ZESZYTY NAUKOWE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ 1994
Seria: GÓRNICTWO z. 221 Nr kol. 1256

Marek KWAŚNIEWSKI, Jinan WANG

Katedra Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Ochrony Powierzchni Politechniki Śląskiej

SYMULACJA KOMPUTEROWA EKSPLOATACJI POKŁADU WĘGLA SYSTEMEM ŚCIANOWYM Z ZAWAŁEM STROPU

II. Zachowanie się uskoków poddanych wpływom eksploatacji

Streszczenie. Posługując się programem metody różnic skończonych *FLAC* v. 3.22 symulowano eksploatację pokładu węgla w partii górotworu zawartej pomiędzy dwoma dużymi uskokami. Uskokom przyporządkowano wbudowany w program *FLAC* model powierzchni rozdziału charakteryzujący się własnościami spójności, tarcia, sztywności normalnej, sztywności ścinania i wytrzymałości na rozciąganie. Badano zmiany stanu naprężenia i przemieszczenia na obu uskokach następujące w miarę przesuwania się, w kierunku od jednego uskoku do drugiego, frontu eksploatacji prowadzonej z zawałem stropu.

COMPUTER SIMULATION OF LONGWALL COAL MINING WITH ROOF CAVING

II. Behavior of faults under the influence of mining

Summary. Making use of the finite difference code *FLAC* v. 3.22, longwall coal extraction in a part of strata comprised between two major faults has been simulated. A model of the interface embedded in *FLAC*, having the properties of cohesion, friction, normal stiffness, shear stiffness and tensile strength, has been employed to simulate faults. Changes of the state of stress and displacement along both faults have been studied, taking place as the longwall extraction front advances in the direction from one fault to the other.

SIMULATION NUMERIQUE D'EXPLOITATION DE LA COUCHE DE CHARBON PAR LONGUE TAILLES AVEC FOUDROYAGE DU TOIT
II. Comportement des failles sous influence d'exploitation

Résumé. En utilisant le code de la méthode des différences finies *FLAC* v. 3.22 on a simulé l'exploitation d'une couche de charbon dans une partie des terrains contenue entre deux failles majeures. Un modèle d'interface, incorporé au logiciel, se caractérisant par des propriétés de cohésion, de frottement, de raideur normale, de raideur tangentielle et de résistance à la traction, a été utilisé pour simuler les failles. On a étudié les changements de l'état des contraintes et des déplacements le long des deux failles, en suivant au fur et à mesure de l'avancement du front d'exploitation laquelle est conduite, avec foudroyage du toit, dans la direction de l'une des failles à l'autre.

1. WPROWADZENIE

W modelowaniu numerycznym ośrodków skalnych i wykonywanych w nich wyrobisk i budowli zachodzi często potrzeba przedstawienia płaszczyzn, wzdłuż których może dojść do poślizgu lub do rozwarcia. Mogą to być uskoki, płaszczyzny warstwowania, płaszczyzny styku pomiędzy sąsiadującymi ze sobą blokami skalnymi, powierzchnie rozdziału (przylegania) pomiędzy fundamentem i gruntem itp. Przedstawiony w skrócie w poprzednim artykule ([18]) program metody różnic skończonych *FLAC* stwarza możliwość modelowania takich powierzchni rozdziału ("interfaces") pomiędzy dwiema częściami (subregionami) siatki różnic skończonych, które charakteryzując się własnościami sztywności normalnej, sztywności ścinania, kohezji, tarcia i wytrzymałości na rozciąganie, mają zdolność nie tylko do odkształcania się sprężystego, ale i do kulombowskiego poślizgu i pękania rozdzielczego.

Z możliwości tej skorzystano budując numeryczny model górotworu w sąsiedztwie pola eksploatacyjnego 1003 w pokładzie 352 w KWK "Staszic" w celu zbadania zmian stanu przemieszczenia i naprężenia następujących w miarę przesuwania się frontu eksploatacji w pokładzie 352 wybieranym z zawałem warstw stropowych. Był to model płaski obejmujący obszar górotworu o długości 2250 m i miąższości 650 m, podzielony dwoma dużymi uskokami: "Wojciech" na zachodzie i "Jakub" na wschodzie - na trzy części. Wyrobisko ścianowe 1003 w pokładzie 352 prowadzone było w środkowej części tego obszaru, od uskoku "Wojciech" w kierunku uskoku "Jakub", na odcinku o długości 1260 m.

Model strukturalny i fizykalny górotworu oraz wyrobiska ścianowego i jego obudowy

został opisany szczegółowo w artykule poprzednim [18], poświęconym analizie numerycznej zmian pola przemieszczeń, spękań i naprężeń w górotworze towarzyszących eksploatacji pokładu węgla. W tym artykule zajmiemy się kwestią numerycznego modelowania nieciągłości w górotworze oraz badaniem zachowania się uskoków poddanych wpływom eksploatacji.

2. KRÓTKA CHARAKTERYSTYKA TEKTONIKI ZŁOŻA

Złoże KWK "Staszic" usytuowane jest na południowym skrzydle siodła głównego o kierunku rozciągłości warstw NW-SE, czyli w przybliżeniu zgodnym z kierunkiem przebiegu osi siodła. Upad warstw skierowany ku SW wynosi 3-7°. Górotwór zbudowany jest z utworów czwartorzędowych i karbońskich.

Pokład 352 ma grubość średnio 2,1 m i zalega na głębokości od 465 m na północy do 580 m na południu.

W budowie geologicznej złoża brak jest wyraźnych zafałdowań, natomiast dużą rolę odgrywają uskoki, które dzielą złoże na bloki tektoniczne. Wiek uskoków jest różny, przy czym uskoki starsze mają przebieg o kierunku N-S, młodsze o kierunku N-E. Uskokami o kierunku zbliżonym do południkowego są: "Wojciech", "Jakub", "Zuzanna" i "Mysłowicki". W kierunku zbliżonym do równoleżnikowego ułożony jest uskok "Południowy", "Kłodnicki", "Wesoła" i "Stanisław".

Rejon eksploatacji pokładu 352 ścianą 1003 obramowany jest w naturalny sposób od północy uskokiem "Kłodnickim", od zachodu uskokiem "Wojciech" o zrzucie do 60 m, od wschodu uskokiem "Jakub" o zrzucie 30-70 m[1], natomiast od południa granicą obszaru górniczego z kopalnią "Murcki".

Uskoki "Wojciech" i "Jakub" są uskokami normalnymi, stromymi; kąt nachylenia upadu powierzchni uskokowej wynosi, odpowiednio, około 70° i 60°.

