21, 1963, pp. 642-648.
- [49] Roby J., Tyler Sandell, John Kocab, Leif Lindbergh: The Current State of Disc Cutter Design and Development Directions. [http://www.robbinstbm.com/wp-content/uploads/2010/09/CutterHistory\\_NAT\\_2008.pdf](http://www.robbinstbm.com/wp-content/uploads/2010/09/CutterHistory_NAT_2008.pdf)
- [50] Rojek J., Carlos Labra, Eugenio Oñate.: Discrete element simulation of rock cutting processes. <http://fluid.ippt.gov.pl/Repository/pub-ippt-271.pdf>
- [51] Rostami J. and Levent Ozdemir: A new model for performance prediction of hard rock TBMS. [http://emi.mines.edu/papers/disc\\_cutters/disc\\_cutter1.PDF](http://emi.mines.edu/papers/disc_cutters/disc_cutter1.PDF).



[52] Rostami J., Levent Ozdemir, David M. Neil: Application of heavy duty roadheaders for underground development of the yucca mountain exploratory study facility. <http://emi.mines.edu/papers/roadheader/roadheader4.pdf>.

[53] Schubert: Rock Excavation by Drill & Blast. Institute für Rock Mechanics and Tunneling. TU Graz. [http://tunnel.tugraz.at/fileadmin/tunnel/files/fmt/FMT\\_2007\\_L07.pdf](http://tunnel.tugraz.at/fileadmin/tunnel/files/fmt/FMT_2007_L07.pdf).

[54] Su Ö., Nuri Ali Akcin: Modeling of unrelieved rock cutting test by using PFC3D . First International FLAC/DEM Symposium On Numerical Modeling August 24-27, 2008, Minneapolis, MN, USA, <http://www.itascacg.com/pdf/pubs/pres/21-Su.pdf> .

[55] Thuro K., Plinninger R.J.: Geological limits in roadheader excavation – Four case studies. 8th International IAEG Congress/8ème Congrès International de AIGI. Balkema, Rotterdam, ISBN 90 5410 990 4.

[56] Tiryaki B., Xing Li: Rock cutting and modelling, Cutterdrum design and Automated rapid development via Rock cutting. <http://www.miningcongress.com/pdf/presentations-downloads/2010/Bulent-Tiryaki-CSIRO.pdf>

[57] Tuncdemir H., N. Bilgin, H. Copur, C. Balci: Control of rock cutting efficiency by muck size. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 45 (2008) 278–288.

[58] Vlasblom W.J.: Cutting of rock. Lecture WB3413 DREDGING PROCESSEN. March 2003. <http://www.dredgingengineering.com/dredging/media-%5CLectureNotes%5CVlasblom%5CRock%20Cutting.pdf>

[59] WIRTH Heavy Duty Roadheader T3.20S. Cutting rate and pick consumption- brochure

# **Numeryczne badania skrawania skał anizotropowych dyskiem asymetrycznym**

## **Streszczenie**

W monografii przeanalizowano wpływ uwarstwienia materiału sprężysto-kruchoego, na propagację szczeliny podczas pęknięcia takiego materiału pod działaniem dysku asymetrycznego jako narzędzia skrawającego materiał skalny. Do celów symulacji wykorzystano Metodę Elementów Skończonych. Jako warunek zniszczenia wykorzystano kryterium Podgórskiego (PJ), dobrze opisujące zachowanie skał, betonu i innych geomateriałów. Zbadano wpływ asymetrii wytrzymałości materiału uwarstwionego na mechanizm pęknięcia. Przeanalizowano także wpływ przyjęcia określonych warunków brzegowych modelu, na efekt symulacji numerycznej.



