

Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica
Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
Katedra Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki

Rozprawa doktorska

**WPLYW ZASZŁOŚCI EKSPLOATACYJNYCH ORAZ
AKTYWNOŚCI SEJSMICZNEJ GÓROTWORU NA
UTRZYMANIE WYROBISK PRZYGOTOWAWCZYCH
W POKŁADACH WĘGLA KAMIENNEGO**

Mgr inż. Sławomir Olechowski

Promotor: Prof. dr hab. inż. Tadeusz Majcherczyk

Kraków 2007

SPIS TREŚCI

1. Wstęp	4
2. Cel i zakres pracy	5
3. Czynniki wpływające na stateczność wyrobisk korytarzowych ze szczególnym uwzględnieniem zjawisk dynamicznych	7
3.1. Stateczność chodników przyścianowych	11
3.1.1. Aktywność sejsmiczna a obciążenie dynamiczne obudowy	14
4. Sposoby wzmocnienia górotworu i obudowy wyrobisk przyścianowych.....	19
5. Charakterystyka miejsc badań i zastosowanych metod pomiarowych	25
5.1. Warunki górniczo – geologiczne w wyrobiskach poddanych obserwacjom	26
5.1.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1	28
5.1.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1.....	32
5.1.3. Chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1	35
5.2. Charakterystyka zastosowanych metod badawczych	39
5.2.1. Pomiary geodezyjne	39
5.2.2. Pomiary rozwarstwień	41
5.2.3. Pomiary penetrometryczne	43
5.2.4. Pomiary endoskopowe zasięgu strefy spękań	46
5.2.5. Pomiary aktywności sejsmologicznej i sejsmoakustycznej	47
6. Wyniki badań in situ	50
6.1. Pomiary geodezyjne.....	53
6.1.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1	53
6.1.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1.....	55
6.1.3. Chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1	57
6.2. Endoskopowe pomiary zasięgu strefy spękań.....	60
6.2.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1	61
6.2.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1.....	62
6.3. Pomiary rozwarstwień	64
6.3.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1	64
6.3.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1.....	70
6.3.3. Chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1	76
6.4. Pomiary aktywności sejsmoakustycznej.....	82
6.4.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1	82
6.4.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1.....	83
6.4.3. Chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1	85
6.5. Pomiary sejsmologiczne	87
6.5.1. Aktywność sejsmiczna spowodowana eksploatacją pokładu 703/1 ścianą V-E1	88
6.5.2. Aktywność sejsmiczna spowodowana eksploatacją pokładu 703/1 ścianą I-E-E1	93

6.5.3. Aktywność sejsmiczna spowodowana eksploatacją pokładu 703/1 ścianami I-E1 oraz II-E1	97
7. Analiza wyników pomiarów kopalnianych	100
8. Metodyka określania stref szczególnego zagrożenia deformacjami obudowy.....	118
9. Podsumowanie i wnioski końcowe	128
LITERATURA	131

1. WSTĘP

Obserwacje w naturze wskazują, że eksploatacji górniczej w kopalniach podziemnych prowadzonej na coraz większych głębokościach, towarzyszy wzrost zagrożeń naturalnych, co wpływa w istotny sposób na utrzymanie wyrobisk przygotowawczych. Naruszenie pierwotnej równowagi górotworu podczas eksploatacji pokładów węgla, prowadzi do zmiany stanu naprężeń, a w konsekwencji do pękania, załamywania i przemieszczania się warstw skalnych. Charakterystycznym objawem zjawisk dynamicznych jest wzrost aktywności sejsmicznej górotworu, co jest rejestrowane najczęściej w postaci zwiększonej liczby wstrząsów.

Procesy dynamiczne stanowią źródło emisji drgań sprężystych i mogą spowodować negatywne skutki w wyrobiskach górniczych, w tym także w obudowie górniczej. Największy wpływ aktywności sejsmicznej na zachowanie się wyrobisk obserwuje się w chodnikach przyścianowych. Każdego roku stacje geofizyki górniczej, znajdujące się w kopalniach węgla kamiennego, rejestrują tysiące wstrząsów o energii rzędu od 10^2 J do 10^7 J, które mają mniejszy lub większy wpływ na utrzymanie wyrobisk przyścianowych. Istotnym czynnikiem, mającym wpływ na zmniejszenie skutków wywołanych dynamicznymi oddziaływaniami górotworu na obudowę, jest prawidłowe jej zaprojektowanie i wykonanie.

Procentowy udział wydobycia z pokładów zagrożonych zjawiskami dynamicznymi w ciągu ostatnich pięciu lat utrzymuje się na stałym poziomie i wynosi około 40%. Także nie maleje poziom aktywności sejsmicznej. Dane te potwierdzają tezę, że w polskich kopalniach węgla kamiennego na utrzymanie wyrobisk przygotowawczych, a więc i na wzrost bezpieczeństwa pracy, ma wpływ nie tylko odpowiednio dobrana obudowa, ale także zmieniające się warunki górnicze. W szczególności dotyczy to oddziaływania zaszłości eksploatacyjnych oraz wzrostu aktywności sejsmicznej w górotworze.

Powyższe stwierdzenia stanowiły inspirację do podjęcia prac badawczych „in situ”, mających na celu określenie wpływu zaszłości eksploatacyjnych oraz aktywności sejsmicznej górotworu na wyrobiska, znajdujące się w konkretnych warunkach górniczo-geologicznych.

2. CEL I ZAKRES PRACY

Podjęty w niniejszej pracy temat dotyczy utrzymania wyrobisk przygotowawczych w warunkach oddziaływania postępującej eksploatacji pokładów węgla. Przyjęte określenie utrzymania wyrobiska przygotowawczego oznacza zapewnienie wymaganych wymiarów i kształtów wyrobiska w całym okresie jego użytkowania oraz wypełnienie funkcji wentylacyjnych i transportowych. Spełnienie powyższych warunków jest szczególnie trudne w odniesieniu do chodników przyścianowych, bowiem ich gabaryty w poszczególnych fazach eksploatacji ulegają znacznemu zmniejszeniu. Ze względów zarówno ekonomicznych, jak i techniczno-ruchowych, często chodnik przyścianowy wykorzystywany jest dwukrotnie, raz pełniąc rolę chodnika podścianowego dla jednej ściany, a następnie nadścianowego dla kolejnej ściany. W danych warunkach górniczo-geologicznych zachodzi więc potrzeba zastosowania takiej metody wzmocnienia obudowy chodnika w miejscach narażonych na oddziaływanie wstrząsów górotworu oraz zwiększonych naprężeń, która zapewni utrzymanie wyrobiska w długim okresie czasu.

W pracy przedstawiono wyniki szczegółowej analizy oddziaływania wstrząsów górotworu, prędkości postępu eksploatacji oraz zaszłości eksploatacyjnych na obudowę wyrobisk przyścianowych w warunkach kopalni węgla kamiennego „Rydułtowy-Anna”. Praca zawiera wyniki pomiarów wykonanych w warunkach naturalnych oraz wyniki badań laboratoryjnych.