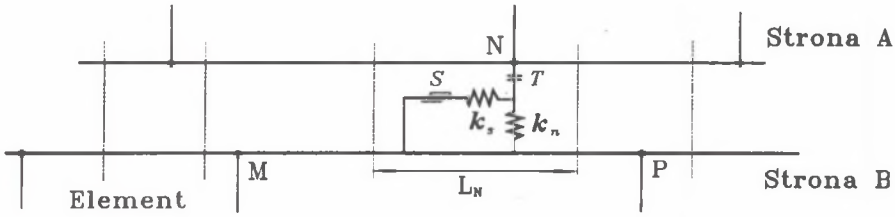
Jak wynika z rozpoznania robotami górniczymi, uskoki są zabliźnione, stosunkowo

[1] W zbudowanym na potrzeby analizy numerycznej modelu górotworu przyjęto (por. [18]), że zrzut uskoku "Wojciech" i "Jakub" wynosi, odpowiednio, 40 m i 70 m.

szczelnie wypełnione druzgotem spojonym materiałem ilastym i według aktualnego stopnia rozeznania nie prowadzą wody typu szczelinowatego (ogólnie można stwierdzić, że kopalnia jest słabo zawodniona).

3. OPIS MODELU POWIERZCHNI ROZDZIAŁU

Schemat strukturalny i model mechaniczny powierzchni rozdziału (nieciągłości) przedstawiony jest na rysunku 1. Na model ten składają się dwie przeciwległe strony (A



Rys. 1. Schemat strukturalny i model mechaniczny powierzchni rozdziału
Fig. 1. Structural scheme and mechanical model of the interface

i B) z wyróżnionymi na nich węzłami siatki. Ścianki te połączone są sprężynami sztywności normalnej (k_n) i sztywności ścinania (k_s), z elementami S i T reprezentującymi, odpowiednio, wytrzymałość graniczną na ścinanie i granicę wytrzymałości na rozciąganie.

Program prowadzi listę węzłów siatki (i, j) leżących po obu stronach powierzchni rozdziału. Każdy węzeł jest kolejno sprawdzany pod względem kontaktowania się z przeciwległą stroną nieciągłości na odcinku pomiędzy najbliższymi sąsiednimi węzłami. Przykładowo - por. rys. 1 - sprawdzany jest kontakt węzła N na stronie A powierzchni rozdziału z odcinkiem strony B pomiędzy punktami M i P. Jeśli taki kontakt zostaje wykryty, obliczana jest tzw. efektywna długość kontaktu L (L_N na rys. 1), na którą składa się połowa długości (mierzonej wzdłuż powierzchni rozdziału) pomiędzy węzłem N a najbliższym sąsiednim węzłem położonym na lewo (węzeł M) i połowa odległości pomiędzy węzłem N i najbliższym sąsiednim węzłem położonym na prawo (węzeł P). Na rysunku 1 końce kolejnych sąsiadujących ze sobą odcinków efektywnego kontaktu wyznaczone są

pionowymi liniami przerywanymi. Cała nieciągłość podzielona jest więc na przylegające do siebie odcinki, z których każdy kontrolowany jest przez węzeł siatki.

Dla każdego obliczeniowego kroku czasowego Δt (por. [13, 19]) określane jest przyrostowe przemieszczenie każdego węzła. Przyrostowy wektor przemieszczenia względnego w punkcie kontaktu rozkładany jest na składową normalną (n) i styczną (s), i całkowita siła normalna i styczna są obliczane ze wzorów:

$$F_n^{(t+\Delta t)} = F_n^{(t)} - k_n \, \Delta u_n^{(t+\Delta t/2)} L \tag{1a}$$

$$F_s^{(t+\Delta t)} = F_s^{(t)} - k_s \, \Delta u_s^{(t+\Delta t/2)} L \tag{1b}$$

W przypadku gdy dla obliczonej siły normalnej (F_n) i stycznej (F_s) spełniony jest warunek wytrzymałościowy Coulomba, to znaczy gdy

$$|F_s| \geq F_{smax} = cL + tg\varphi \, F_n \, , \tag{2}$$

siła F_s ustalana jest na poziomie F_{smax}, a więc $F_s = F_{smax}$.

W warunku (2) c oznacza spójność ścianek nieciągłości, L - efektywną długość kontaktu i φ - kąt tarcia ścianek nieciągłości.

Jeśli powierzchnia rozdziału poddana jest działaniu siły rozciągającej przekraczającej wytrzymałość graniczną na rozciąganie, ulega ona pęknięciu rozdzielczemu, a siła ścinająca (F_s) i normalna (F_n) sprowadzane są do wartości równej 0.

Istnieje także możliwość zadeklarowania powierzchni rozdziału jako nieciągłości sklejonej. W takim przypadku model zachowuje cechę kontinuum i ani poślizg, ani rozwarcie się powierzchni rozdziału pomiędzy dwoma subregionami siatki nie są możliwe (dopuszczalne); siły F_n i F_s zachowują wartości obliczone z formuł (1).

Wiedza o własnościach mechanicznych spękań i skał spękanych wciąż jeszcze nie dorównuje tej o zachowaniu się skał nienaruszonych. W modelowaniu numerycznym dotkliwie odczuwa się brak wyczerpujących danych na temat własności wytrzymałościowych i odkształceniowych różnych typów spękań w różnych skałach.

Zwykło się przyjmować, że wartości kąta tarcia mogą zmieniać się od mniej niż 10° dla gładkich spękań w skałach słabych, takich jak tufy, do ponad 50° dla spękań o ściankach chropowatych w skałach twardych, mocnych, takich jak granity. Spójność spękań może przybierać wartości z przedziału od zera do wytrzymałości granicznej materiału skalnego na ściskanie.

Danych na temat wartości współczynników sztywności normalnej i sztywności ścinania spękań w skałach jest jeszcze mniej niż informacji o własnościach wytrzymałościowych spękań. Przyjmuje się, że wartości te mogą zmieniać się w przedziale od około 10 MPa/m do 100 MPa/m dla szczelin z miękkim wypełnieniem ilastym do ponad 100 GPa/m dla zwartych spękań w granicie i bazalcie (por. [13], t. III), a stosunek wartości współczynników sztywności normalnej (k_n) i sztywności ścinania (k_s) nieciągłości jest taki sam jak stosunek wartości współczynników sprężystości podłużnej (E) i sprężystości postaciowej (G) materiału skalnego, i wynosi od 2,0 do 3,0 [16].

Poszukującym przydatnych do modelowania numerycznego informacji o własnościach mechanicznych nieciągłości w skałach można polecić monografię Pandego, Beera i Williamsa ([22], rozdział 3), materiały konferencyjne pod redakcją Bartona i Stephanssona [5], Stephanssona [25], Pinto da Cunhy [9, 10] i Rossmanitha [23] oraz kilkanaście szczególnie ważnych artykułów badawczych i przeglądowych, w tym kilka z pierwszego i drugiego tomu wydanego w 1993 roku przez Pergamon Press pod redakcją J.A. Hudsona dzieła pt. "Comprehensive Rock Engineering" [1-4, 11, 12, 14, 17, 21, 24, 26].

4. WŁASNOŚCI MECHANICZNE MODELU USKOKÓW "WOJCIECH" I "JAKUB"

Wartości stałych materiałowych charakteryzujących własności mechaniczne szczelin uskokowych "Wojciech" i "Jakub" zestawione są w tablicy 1. Dane te pochodzą w głównej mierze z wykonanych przez autorów tego artykułu badań eksperymentalnych nad własnościami odkształceniowymi i wytrzymałościowymi skał spękanych z górotworu w polu eksploatacyjnym 1003 w KWK "Staszic" (por. [20], t. I).