W ramach pomiarów kopalnianych:

- określono litologię i wytrzymałość warstw skalnych,
- wykonano pomiary konwergencji wyrobisk,
- przeprowadzono pomiary zasięgu strefy spękań w stropie za pomocą rozwarstwieniomierzy, ekstensometrów oraz endoskopu,
- wykonano pomiary aktywności sejsmicznej oraz sejsmoakustycznej górotworu,
- przeprowadzono wizualną ocenę zachowania się obudowy.

Badania laboratoryjne sprowadzały się do określenia parametrów geomechanicznych warstw skalnych, zalegających w otoczeniu analizowanych wyrobisk.

Na podstawie pomiarów laboratoryjnych i kopalnianych dokonano wyboru czynników wpływających na zagrożenie deformacjami obudowy wyrobisk przygotowawczych. Pozwoliło to na określenie lokalizacji miejsc szczególnie narażonych na deformację obudowy.

Uzyskane wyniki badań oraz ich szeroka analiza pozwoliły na sformułowanie następującej tezy:

Istnieje możliwość opracowania metodyki pozwalającej na wyznaczenie w wyrobiskach przyścianowych stref, które będą szczególnie trudne do utrzymania ze względu na zaszłości eksploatacyjne oraz aktywność sejsmiczną, a obudowa podporowa tam znajdująca się wymagała będzie wyprzedzającego wzmocnienia.

3. CZYNNIKI WPLYWAJĄCE NA STATECZNOŚĆ WYROBISK KORYTARZOWYCH ZE SZCZEGÓLNYM UWZGLĘDNIENIEM ZJAWISK DYNAMICZNYCH

Jak wynika z wcześniejszych rozważań podstawowym warunkiem utrzymania wyrobiska korytarzowego jest zachowanie jego stateczności. Przyjmuje się, że wyrobisko jest stateczne, gdy procesy mechaniczne zachodzące w układzie obudowa – górotwór mają kontrolowany przebieg. Ponadto obciążenia, jakim poddany jest dany układ, są mniejsze od obciążeń dopuszczalnych, a przemieszczenia konturu mniejsze od przemieszczeń prognozowanych (Biliński & Kostyk 1994, Chudek 1986, Health and Safety Commission 1999, Kidybiński 1982, Kłeczek 1995, Korzeniowski 2006, Majcherczyk et al. 2006, Wilson 1982).

Powyższe dotyczy w szczególności utrzymania wyrobisk przygotowawczych będących drogami transportowymi lub wentylacyjnymi podczas eksploatacji pokładów węgla. Według Leksykonu Górniczego (Olszewski et al. 1989) utrzymanie wyrobiska górniczego jest pojęciem obejmującym ogół czynności zapewniających funkcjonalność wyrobiska, przy czym polegają one na opanowaniu ciśnienia górotworu, odwadnianiu, przewietrzaniu, utrzymaniu czystości itp. Z punktu widzenia geomechaniki zasadne jest aby badania nad utrzymaniem wyrobisk korytarzowych ograniczyć do oceny ich stateczności. W niniejszej pracy przedstawiono wyniki badań mających na celu określenie zdolności wyrobisk korytarzowych do zachowania ich kształtu i położenia wbrew działającym siłom, dążącym do zmiany istniejącego stanu

W zasadzie czynniki wpływające na zachowanie stateczności wyrobiska można podzielić na naturalne i górniczo-techniczne. Do naturalnych można zaliczyć:

- rodzaj skał i ich pochodzenie,
- własności fizykomechaniczne skał,
- własności reologiczne skał,
- nachylenie warstw górotworu względem wyrobiska,
- zawodnienie górotworu,
- głębokość zalegania pokładu,
- zaburzenia tektoniczne.

Spośród czynników górniczo-technicznych wymienić można:

- sposób urabiania skał,
- kształt i wielkość przekroju poprzecznego,
- konstrukcję zastosowanej obudowy i dokładność jej wykonania,

- czas istnienia wyrobiska,
- lokalizację wyrobiska względem innych wyrobisk.

Właściwa ocena wymienionych powyżej czynników daje możliwość ograniczania wielkości odkształceń konturu wyrobiska oraz zastosowanej w nim obudowy. Prognozowanie stanu naprężenia i odkształcenia wokół wyrobisk podziemnych, w celu bezpiecznego prowadzenia robót górniczych musi być zatem wykonywane indywidualnie dla każdego wyrobiska, przy ujęciu lokalnych warunków górniczo-geologicznych (Bigby & Cassie 2003, Biliński 1986, Chudek 2002, Whyatt et al. 1995, Kowal & Piwowarczyk 1994, Kowal 1995, Krzysztoń & Carvajal 1998, Levkin & Iofis 1995, Tajduś et al. 2004, Tajduś & Cała 1999, 2003, Zorychta 1995).

Proces utraty stateczności, przejawiający się bądź to zniszczeniem obudowy, bądź też nadmiernym jej przemieszczeniem, spowodowany jest przede wszystkim zjawiskami zachodzącymi w samym górotworze otaczającym wyrobisko. Ze względu na charakter tych zjawisk można dokonać ich umownego podziału na zjawiska powolne związane z reologicznymi własnościami skał i zjawiska gwałtowne, których przyczyna tkwi w nagłym wyzwaniu uprzednio nagromadzonej w górotworze energii i jej zamianę w energię skutków. Jeśli te dwa rodzaje zjawisk zachodzących w górotworze powiązać z potencjalną możliwością utraty stateczności wyrobiska górniczego, to w przypadku pierwszym mamy do czynienia z postępującymi w czasie przemieszczeniami konturu wyrobiska, które przy niedostatecznej podatności obudowy spowodują stopniową deformację, nie wyłączając w skrajnym przypadku jej zniszczenia (Chudek et al. 1999).

W drugim przypadku mamy do czynienia z procesem gwałtownej utraty stateczności wyrobiska, objawiającym się ruchem skał do wyrobiska.

Ruch mas skalnych wokół wyrobiska powoduje zdeformowanie lub zniszczenie obudowy. Istotną rolę odgrywają tu własności wytrzymałościowe górotworu. Wokół wykonanego wyrobiska ustala się pewien stan równowagi wtórnej. W początkowej fazie istnienia wyrobiska można przyjąć, że istnieje liniowa zależność pomiędzy naprężeniem a odkształceniem. W końcowej fazie kształtowania się stanu równowagi na ogół występuje kruchy stan zniszczenia górotworu wokół wyrobiska. Pomiedzy tymi dwoma stanami można wyróżnić stany pośrednie. Proces tworzenia się poszczególnych stanów masywu skalnego, prędkość, zasięg oraz rozmiar efektów jest na ogół zróżnicowany i zależy od własności górotworu (Bieniawski 1989, Butra & Orzepowski 2001, Kłeczek 1995, Majcherczyk 2000,