Cały numeryczny model górotworu w rejonie pola eksploatacyjnego 1003 w pokładzie 352 w KWK "Staszic", zbudowany tak, żeby uwzględnić jak najpełniej wszystkie cechy

strukturalne i fizykalne rzeczywistego masywu skalnego, opisany jest w artykule sąsiednim [18].

Tablica 1

Parametry mechaniczne uskoku "Wojciech" i "Jakub" w górotworze w rejonie pola eksploatacyjnego 1003 użyte w "dużym" modelu numerycznym górotworu.

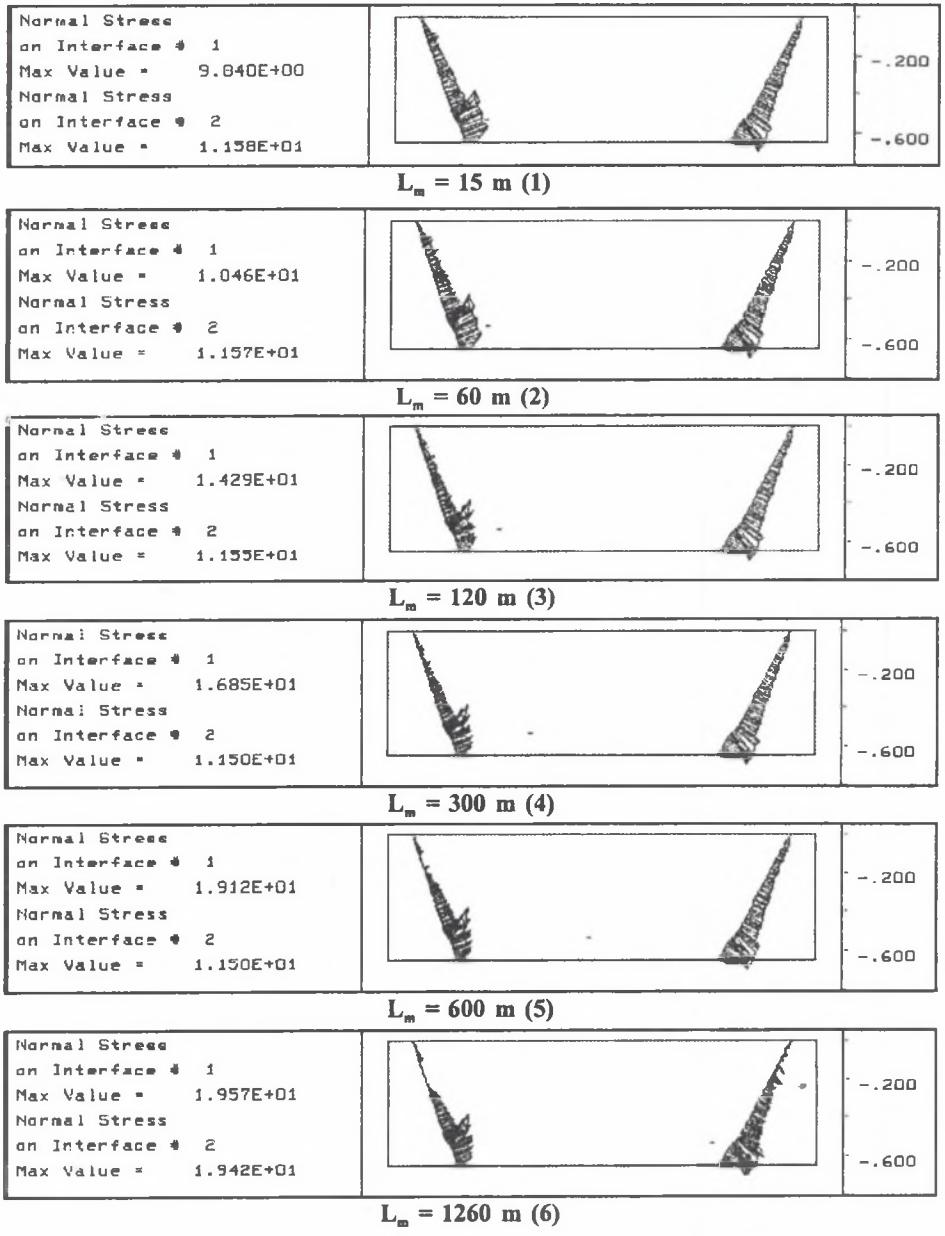
Parametry mechaniczne	Uskok "Wojciech"	Uskok "Jakub"
Współczynnik sztywności normalnej (k_n), MPa/m	125	120
Współczynnik sztywności ścinania (k_s), MPa/m	50	45
Kąt tarcia (φ), deg	30	28
Spójność (c), MPa	0,5	0,4
Granica wytrzymałości na rozciąganie (σ_T), MPa	0,000015	0,000001

5. OMÓWIENIE WYNIKÓW OBLICZEŃ

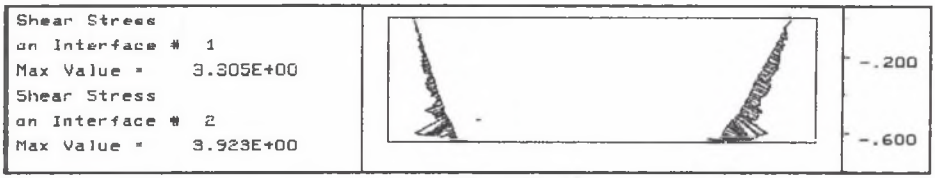
Badając zmiany pola przemieszczeń i naprężeń następujące w miarę przesuwania się frontu eksploatacji w polu pomiędzy uskokiem "Wojciech" na zachodzie i uskokiem "Jakub" na wschodzie, analizowano naprężenia normalne (σ_n) i ścinające (τ) oraz przemieszczenia normalne (u_n) i przemieszczenia ścinania (u_s) na obu uskokach. Zamodelowano sześć stadiów eksploatacji, którym odpowiadało wybranie pokładu na odcinku długości (L_m) równej, odpowiednio, 15 m, 60 m, 120 m, 300 m, 600 m i 1260 m (por. [18]).

Rozkład naprężeń normalnych i ścinających działających na powierzchniach uskokowych uskoku "Wojciech" i "Jakub" przedstawiony jest, dla poszczególnych stadiów eksploatacji pokładu 352, na rysunkach, odpowiednio, 2 i 3.