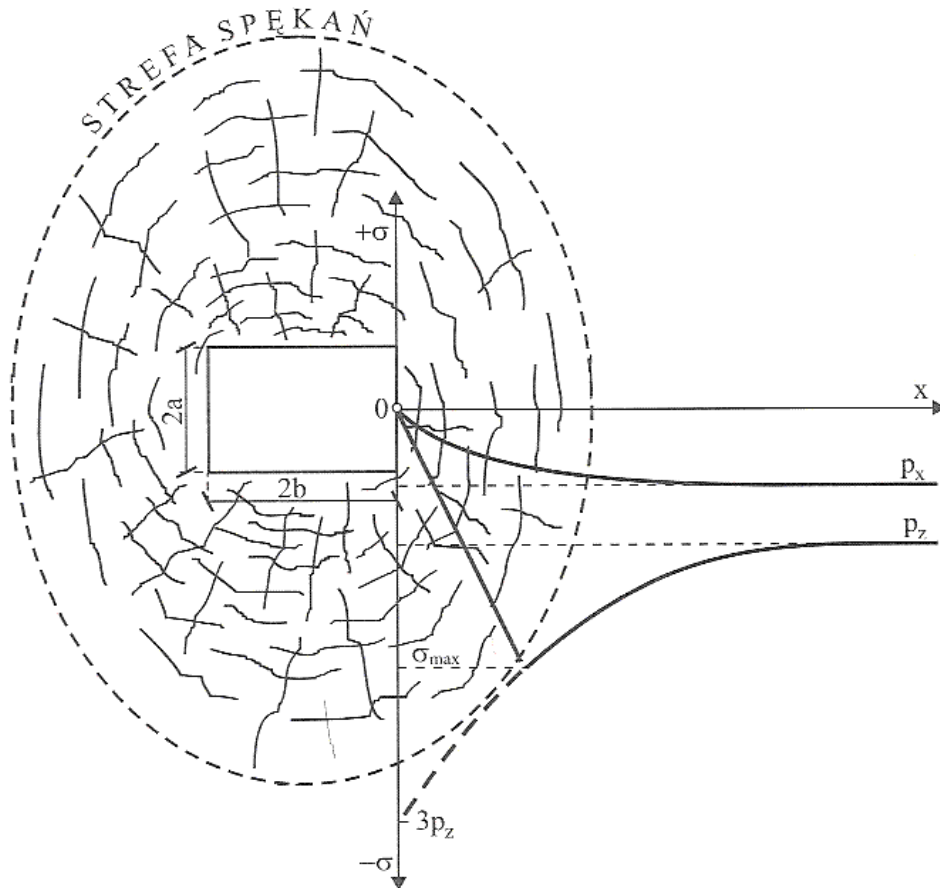
Majcherczyk & Małkowski 2001, Niedbalski et al. 2003, Pilecki 2002, Płaneta et al. 2000, Sałustowicz 1968, Seto et al. 1996, Sheorey 1997, Tajduś 1990, Tajduś et al. 2003).

Zmniejszanie się konturu wyrobiska korytarzowego objawia się poprzez obniżanie się warstw stropowych, wypiętrzanie spagu oraz deformowanie ociosów (Majcherczyk et al. 2005, Nawrat & Straś 1996). Jest to proces zmienny w czasie zależny od wielu czynników. Jednym z nich jest głębokość eksploatacji, a jej zwiększenie powoduje wzrost wartości przemieszczeń konturu wyrobiska.

Ponadto wyrobiska, będące pod wpływem zaburzeń tektonicznych oraz dokonanej lub też bieżącej eksploatacji, narażone są na gwałtowne deformacje (Chudek & Zorychta 1996). Strefa zniszczenia powstaje najczęściej w skałach stropowych, a w przypadku istnienia zaburzeń geologicznych lub krawędzi związanych z eksploatacją, zasięg tej strefy wokół wyrobiska może być znaczny. Krawędzią może być bieżące położenie frontu ściany, zatrzymanie postępu frontu ściany, granica pomiędzy eksploatacją podsadzkową a zawałową lub też granica wyeksploatowanej parceli wybierkowej. Ich występowanie, ze względu na wykonywane prace górnicze jest nieuniknione. Strefę zniszczenia mogą powodować także tzw. krawędzie czasowe (Goszcz 2004). Pod tym pojęciem rozumie się linie, na których eksploatacja została zatrzymana na pewien czas.

Istotnym jest, że miejsce występowania pierwszych pęknięć warstw skalnych w stropie zmienia swoje położenie w stosunku do czoła przodka w miarę zwiększania się wybiegu ściany. Początkowo miejsce to znajduje się nad wybraną przestrzenią, następnie przesuwa się ono w kierunku czoła przodka, aby wreszcie przesunąć się przed front ściany. Można więc przyjąć, że wraz z frontem eksploatacji przesuwa się drugi front, będący miejscem geometrycznym odległości pierwszych spękań górotworu od czoła ściany. Stanowi on granicę pomiędzy stropem spękanym a niespękanym (Biliński et al. 1996). Można go określić jako pewnego rodzaju powierzchnię graniczną oddzielającą górotwór odprężony. Rozważania te dotyczą również chodników przyścianowych, które stanowią niejako przedłużenie wyrobiska ścianowego.

Jak już wcześniej zaznaczono, przy dużej głębokości zalegania naprężenia wokół wyrobiska przyjmują wysokie wartości. Następuje wówczas przekroczenie granicy wytrzymałości skał i powstanie strefy odkształceń plastycznych oraz strefy spękań w ociosach wyrobiska. Jej zasięg zależy od głębokości zalegania wyrobiska oraz własności wytrzymałościowych skał zalegających wokół niego (rys. 3.1).



Rys. 3.1. Rozkład naprężeń wokół wyrobiska korytarzowego wraz ze strefą spękań (Goszcz 2004)

Na skutek spękania warstwy skalne tracą swoją ciągłość fizyczną, zachowując jedynie ciągłość geometryczną. Przechodzą przy tym w zbiór elementów w kształcie zbliżonym do równoległobianów, szczepionych ze sobą i wzajemnie do siebie dociskanych siłami poziomymi powstającymi w wyniku odkształceń objętościowych. W skałach słabszych mogą prowadzić do rozwarstwień, zwłaszcza, że wytrzymałość osadowych skał karbońskich w płaszczyznach równoległych do uwarstwienia jest zawsze mniejsza niż w kierunku prostopadłym (Jędryś 2002, Jing 2003).

Uwarstwienie skał przyspiesza proces tworzenia się strefy spękań nad wyrobiskiem. Granice litologiczne oraz powierzchnie laminacji stanowią miejsca o małej spójności, gdzie rozwarstwianie się skał stropowych może powodować nawet sama siła ciężkości. W takim przypadku na powstawanie strefy spękań nad wyrobiskiem wpływ mają nie tylko poziome naprężenia rozciągające, ale również naprężenia powstające przy grawitacyjnym zginaniu odspojonych warstw skalnych.

Należy zauważyć, że w skałach osadowych występuje szereg spękań różnie zorientowanych. Jeżeli gęstość spękań zorientowanych poprzecznie do uławicenia jest duża,

wówczas wytrzymałość skał, w kierunku do nich prostopadłym może wynosić nawet zero. W takich warunkach strefa spękań rozwija się bardzo szybko do granicy sklepienia ciśnień i po krótkim czasie odsłonięcia, skały mogą przechodzić w stan zniszczenia (Evans 1975, Kidybiński 1982).