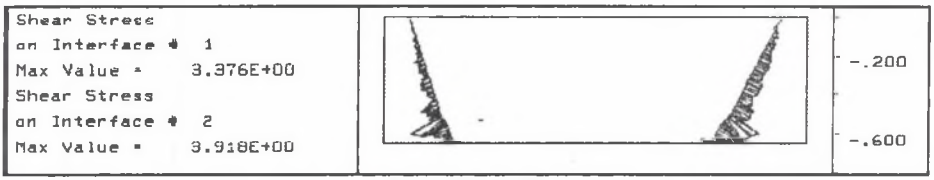
Z rysunków tych widać między innymi, że naprężenia normalne na uskoku "Jakub" są niemal niezależne od położenia frontu eksploatacji dla $L_m \leq 600$ m. Dla stadiów eksploatacji od pierwszego do piątego wartości naprężenia σ_n na tym uskoku wynoszą około 11,6 MPa, i dopiero na ostatnim etapie, gdy front robót wybierkowych jest już blisko uskoku "Jakub",



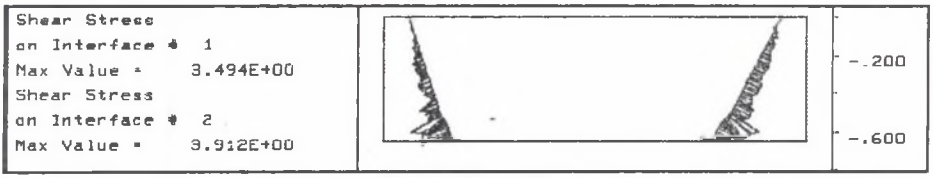
Rys. 2. Naprężenia normalne na uskokach dla sześciu kolejnych stadiów eksploatacji
Fig. 2. Normal stress distribution on the faults for six consecutive extraction stages



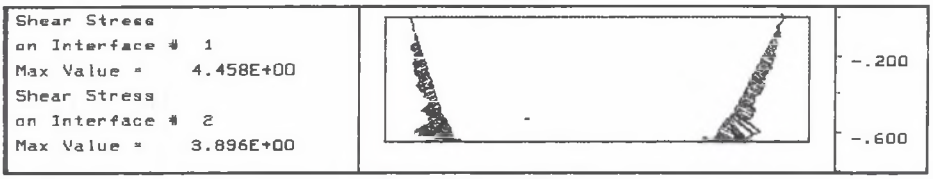
L_m = 15 m (1)



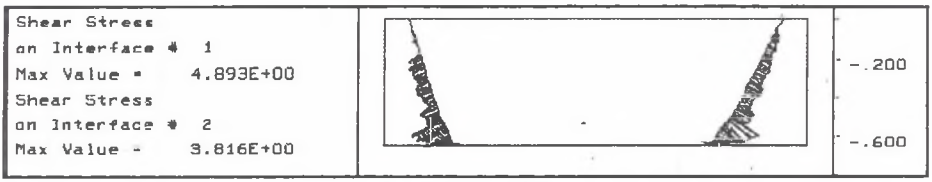
L_m = 60 m (2)



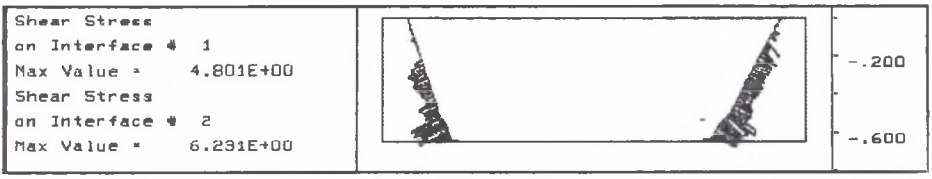
L_m = 120 m (3)



L_m = 300 m (4)

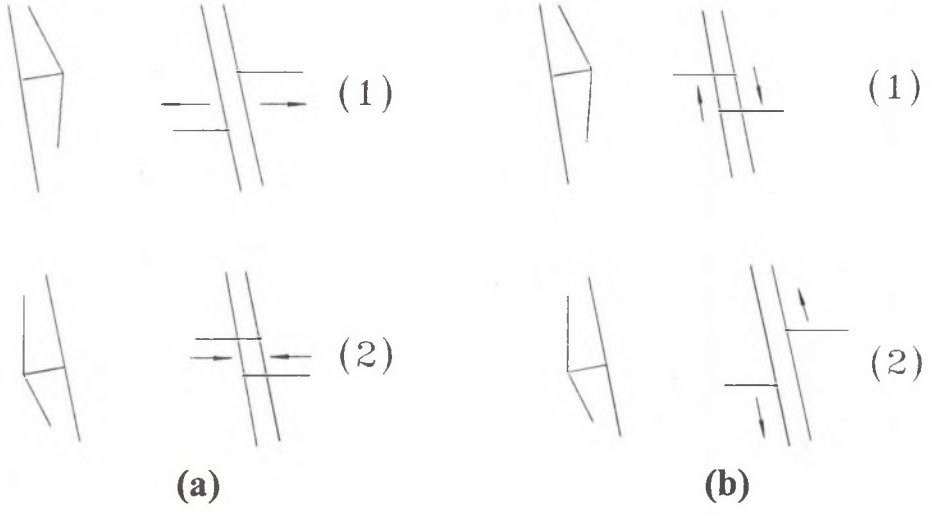


L_m = 600 m (5)



L_m = 1260 m (6)

Rys. 3. Naprężenia ścinające na uskokach dla sześciu kolejnych stadiów eksploatacji
Fig. 3. Shear stress distribution on the faults for six consecutive extraction stages

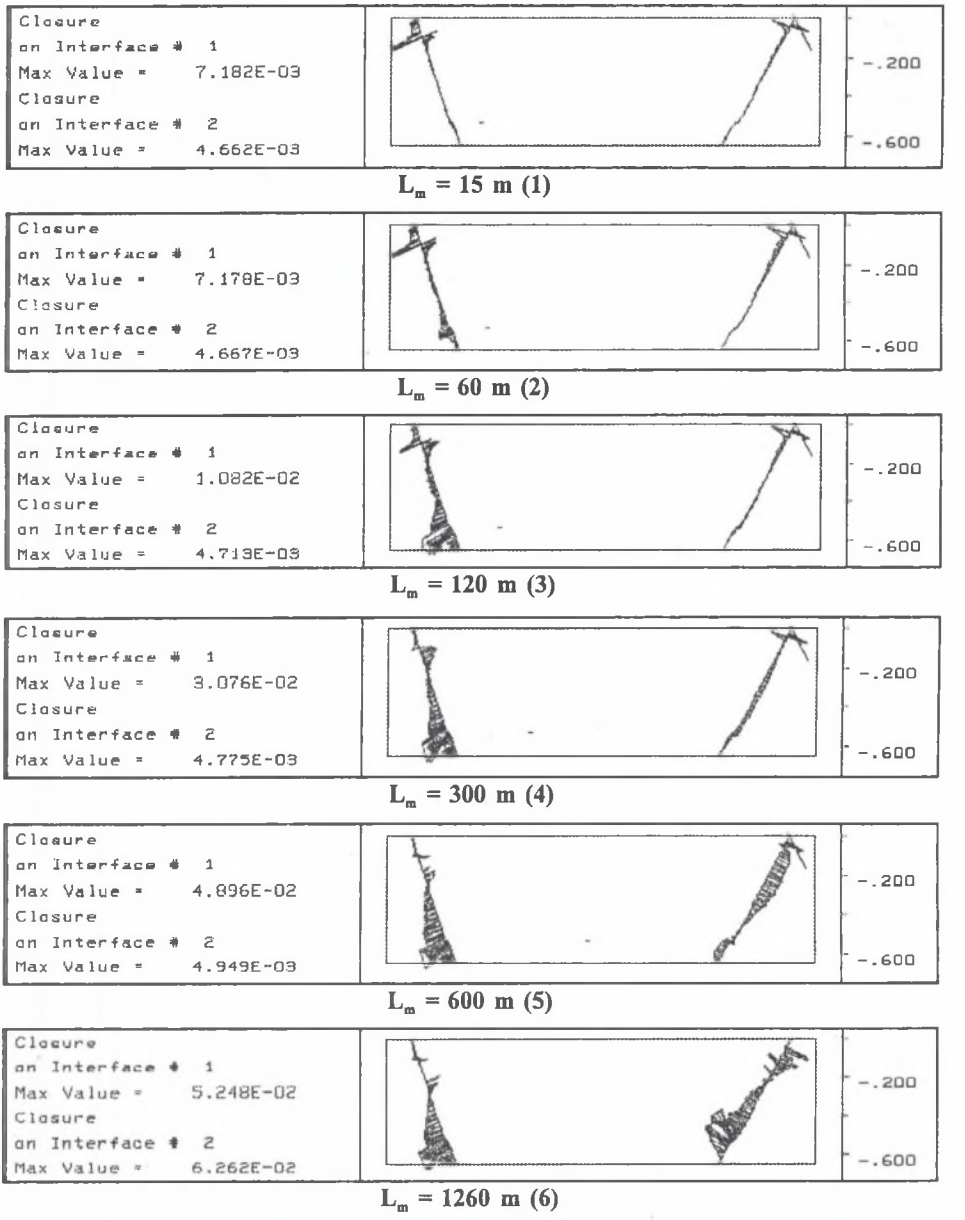


Rys. 4. Dwa przypadki rozwierania się/zamykania **(a)** oraz przesuwania się względem siebie **(b)** dwu stron powierzchni rozdziału (por. rys. 1); schemat objaśniający do wykresów na rysunku, odpowiednio, 5 i 6
Fig. 4. Two cases of opening/closure **(a)** and of relative shear displacement **(b)** along an interface (cf. Fig. 1); an explanatory schema to diagrams in Figure 5 and 6, respectively

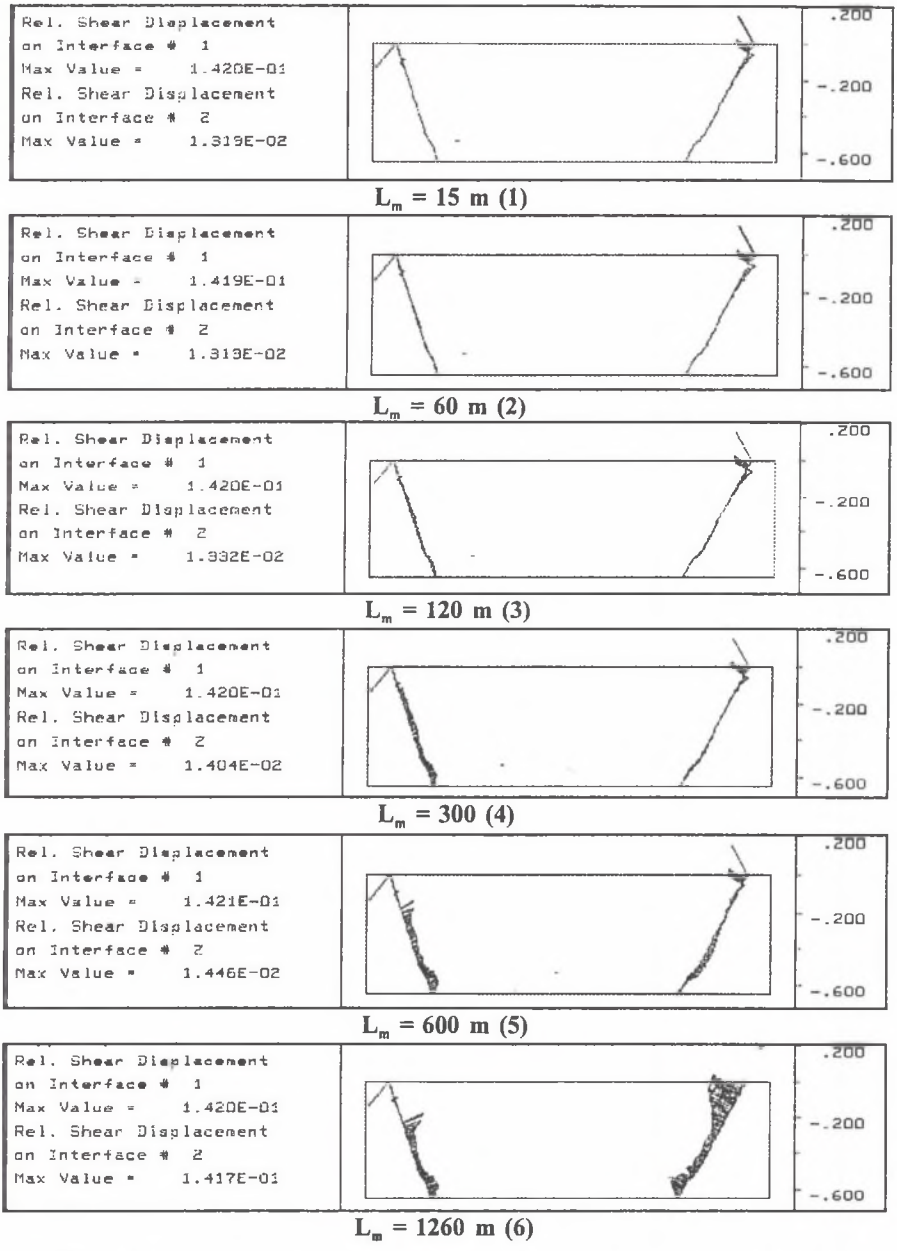
rosną do 19,4 MPa (rys. 2 (6)). Natomiast naprężenia normalne na uskoku "Wojciech" zmieniają się wyraźnie w miarę postępującej eksploatacji rosnąc od około 9,8 MPa na początku robót wybierkowych (rys. 2 (1)), poprzez 16,8 MPa na czwartym etapie eksploatacji (L_m = 300 m), do około 19,6 MPa na etapie ostatnim (L_m = 1260 m).

Podobnie niezależne od położenia frontu eksploatacji, dla $L_m \leq 600$ m, są naprężenia ścinające na uskoku "Jakub". Równe wtedy około 3,9 MPa rosną do 6,2 MPa (rys. 3 (6)) w ostatnim stadium eksploatacji. Stałą, ale znacznie słabszą, tendencję wzrostu wykazują natomiast naprężenia ścinające na uskoku "Wojciech". Zwiększają się one w miarę postępu robót wybierkowych od 3,3 MPa (dla L_m = 15 m) do 4,8 MPa (dla L_m = 1260 m).