Naturalna powierzchnia nieciągłości nigdy nie jest idealnie równa. Jej nierówności są głównym czynnikiem utrzymującym spękaną masę skalną w położeniu równowagi (Barton, 1973, Cieślik et al. 2001, Hoek 1998, Hoek et al. 1995, Singh & Goel 1999). Jeżeli na powstałe w wyniku spękań bloki skalne działają naprężenia normalne, to na kontakcie warstw skalnych działają naprężenia styczne. O tym jak duże będzie naprężenie styczne, utrzymujące spękany górotwór w położeniu równowagi decyduje charakter powierzchni nieciągłości.

Jako przyczyny utraty stateczności wyrobisk korytarzowych można więc uznać:

- pozostawienie wyrobiska bez obudowy w warunkach, w których obudowa ta jest niezbędna,
- niewłaściwy wybór wielkości przekroju poprzecznego i kształtu,
- niewłaściwy dobór obudowy,
- błędy w wykonaniu zaprojektowanej obudowy,
- wpływ wyrobisk sąsiednich,
- wpływ zalegających wyżej lub niżej resztek pokładów lub pozostawionych filarów,
- nagłe zmiany warunków wodnych lub termicznych w górotworze otaczającym wyrobisko,
- wpływ zjawisk dynamicznych zachodzących w górotworze (wstrząsy, tąpnięcia, wybuchy lub wyrzuty gazów i skał),
- nagłe zmiany stosunków wodnych w górotworze o budowie ziarnisto-sypkiej.

Określenie wpływu wszystkich wyżej wymienionych czynników jest zadaniem niezbędnym do prawidłowego funkcjonowania wyrobiska, jednak o roli poszczególnych parametrów w procesie utrzymania wyrobiska decydują lokalne warunki geologiczne i sytuacja górnicza.

3.1. STATECZNOŚĆ CHODNIKÓW PRZYŚCIANOWYCH

Chodniki przyścianowe należą do grupy wyrobisk korytarzowych najczęściej wykonywanych w kopalniach węgla kamiennego dla przygotowania frontu eksploatacji ścianowej. W nich to bowiem prowadzone są podstawowe czynności technologiczne,

niezbędne dla utrzymania ruchu wyrobiska ścianowego takie jak: dostarczenie świeżego powietrza, odprowadzenie zużytego powietrza, transport materiałów i urobku, ruch załogi, dostarczenie energii oraz innych mediów itp. (Drzęzła et al. 2000, Duży 2001a, Wichur & Gruszka 2000, 2001).

Chodniki przyścianowe znajdują się w strefie silnego oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego. Dodatkowo na stan naprężenia ma wpływ odległość krawędzi (w pionie i poziomie), miąższość wyeksploatowanych pokładów, czas zakończenia eksploatacji, sposób wypełnienia zrobów, rodzaj skał stropowych i spągowych otaczających wyeksploatowane pokłady (Cała et al. 2004, Chudek 1986, Gale & Blackwood 1987, Kidybiński 2005, 2006, Hałat 2000). Wynikiem takiego stanu naprężenia są ruchy górotworu obserwowane w wykonanych wyrobiskach, a szczególnie utrzymywanych w długim okresie czasu (Rułka et al. 1983). Zmniejszenie się przekroju poprzecznego wyrobiska może w poważnym stopniu zakłócić jego funkcjonalność. Wszystkie działania w zakresie doboru obudów dla wyrobisk korytarzowych koncentrują się więc na poszukiwaniu rozwiązań, które będą spełniały wszelkie normy bezpieczeństwa. Utrzymanie stateczności wyrobisk wymaga prowadzenia dodatkowych działań, mających na celu wzmocnienie odporności obudowy, szczególnie w rejonach występowania największych obciążeń obudowy ze strony deformującego się górotworu (Biliński & Kostyk 1993, Biliński 1999, Domańska 2002, Domańska & Wichur 2002, Ficek & Kalrus 2001, Tajdus & Cała 2000). Utrzymanie chodników wymaga wówczas dodatkowych kosztów związanych z ich wzmocnieniem, które sięgają nawet 30% kosztów wykonania samego wyrobiska.

Źle utrzymane chodniki przyścianowe wpływają na obniżenie wyników produkcyjnych ściany oraz bezpieczeństwa pracy w jej rejonie. Zmniejszone przekroje użyteczne chodników ograniczają transport do i ze ściany, utrudniają jej przewietrzanie, dojście i wyjście załogi, a także zmuszają do prowadzenia w takich chodnikach przebudowy i pobierek spągu, często nawet kilkakrotnie w trakcie użytkowania chodnika. Wszystko to powoduje obniżenie wyników produkcyjnych ścian nawet o 50% w porównaniu z rejonami, gdzie problemy z utrzymaniem chodników przyścianowych nie występują. W kopalniach, gdzie eksploatacja pokładów prowadzona jest przy niekorzystnych warunkach stropowych, długość przebudowywanych rocznie wyrobisk korytarzowych sięga 50÷60 km.

Podstawową bazą do poszukiwania nowych rozwiązań w zakresie zachowania stateczności i funkcjonalności wyrobisk chodnikowych były i są przede wszystkim wyniki pomiarów „in situ” na stanowiskach badawczych, na których prowadzi się pomiary pionowego i poziomego zaciskania wyrobisk, rozwarstwień skał w otoczeniu wyrobisk,

zeszczelinowania skał stropowych, a także badania parametrów wytrzymałościowych skał realizowane za pomocą penetrometru otworowego (Bigby et al. 2004, Brown 1981, Gale 1999, Majcherczyk et al. 1999, 2003, 2004, Małkowski 2003, Koerner et al. 1981, Kortas 2002, Polok et al. 1996, Zastawny 1997).

Pogarszające się warunki eksploatacji, spowodowane między innymi wieloletnią eksploatacją oraz sukcesywnym zmniejszaniem się zasobów naturalnych, sprawiają, że wpływ zaszłości eksploatacyjnych na kształtowanie się stanu naprężeń, a co za tym idzie tąpnięciami, pogłębia się. Prowadzenie bezpiecznej eksploatacji górniczej wymaga czasami pozostawienia niewybranych części złoża, które tworzą zaszłości eksploatacyjne i w sposób niekorzystny oddziałują na górotwór otaczający wyrobiska, a tym samym na obudowę i parametry techniczno-ruchowe wyrobisk. Rodzi to problemy związane z utrzymaniem wyrobisk oraz nasileniem się aktywności sejsmicznej w danym rejonie. Zaszłości eksploatacyjne, będące wynikiem prowadzonych robót górniczych, wywołują zmiany w stanie naprężenia górotworu. Strefy występowania podwyższonych naprężeń towarzyszą filarom i resztkom tworzącym krawędzie. Obszary odprężone znajdują się w strefie oddziaływania zrobów. Pozostawione resztki są miejscem koncentracji naprężeń, przy czym anomalny stan naprężeń nie ogranicza się tylko do pokładu, lecz obejmuje roboty górnicze prowadzone w sąsiedztwie resztek. Statystyki wykazują, że podczas zbliżania się do krawędzi eksploatacyjnych lub przy prowadzeniu robót nad lub pod krawędzią, istnieje zwiększone ryzyko wystąpienia wstrząsów.