Bardzo interesujący jest obraz zamykania się i otwierania szczelin uskokowych (rys. 5). Wyraźne uaktywnienie się uskoku "Wojciech" można zaobserwować już w drugim stadium eksploatacji (L_m = 60 m; rys. 5 (2)); na głębokościach odpowiadających mniej więcej głębokości eksploatacji szczelina uskokowa "Wojciech" ulega lekkiemu, nie przekraczającemu kilku milimetrów, zamknięciu. W miarę przesuwania się frontu eksploatacji

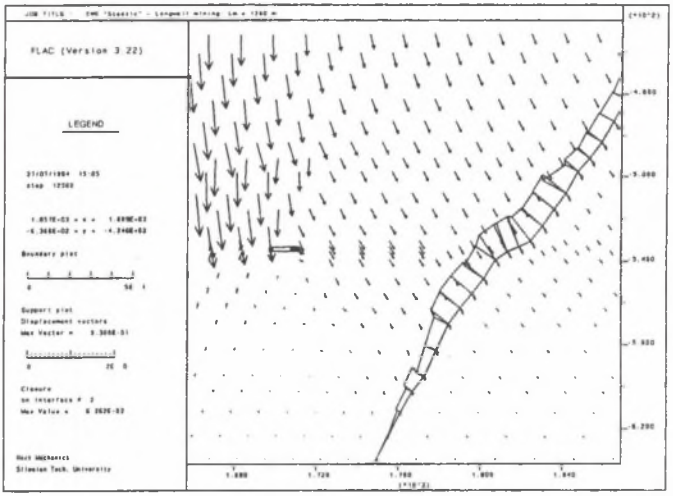


Rys. 5. Zamykanie się i rozwieranie uskoków w sześciu kolejnych stadiach eksploatacji
Fig. 5. Closure and opening of the faults in six consecutive extraction stages

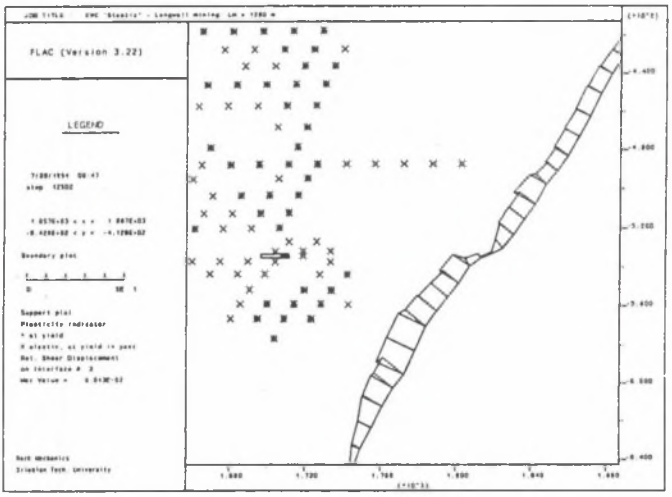


Rys. 6. Względne przemieszczenia wzdłuż powierzchni uskokowych w sześciu kolejnych stadiach eksploatacji

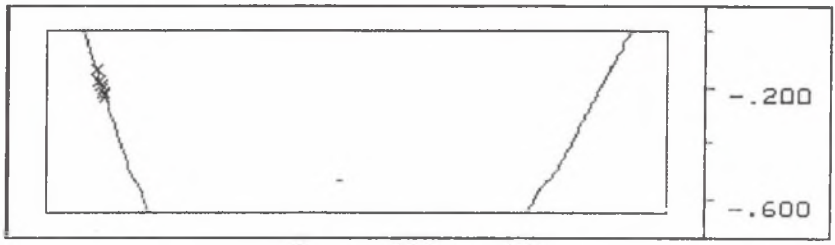
Fig. 6. Relative shear displacement on the faults in six consecutive extraction stages



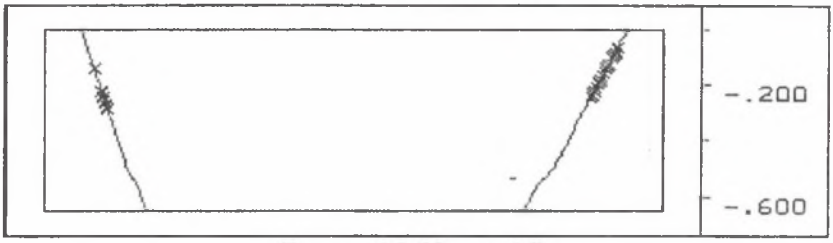
Rys. 7. Pole przemieszczeń w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska ścianowego oraz zamknięcie się uskoku "Jakub" po zakończeniu eksploatacji pokładu (6)
Fig. 7. Displacement field in a vicinity of the longwall working and closure of "Jakub" fault after finishing extraction of the seam (6)



Rys. 8. Strefa spękań w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska ścianowego i przemieszczenia ścian uskoku "Jakub" względem siebie po zakończeniu eksploatacji pokładu (6)
Fig. 8. Fracture zone in a vicinity of the longwall working and relative shear displacement along "Jakub" fault after finishing extraction of the seam (6)



L_m = 600 m (5)



L_m = 1260 m (6)

Rys. 9. Rejony poślizgu na uskokach w piątym i szóstym stadium eksploatacji
Fig. 9. Regions of slip on the faults in the fifth and sixth extraction stages

na wschód, w kierunku uskoku "Jakub", szczelina uskokowa "Wojciech" zamyka się coraz bardziej, i na ostatnim etapie eksploatacji zamknięcie to wynosi już około 5,2 cm (rys. 5 (6)).

Pewne "ożywienie" uskoku "Jakub" pojawia się dopiero na czwartym etapie eksploatacji (L_m = 300 m; rys. 5 (4)); szczelina uskokowa "Jakub" doznaje bardzo lekkiego, równego około 1 mm, rozwarcia. W piątym stadium eksploatacji (L_m = 600 m; rys. 5 (5)) rozwarcie to nieco powiększa się na odcinku uskoku sięgającym od głębokości około 450 m w górę, natomiast poniżej - na głębokościach bliskich głębokości eksploatacji - szczelina lekko zamyka się. Na ostatnim etapie eksploatacji (L_m = 1260 m; rys. 5 (6)) szczelina uskokowa "Jakub" ulega zamknięciu już na bardzo długim odcinku, w przedziale głębokości od około 200 m do około 640 m; największe zamknięcie wynosi około 6,3 cm (por. rys. 7).

Bardzo interesujący jest obraz przemieszczeń ścian szczelin uskokowych względem siebie (rysunki 6 i 8). Uskok "Wojciech" ożywia się na trzecim etapie eksploatacji (L_m = 120 m; rys. 6 (3)); skrzydło wiszące uskoku zaczyna przesuwać się w dół względem skrzydła zrzuconego. Ta tendencja przejawia się we wszystkich kolejnych stadiach eksploatacji, ale

nawet w stadium ostatnim (L_m = 1260 m; rys. 6 (6)) przesunięcie to nie przekracza dziesięciu centymetrów.

Bardzo słabe przemieszczenia względne wzdłuż powierzchni uskokowej "Jakub" pojawiają się dopiero w czwartym stadium eksploatacji (L_m = 300 m; rys. 6 (4)). W tym i następnym stadium eksploatacji skrzydło wiszące uskoku przemieszcza się w dół względem skrzydła zrzuconego. Gdy natomiast front robót, w ostatnim stadium (L_m = 1260 m; rys. 6 (6)), podchodzi w pobliże uskoku "Jakub", skrzydło zrzucone zaczyna się przemieszczać w dół względem skrzydła wiszącego. Przemieszczenie to sięga, na głębokości równej około 575 m, około 6 cm (por. rys. 8).

Jak pokazano na rysunku 9, poddane wpływom eksploatacji pokładu 352 uskoki "Wojciech" i "Jakub" doznały także deformacji nieciągłych. W piątym stadium eksploatacji (L_m = 600 m) doszło do przekroczenia wytrzymałości granicznej na ścinanie (por. rozdział 3) i poślizgu ścian uskoku "Wojciech" względem siebie. Poślizg ten nastąpił w górnej części uskoku, na odcinku obejmującym przedział głębokości od ok. 140 m do ok. 230 m. W szóstym stadium eksploatacji (L_m = 1260 m) odcinek ten wydłużył się, sięgając głębokości ok. 290 m. W tym ostatnim stadium eksploatacji wystąpił także poślizg wzdłuż uskoku "Jakub"; został nim objęty odcinek uskoku na głębokości od ok. 75 m do ok. 250 m.

W piątym i szóstym stadium eksploatacji wystąpiły, lokalnie, pęknięcia rozdzielcze (por. rozdział 3) i rozsunięcie się ścian uskoku "Wojciech". Po zakończeniu eksploatacji pokładu (L_m = 1260 m) rozerwanie i udrożnienie szczeliny uskokowej nastąpiło na odcinku w przedziale głębokości od ok. 110 m do ok. 240 m (por. rys. 2 (6) i 3 (6)).

6. UWAGI KOŃCOWE

Wykorzystując zdolność programu metody różnic skończonych *FLAC* do symulowania powierzchni rozdziału, wzdłuż których może dochodzić do poślizgów i/lub do pęknięcia rozdzielczego, zamodelowano dwa duże uskoki normalne, pomiędzy którymi prowadzona jest eksploatacja pokładu węgla systemem ścianowym z zawałem warstw stropowych.

Możliwość symulowania powierzchni rozdziału jest niezwykle cenna, szczególnie w przypadku zajmowania się ośrodkami skalnymi zaburzonymi nieciągłymi deformacjami tektonicznymi. Uskoki, szczególnie te, w których sąsiedztwie prowadzone są roboty

górnicze, mogą być bardzo niebezpieczne. Ich uaktywnienie się wskutek oddziaływania wpływów eksploatacji może prowadzić do wywołujących tąpania efektów dynamicznych natury sejsmicznej. Rozwierające się szczeliny uskokowe mogą stwarzać także zagrożenie wodne, ułatwiając migrację wód podziemnych do wyrobisk kopalnianych. Z drugiej strony, jak pokazaliśmy w poprzednim artykule [18], uskoki mogą odgrywać pozytywną z punktu widzenia inżynierii górniczej rolę, ograniczając - jak w przypadku uskoków "Wojciech" i "Jakub", pomiędzy którymi prowadzona jest eksploatacja pokładu 352 w polu "L" w KWK "Staszic" - zasięg niecki osiadania powierzchni terenu.

Model powierzchni rozdziału wbudowany w program metody różnic skończonych *FLAC* nie daje jednak możliwości pełnej analizy pola przemieszczeń w szczelinowatych, nieciągłych ośrodkach skalnych, w szczególności tych o budowie ziarnistej lub blokowej. Możliwość taką stwarza dopiero program metody elementów odrębnych *UDEC (Universal Distinct Element Code)*[2]. Podwaliny pod tę metodę położył dr P.A. Cundall w pracy [6][3]; nazwę "metoda elementów odrębnych" ("distinct element method") wprowadzili Cundall i Strack [8]. Nazwa ta odnosi się do programów komputerowych, w których stosowany jest bezpośredni, krokowy ("time-marching") schemat rozwiązywania równań ruchu. Programy te dopuszczają skończone przemieszczenia i rotacje ciał dyskretnych, włączając całkowite oderwanie się ich od siebie, oraz automatycznie rozpoznają nowe kontakty tych ciał w miarę postępowania obliczeń. Ciała mogą być sztywne lub odkształcalne; styki pomiędzy nimi są odkształcalne (por. m.in. [7, 15, 27]).

LITERATURA

[1] Amadei B. and Savage W.Z.: Effect of joints on rock mass strength and deformability. In *Comprehensive Rock Engineering*, Vol. 1 - *Fundamentals* (E.T. Brown, ed.), pp. 331-365. Pergamon Press, Oxford 1993.

---

[2] Znane są też inne programy tej klasy, np. *TRUBAL*, *DIBS* i *3DSHEAR* (patrz [27], t. I, s. 3-3).

[3] Pierwsza wersja programu *UDEC*, przeznaczonego do obliczania zadań płaskich, została wprowadzona na rynek przez firmę Itasca Consulting Group, Inc. z Minneapolis w 1983 roku. W tym samym roku rozpoczęto prace nad trójwymiarową wersją metody elementów odrębnych; program komputerowy *3DEC* pojawił się na rynku 5 lat później.

[2] Bandis S.C.: Engineering properties and characterization of rock discontinuities. In *Comprehensive Rock Engineering,* Vol. 1 - *Fundamentals* (E.T. Brown, ed.), pp. 155-183. Pergamon Press, Oxford 1993.

[3] Bandis S.C., Lumsden A.C. and Barton N.R.: Fundamentals of rock joint deformation. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* **20,** 249-268, 1983.

[4] Barton N.: The shear strength of rock and rock joints. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* **13,** 255-279, 1976.

[5] Barton N. and Stephansson O. (eds): *Rock Joints (Proceedings of the International Symposium on Rock Joints, Loen 1990),* 814 p. Balkema, Rotterdam 1990.

[6] Cundall P.A.: A computer model for simulating progressive large scale movements in blocky rock systems. In *Proceedings of the Symposium of the International Society for Rock Mechanics, Nancy 1971),* Vol. 1, Paper No. II-8, 1971.

[7] Cundall P.A. and Hart R.D.: Numerical Modeling of Discontinua. In *Comprehensive Rock Engineering,* Vol. 2 - *Analysis and Design Methods* (C. Fairhurst, ed.), pp. 231-243. Pergamon Press, Oxford 1993.

[8] Cundall P.A. and Strack O.D.L.: A discrete numerical model for granular assemblies. *Geotechnique* **29,** 47-65, 1979.

[9] Cunha A.P. (ed.): *Scale Effects in Rock Masses (Proceedings of the First International Workshop on Scale Effects in Rock Masses, Loen 1990),* 339 p. Balkema, Rotterdam 1990.