Generalnie obserwuje się wyraźny wpływ eksploatacji na rozkład naprężeń zarówno w bezpośrednim sąsiedztwie eksploatowanego pokładu, jak i w warstwach odpowiedzialnych za generowanie wstrząsów wysokoenergetycznych, a zalegających nawet w znacznej odległości od eksploatowanego pokładu (Majcherczyk et al. 2002, 2004).

Wstrząsy górotworu występują w sytuacjach, gdy własności fizyczne ośrodka skalnego sprzyjają akumulacji energii sprężystej i jej gwałtownemu wyzwaleniu (Dubiński 1990, Dubiński & Konopko 2000, Kidybiński 1994, Kidybiński & Szedel 1994, Tajduś & Cała 1996). Zjawisko to połączone jest zazwyczaj z pękaniem, załamywaniem i przemieszczaniem się warstw skalnych. Wymienione procesy dynamiczne stanowią źródło emisji drgań sprężystych. Dla wyznaczenia stref zwiększonego zagrożenia wstrząsami w obszarze oddziaływania krawędzi eksploatacyjnych wykorzystuje się najczęściej obserwacje sejsmologiczne i sejsmoakustyczne.

Zmiana układu równowagi w danym rejonie powstała na skutek przemieszczania się frontu ścianowego, powoduje zmiany aktywności sejsmicznej w rozpatrywanym rejonie

kopalni. Jest to aktywność obserwowana, zależna od poziomu detekcji (aparatury i oprogramowania) oraz od poziomu szumów (zakłóceń) w miejscu obserwacji (Dubieński 1997, Dubieński et al. 1999, Dubieński & Mutke 1997, Drzęzła 1991, 1994). Większość wstrząsów nie powoduje poważnych skutków w czynnych wyrobiskach górniczych. Jednakże drgania wywołane przez wstrząsy górnicze, które rozchodzą się w formie fali sejsmicznej, oddziałują w dłuższym okresie czasu na wyrobiska (Dubieński et al. 1996, 2001, Homel et al. 1994). Wyrobisko górnicze stanowi układ mający określoną odporność dynamiczną. W przypadku wystąpienia wstrząsu układ ten powinien przeciwstawić się siłom sejsmicznym związanym z drganiami o określonej dynamice (Dubieński & Konopko 2000, Dubieński & Lipowczan 1997).

Wstrząsy górotworu wywołane eksploatacją górniczą mają wpływ na ośrodek skalny, ludzi, obiekty budowlane i powierzchnię terenu (Biliński & Kostyk 1994, Filcek et al. 1994, Walaszczyk 1989). W ostatnim okresie czasu, w kopalniach węgla kamiennego problem ten nabiera szczególnego znaczenia z następujących powodów:

- naturalne warunki górniczo-geologiczne oraz dotychczasowa eksploatacja stwarzają możliwość występowania silnych i licznych zjawisk dynamicznych,
- eksploatacja prowadzona jest bezpośrednio pod rejonami charakteryzującymi się gęstą zabudową i występowaniem licznych obiektów mieszkalnych i przemysłowych.

Ustalenie zależności pomiędzy wstrząsami górotworu a czynnikami oddziałującymi na pole naprężeń, może stanowić podstawę dla prognoz zagrożenia sejsmicznego, a więc i lokalizacji miejsc gdzie możliwe są deformacje obudowy w wyniku obciążeń dynamicznych. Wyniki przeprowadzonych analiz dla wyrobisk ścianowych w zakresie pasywnej oceny i lokalizacji stref zagrożenia sejsmicznego oparte na wskaźniku intensywności sejsmicznej mogą wskazywać miejsca występowania zwiększonej liczby wstrząsów (Gerlach 1991). Zmiana wartości wskaźnika intensywności sejsmicznej określa wpływ krawędzi eksploatacyjnych przy zbliżaniu się do nich frontu ścianowego na liczbę oraz energię wstrząsów wysokoenergetycznych.

3.1.1. Aktywność sejsmiczna a obciążenie dynamiczne obudowy

Głównym czynnikiem powodującym obciążenia dynamiczne obudowy wyrobisk podziemnych jest występowanie wstrząsów górniczych (Biliński & Kostyk 1993, Chudek 1996, Goszcz 1999, Drzewiecki 2002). Wielkością charakteryzującą wstrząsy jest ich energia sejsmiczna ($E_s > 1 \times 10^1$ J) rozumiana jako energia fal sejsmicznych wypromieniowanych przez

powierzchnię źródła. Zjawiska o mniejszej energii sejsmicznej związane są z wyższymi częstotliwościami i są nazywane impulsami sejsmoakustycznymi (Aki & Paul 2002, Dubiński et al. 1996, Dubiński & Konopko 2000). Miarę sejsmiczności stanowi aktywność sejsmiczna górotworu, czyli liczba zdarzeń (wstrząsów) w określonej jednostce czasu, z uwzględnieniem ich poziomu energetycznego. Aktywność jest charakterystyczna dla określonego układu naprężeniowo-deformacyjnego w otoczeniu danego wyrobiska górniczego. Przykładem może być tu aktywność sejsmiczna towarzysząca pracom eksploatacyjnym prowadzonym w pokładzie.

Obciążenie wyrobiska nie narażonego na oddziaływanie wstrząsów górotworu jest równe ciężarowi górotworu odprężonego, znajdującego się w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska. Górotwór odprężony powstaje ze spękanych warstw skalnych w wyniku działania zwiększonego ciśnienia przed frontem ściany lub za frontem ściany w rejonie wyrobiska. W rejonach narażonych na oddziaływanie wstrząsów górotworu, podczas wystąpienia wstrząsu następuje gwałtowne zwiększenie obciążenia obudowy wyrobiska (Biliński et al. 1996, Kidybiński 1999, 2007, Nierobisz 2006).

W polskich zasadach projektowania obudowy podporowej dla podziemnych zakładów górniczych wydobywających węgiel kamienny (Drzęzła et al. 2000, Chudek et al. 2000, Rułka et al. 2001), oprócz uwzględniania tzw. obciążenia statycznego oddziałującego na obudowę wyrobiska Q_s należy określić ilościowo wielkość obciążeń dynamicznych Q_d , które dodatkowo mogą wpływać na obciążenie obliczeniowe wyrobiska, dla doboru jego obudowy. Dla określenia wartości Q_d można posłużyć się prognozami wykonywanymi przez Chudka i Zorychtę (1996), którzy stwierdzili, że dodatkowe obciążenie dynamiczne można obliczyć z zależności:

$$Q_d = \sqrt{2 \cdot R_c \cdot A_d} \quad (3.1)$$

$$A_d = 25,7 \rho_w \left(\frac{\sqrt{\ln A_s}}{r} \right)^{3,1} \cdot \frac{E_w}{R_c} \quad (3.2)$$

gdzie: ρ_w – gęstość węgla, kg/m^3 ,

A_s – energia wstrząsu, J,

E_w – moduł sprężystości węgla, Pa,

r – promień oddalenia ogniska wstrząsu od rozpatrywanego wyrobiska, m,

A_d – energia dynamiczna opisująca oddziaływanie wstrząsu, którego ognisko oddalone jest o odległość r od rozpatrywanego wyrobiska, J,

R_c – wytrzymałość węgla na ściskanie, Pa.

Wstrząs, którego źródłem jest prowadzona eksploatacja lub uaktywnienie się płaszczyzn uskokowych może być mocno tłumiony. Wynika to z lepko-sprężystych własności niektórych warstw skalnych i występowania w nich szczelin i mikroszczelin, pokonywania sił tarcia na kontakcie bloków skalnych, a także z rozproszenia samej fali. Pochłanianie energii wstrząsu związane jest także z istnieniem zrobów lub podsadzki. Można stwierdzić, że straty gęstości energii wynoszą (Chudek & Zorychta 1996):

$$A_d = A_{d0} \cdot E^{\frac{-k \cdot r}{Q}} \quad (3.3)$$

gdzie: A_{d0} – początkowa wartość energii w ognisku wstrząsu, J,

r – promień oddalenia ogniska wstrząsu od rozpatrywanego wyrobiska, m,

k – współczynnik proporcjonalności,

Q – parametr definiujący wartość tłumienia fizycznego, zależny od rodzaju skał znajdujących się pomiędzy ogniskiem wstrząsu a rozpatrywanym punktem górotworu, związany głównie z nieciągłościami charakterystycznymi dla danego rejonu.

Ze wzoru (3.3) wynika zatem, że tłumienie zależy ściśle od stopnia zeszcelinowania górotworu wokół wyrobiska górniczego.

Według Drzeźli (Drzeźla et al. 2000) obciążenie pochodzące od wstrząsów zależy od spodziewanej wartości energii sejsmicznej E_w oraz od odległości do środka warstwy wstrząsogennej H_{dyn} . Dla przykładu przy wstrząsie o energii 10^5 J, wartość obciążenia q_{dyn} przy odległości $H_{dyn} = 10$ m wyniesie $q_{dyn} = 33,99$ kN/m², dla $H_{dyn} = 100$ m obciążenie wyniesie $q_{dyn} = 9,63$ kN/m², natomiast dla głębokości $H_{dyn} = 200$ m obciążenie wyniesie $q_{dyn} = 6,27$ kN/m².

W podobny sposób określone zostały obciążenia dynamiczne q_{dyn} w innych zasadach projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych (Rułka et al. 2001).

Wielkość obciążenia dynamicznego na wyrobisko określić też można jako współczynnik zwiększenia obciążenia wyrobiska w chwili wystąpienia wstrząsu górotworu (Biliński & Kostyk 1994). W przypadku oddziaływania ściany zawałowej współczynnik ten przyjmuje postać:

$$n_t = 1 + \frac{n_{zr}}{0,04 \left(\frac{H_t}{E_t} \right)^{0,7} + 0,04 H_t + 0,5} \quad (3.4)$$

gdzie: n_t – współczynnik zwiększenia obciążenia wyrobiska,

H_t – pionowa odległość środka warstwy wstrząsogennej od konturu wyrobiska,

E_t – energia wstrząsu,

n_{zr} – współczynnik wynoszący dla chodnika w obustronnym otoczeniu zrobów bądź pod wybrana górną warstwą pokładu 0,3÷0,40, w pozostałych przypadkach 1,0.

Ogólnie przyjmuje się, że warstwą wstrząsogenną jest warstwa skalna o grubości minimum 10 m, która może akumulować energię sprężystą (dla skał karbońskich przede wszystkim łupek piaszczysty i piaskowiec).

Dynamikę wstrząsu charakteryzują następujące wielkości:

- przyspieszenie drgań cząstek górotworu lub ich prędkość,
- czas trwania zjawiska,
- częstotliwość dominująca.

Dla określenia drgań cząstek górotworu można posłużyć się tzw. wielkością dynamicznego wymuszenia wskutek działania wstrząsów PPV, która określa maksymalną prędkość ruchu skały otaczającej wyrobisko, wymuszonej wstrząsem sejsmicznym. Progiem występowania znacznych uszkodzeń wyrobisk jest wartość 400÷500 mm/s (Kidybiński 1994). Wskaźnik PPV, określany inaczej jako amplituda prędkości drgań ośrodka skalnego i wyrażony jest zależnością:

$$PPV = a \cdot \left(\frac{r}{f \cdot (\ln e)^{0,5}} \right)^c \quad (3.5)$$

gdzie: a, c, f – stałe empiryczne

r – odległość od ogniska wstrząsu, m,

E – energia sejsmiczna wstrząsu, J.

Na podstawie wskaźnika PPV, określanego w płaszczyźnie poziomej dla dwóch prostopadłych kierunków (np. x i y) można również określić wartość dodatkowego naprężenia dynamicznego działającego na obudowę. Jeżeli wskaźnik PPV określimy zależnością (3.5), to

dotatkowe dynamiczne naprężenie działające na obudowę wyrobiska górniczego będzie równe:

$$\Delta p_x = \rho \cdot v_p \cdot (PPV)_x \quad (3.6)$$

$$\Delta p_y = \Delta p_z = \Delta p_x \cdot \left(\frac{v}{1-v} \right) \quad (3.7)$$

$$\Delta p_{xy} = \rho \cdot v_s \cdot (PPV)_y \quad (3.8)$$

gdzie: $\Delta p_x, \Delta p_y, \Delta p_z$ – naprężenia normalne, Pa,

Δp_{xy} – naprężenia styczne, Pa,

ρ – gęstość ośrodka skalnego, kg/m^3 ,

v_p, v_s – prędkość rozchodzenia się fali poprzecznej i podłużnej, m/s,

$(PPV)_x, (PPV)_y$ – amplituda prędkości drgań ośrodka skalnego w kierunkach x i y , mm/s.

Ze wzorów (3.6), (3.7) i (3.8) wynika zatem, że można wyznaczyć zarówno naprężenia normalne, jak i styczne w dowolnym punkcie górotworu.

Analityczne wyznaczenie wartości obciążeń statycznych oraz dynamicznych oddziaływujących na obudowę wyrobisk korytarzowych jest szczególnie ważne w fazie ich projektowania, bowiem na podstawie obliczeń dokonuje się doboru rodzaju obudowy. Jednakże wyznaczone parametry mogą ulegać zmianie w poszczególnych miejscach na wybiegu wyrobiska, zachodzi zatem potrzeba ich weryfikacji. Uzupełnieniem obliczeń może być obserwacja zachowania się górotworu. Po wydrążeniu wyrobiska istnieje możliwość sprawdzenia oddziaływania poszczególnych czynników na obudowę poprzez wykonanie różnego rodzaju pomiarów „in situ”. W wyznaczonych miejscach, szczególnie tych narażonych na oddziaływania dynamiczne, wyrobisko lub górotwór wokół niego może zostać w różny sposób wzmocnione, tak by zachowało stateczność przez cały okres jego użytkowania.