[10] Cunha A.P. (ed.): *Scale Effects in Rock Masses 93 (Proceedings of the Second International Workshop on Scale Effects in Rock Masses, Lisbon 1993),* 353 p. Balkema, Rotterdam 1993.

[11] Curran J.H. and Ofoegbu G.I.: Modeling discontinuities in numerical analysis. In *Comprehensive Rock Engineering,* Vol. 1 - *Fundamentals* (E.T. Brown, ed.), pp. 427-441. Pergamon Press, Oxford 1993.

[12] Desai C.S.: Constitutive modeling for rocks and joints with comments on numerical implementation. In *Comprehensive Rock Engineering,* Vol. 2 - *Analysis and Design Methods* (C. Fairhurst, ed.), pp. 31-48. Pergamon Press, Oxford 1993.

[13] *FLAC User's Manual* (3 vols): Itasca Consulting Group Inc., Minneapolis 1992.

[14] Goodman R.E.: The deformability of joints. In *Determination of the* In Situ *Modulus of Deformation of Rock.* ASTM Special Technical Publication 477, pp. 174-196. American Society for Testing and Materials, Philadelphia 1970.

[15] Hart R.D.: An introduction to distinct element modeling for rock engineering. In *Comprehensive Rock Engineering,* Vol. 2 - *Analysis and Design Methods* (C. Fairhurst, ed.), pp. 245-261. Pergamon Press, Oxford 1993.

[16] Kulatilake P.H.S.W., Ucpirti H., Wang S., Radberg G. and Stephansson O.: Use of the distinct element method to perform stress analysis in rock with non-persistent joints and to study the effect of joint geometry parameters on the strength and deformability of rock masses. *Rock Mech. Rock Engng.* **25** (4), 253-274.

[17] Kulhawy F.H.: Stress deformation properties of rock and rock discontinuities. *Eng. Geol.* **9,** 327-350, 1975.

[18] Kwaśniewski M. i Wang J.-A.: Symulacja komputerowa eksploatacji pokładu węgla systemem ścianowym z zawałem stropu, I. Pole przemięszczeń i strefy spękań w górotworze. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej,* nr 1256, seria *Górnictwo,* z. 221, Gliwice 1994.

[19] Kwaśniewski M. i Wang J.-A.: Symulacja komputerowa eksploatacji pokładu węgla systemem ścianowym z zawałem stropu, III. Wpływ prędkości eksploatacji na zachowanie się górotworu. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej,* nr 1256, seria *Górnictwo,* z. 221, Gliwice 1994.

[20] Kwaśniewski M., Wang J.-A. i Szutkowski I.: Badania nad własnościami i zachowaniem się skał spękanych oraz samych spękań w polu naprężeń ściskających (2 tomy). *Prace Instytutu Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Ochrony Powierzchni,* PC nr 231/CS6-9/92-93, 374 s., Gliwice 1993.

[21] Pande G.N.: Constitutive models for intact rock, rock joints and jointed rock masses. In *Comprehensive Rock Engineering,* Vol. 1 - *Fundamentals* (E.T. Brown, ed.), pp. 427-441. Pergamon Press, Oxford 1993.

[22] Pande G.N., Beer G. and Williams J.R.: *Numerical Methods in Rock Mechanics,* 327 p. John Wiley & Sons, Chichester 1990.

[23] Rossmanith H.P. (ed.): *Mechanics of Jointed and Faulted Rock (Proceedings of the International Conference on Mechanics of Jointed and Faulted Rock, Vienna 1990),* 994 p. Balkema, Rotterdam 1990.

[24] Rosso R.S.: A comparison of joint stiffness measurements in direct shear, triaxial compression, and *in situ. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* **13,** 167-172, 1976.

[25] Stephansson O. (ed.): *Fundamentals of Rock Joints (Proceedings of the International Symposium on Fundamentals of Rock Joints, Björkliden 1985),* 582 p. Centek Publishers, Luleå 1985.

[26] Swan G.: Determination of stiffness and other joint properties from roughness measurements. *Rock Mech. Rock Engng.* **16,** 19-38, 1983.

[27] *UDEC User's Manual* (2 vols): Itasca Consulting Group Inc., Minneapolis 1992.

Badania zrealizowano w ramach projektu celowego nr 231/CS6-9/92 finansowanego w latach 1992-1994 przez Komitet Badań Naukowych i KWK "Staszic".

Recenzent: Prof. dr hab. inż. Jan WALASZCZYK

Wpłynęło do redakcji we wrześniu 1994 r.

Abstract

The finite difference program *FLAC* makes it possible to model interfaces between two subregions of the finite difference grid which, characterized by the properties of cohesion, friction, normal stiffness, shear stiffness and tensile strength, have an ability for Coulomb sliding and/or tensile separation. Use was made of this possibility when constructing a

numerical model of strata in the vicinity of the extraction panel 1003 in seam 352 in "Staszic" coal mine for the purpose of studying the changes of the displacement and stress state taking place with the advancement of the longwall face in the seam excavated with roof caving.

It is a two-dimensional model covering rock mass area 2250 m wide by 650 m thick, separated into three parts by two large normal faults: "Wojciech" in the west and "Jakub" in the east. Longwall extraction of the seam was conducted in the central part of this area, from "Wojciech" fault towards "Jakub" fault in a panel 1260 m long.

The values of the material constants, characterizing the mechanical properties of the faults "Wojciech" and "Jakub" are given in Table 1. The data come principally from the experimental laboratory tests carried out by the authors of this paper, on the deformational and strength properties of fractured rocks from the rock mass in the extraction panel 1003 in the "Staszic" coal mine.

To study the changes of the stress and displacement field in the rock mass, taking place with the advancement of the mining face in seam 352, longwall extraction of the seam with roof caving was simulated. Modelled were six stages of mining to which corresponded extraction of the seam over a section of the length (L_m) equal to 15 m, 60 m, 120 m, 300 m, 600 m, and 1260 m, respectively (cf. [18]).

The changes of the state of stress and displacement along the faults, accompanying the mining, and particularly the normal displacements (closure and opening of fault fissures) and the relative shear displacement along the fault surfaces were analyzed.

The computation results have been presented graphically in Figures 2 and 3, and 5 - 9. They show the marked activation of the fault "Wojciech" already in the second stage of mining (L_m = 60 m). A certain "animation" of the fault "Jakub" appeared only in the fourth stage of mining (L_m = 300 m); the fault experienced a very small, equal to about 1 mm, opening (Fig. 5 (4)). With the progressing extraction of the seam (fifth stage - L_m = 600 m and sixth stage - L_m = 1260 m) the opening increased a little, but only in the upper, reaching the ground surface, part of the fault. At the depths close to the depth of mining (535 m) the fault was subject to closure which reached the maximum of 6.3 cm (Fig. 5 (6) and 7).

In the fifth and sixth stage of mining there appeared locally, in the depth interval from about 75 m to about 300 m, discontinuous deformations along the faults: a slip of the fault faces (Fig. 9) and - only in the fault "Wojciech" - extension fracture and separation of the fault faces (cf. Fig. 2 and 3).