4. SPOSOBY WZMACNIANIA GÓROTWORU I OBUDOWY WYROBISK PRZYŚCIANOWYCH

Jednym z podstawowych zadań geomechaniki jest zapewnienie wymaganych wymiarów i kształtu wyrobisk w całym okresie ich użytkowania oraz wypełnienie funkcji wentylacyjnych i transportowych. Zadanie to jest szczególnie trudne w odniesieniu do chodników przyścianowych, bowiem ich gabaryty w poszczególnych fazach eksploatacji ulegają znacznemu zmniejszeniu. W danych warunkach górniczo-geologicznych zachodzi więc potrzeba zastosowania takiej metody wzmocnienia obudowy chodnika w miejscach narażonych na oddziaływanie wstrząsów górotworu czy też zwiększonych naprężeń pionowych, by zapewnić jego funkcjonalność przez cały okres użytkowania (Piechota et al. 2000, 2002, Piechota & Korzeniowski 2002, Prusek 2004a, Stankus & Peng 1994, Szczepaniak et al. 1994, Szczepaniak & Urbańczyk 2000, Wojtaszek 1994).

Ważne jest, by już na etapie projektowania danego wyrobiska, określić wpływ poszczególnych czynników górniczo-geologicznych na wielkość deformacji obudowy wyrobiska. Utrzymanie zaprojektowanych gabarytów techniczno-ruchowych chodników przyścianowych jest szczególnie istotne w kopalniach metanowych. Zmniejszenie przekroju wyrobiska w takim przypadku powoduje zwiększenie oporów przepływu powietrza, a więc i zwiększenie ilości metanu w danym rejonie.

Szczegółnej uwagi przy projektowaniu wzmocnienia obudowy chodnika wymagają trudne warunki geologiczne, do których należy zaliczyć (Konopko et al. 2006):

- zaleganie wokół wyrobiska skał o małej wytrzymałości (poniżej 20 MPa),
- głębokość eksploatacji większa od 800 m,
- występowanie warstw wodonośnych, obniżających parametry wytrzymałościowe górotworu,
- występowanie silnie warstwowej budowy górotworu z płaszczyznami uławicenia,
- występowanie w pobliżu wyrobiska uskoków oraz innych zaburzeń tektonicznych,
- deformację górotworu wywołaną dokonaną lub prowadzoną w pobliżu eksploatacją.

Stosowanie standardowej obudowy w tych warunkach stanowi zagrożenie utraty funkcjonalności wyrobiska, co objawia się najczęściej poprzez zmianę jego gabarytów (Głuch 2000 a, b i c).

Główne przyczyny deformacji oraz uszkodzeń obudowy chodników przyścianowych można podzielić na trzy grupy:

- geologiczno-górnice - związane z właściwościami górotworu oraz wzajemną lokalizacją wyrobisk górniczych,
- techniczne - związane z niewłaściwą konstrukcją obudowy oraz jej parametrami wytrzymałościowymi,
- technologiczne - związane z niewłaściwym wykonaniem obudowy, jej osłabieniem na skutek np.: wykonywania przybierki spągu czy też nieprawidłową kolejnością prowadzenia robót górniczych, wywołujących dodatkowe naprężenia oddziałujące na obudowę.

Wzmocnienie obudowy chodnika przyścianowego ma zapewnić jego stateczność i pełną funkcjonalność w trakcie trzech faz istnienia wyrobiska:

- podczas drążenia wyrobiska korytarzowego,
- podczas prowadzenia eksploatacji, gdy wyrobisko jest wykorzystywane jako chodnik podścianowy danej ściany, zapewniając odpowiednie gabaryty techniczno-ruchowe,
- podczas powtórnej eksploatacji, gdy wyrobisko wykorzystywane jest jako chodnik nadścianowy sąsiedniej ściany (Lubosik et al. 2005).

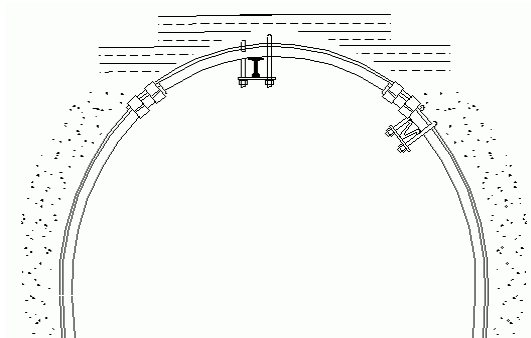
Zarówno w czasie fazy drugiej, jak i trzeciej, obudowa poddana jest największym naprężeniom oraz deformacjom, które powoduje przesuwający się front ścianowy. Szczególnie należy tu wyróżnić odcinek od 30 m przed skrzyżowaniem ściany z chodnikiem do 40 m za frontem ściany (Prusek 2004 a i b).

Obudowę chodników przyścianowych wykonuje się najczęściej jako obudowę odrzwiową typu ŁP z rozstawem odrzwi od 0,5 do 1,0 m, wykorzystując kształtownik o profilu V. Dotychczasowe doświadczenia wskazują, że obudowa ta nie zapewnia pełnej stateczności wyrobisk w strefie wpływu czynnego wyrobiska ścianowego. Dlatego też obudowę chodnika wzmocnia się (Duży 2001b, Prusek 1999) poprzez:

- zabudowę jednego lub większej liczby podciągów stalowych lub drewnianych (rys. 4.1),
- podparcie stojakami typu Valent lub SV (rys. 4.2),
- przykotwianie odrzwi obudowy podporowej (rys. 4.3),
- kotwienie pomiędzy odrzwiami obudowy (rys. 4.3),
- przykotwianie podciągu z kształtowników V (rys. 4.4),
- wzmocnienie mieszane (rys. 4.5).

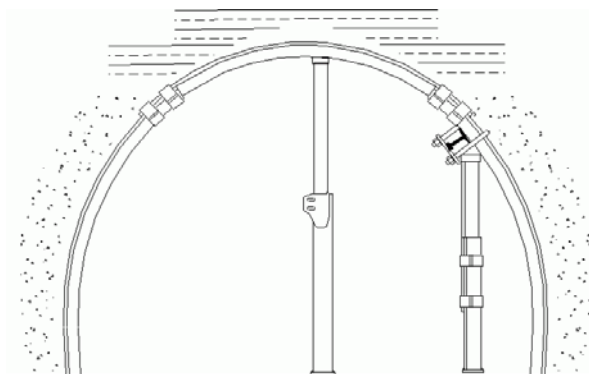
Sposób wzmocnienia obudowy dobiera się dla poszczególnych odcinków wyrobiska w oparciu o dotychczasowe doświadczenia kopalni oraz możliwości techniczno-ruchowe. Najczęstszym sposobem wzmocniania obudowy jest zabudowa podciągów z profilu V w osi

wyrobiska lub też na jego ociosach. Wzmocnienie obudowy chodnika przy pomocy podciągów z kształtowników V stosuje się najczęściej w strefach szczególnego zagrożenia wstrząsami.



Rys. 4.1. Wzmocnienie obudowy chodników przyścianowych poprzez zabudowę podciągów

Zabudowa podciągów, z uwagi na ich długość do 6 m, może się odbywać jedynie w miejscach, gdzie obudowa chodnika nie jest zdeformowana, a przekrój wyrobiska nie ulega znacznym zmianom. Miejsca, w których nie można zabudować podciągów wzmocnia się stojakami typu Valent lub SV. Największą wadą tej metody jest zawężenie gabarytów wyrobiska.



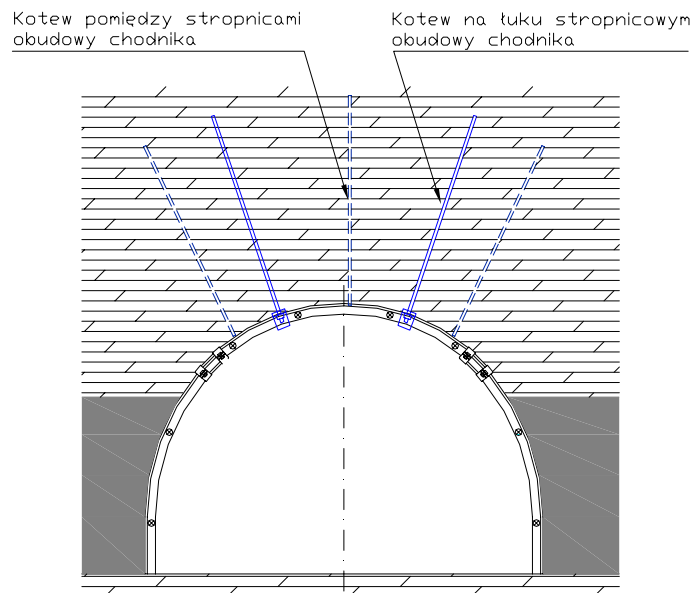
Rys. 4.2. Wzmocnienie obudowy chodników przyścianowych poprzez podparcie stojakami

Jednym z szeroko stosowanych sposobów wzmocnienia obudowy jest wykorzystanie kotwi. Przykotwianie odrzwi obudowy podporowej powoduje nie tylko wzmocnienie górotworu i obniżenie obciążania działającego na obudowę, ale czyni konstrukcję bardziej stabilną (Chrostek et al. 2001, Ficek et al. 2000 a i b, Majcherczyk & Niedbalski 2002, 2003, Tajduś & Cała 1996, Virtanen 1995, Zyzak 1979, Wyra 2003). Do wzmocnienia obudowy podporowej najczęściej stosuje się jedną lub dwie pary kotwi. Przykotwianie łuków może być również realizowane poprzez przykotwianie podciągu z kształtownika V usytuowanego przeważnie w strzałce wyrobiska (Stopyra et al. 2004). Utworzony w ten sposób podciąg jest najczęściej przytwierdzany do stropu przy pomocy długich kotew linowych lub strunowych,

co pozwala na zastabilizowanie obudowy podporowej w strefie skał, które nie ulegają odprężeniu i spękanu w trakcie utrzymywania wyrobiska.

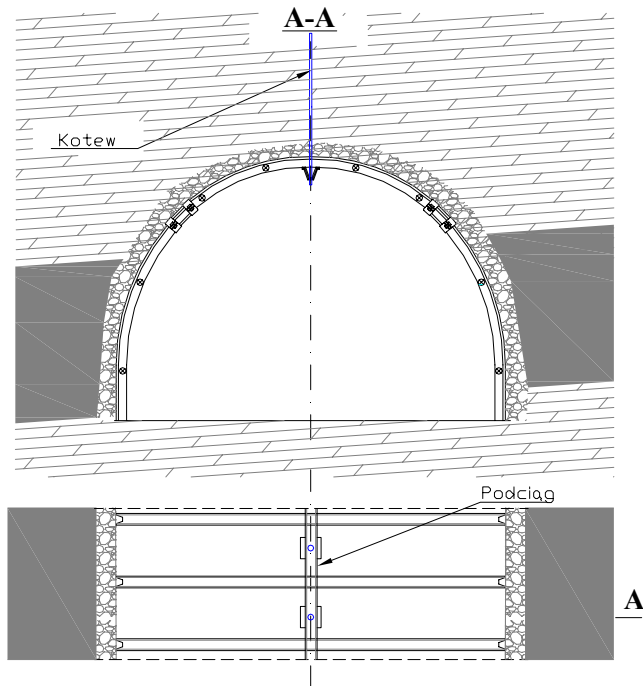
Zastosowanie przykotwienia łuków stropnicowych niesie ze sobą następujące korzyści (Nierobisz et al. 2005, Rak et al. 1996):

- wyeliminowanie dotychczas stosowanych stojaków stalowych i drewnianych wzmocniających obudowę chodnika przyścianowego przed i za frontem ściany, oraz podciągów stalowych i drewnianych, budowanych w rejonie skrzyżowania,
- poprawę warunków BHP i zwiększenie komfortu pracy na skrzyżowaniu chodnika przyścianowego ze ścianą,
- ograniczenie opadów stropu na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem przyścianowym przy wypinaniu łuków ociosowych,
- poprawę utrzymania chodnika przed oraz za frontem ściany, to znaczy obserwuje się mniejsze zaciskanie i deformacje obudowy,
- skracanie czasu przygotowania skrzyżowania ściany z chodnikiem do przekładki przenośnika ścianowego,
- zwiększenie postępu ściany przez uproszczenie zabudowy skrzyżowania ściany z chodnikiem przyścianowym.

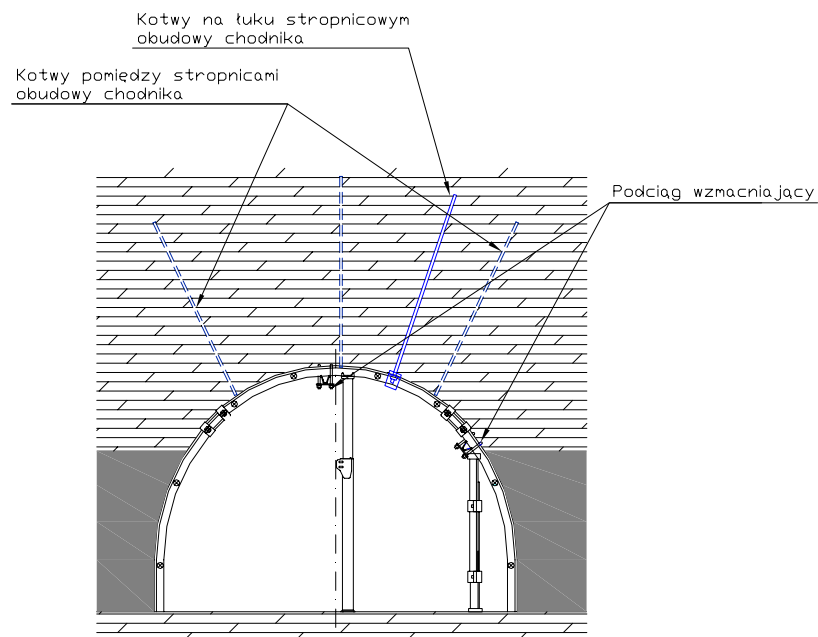


Rys. 4.3. Wzmocnienie obudowy chodników przyścianowych poprzez przykotwienie oraz kotwienie pomiędzy odrzwiami obudowy

W chodnikach zagrożonych deformacją obudowy, szczególnie za frontem ściany, często stosuje się wzmocnienie chodnika poprzez zabudowę dwóch podciągów, przykotwienie zarówno łuków stropnicowych, jak i kotwienie pomiędzy łukami oraz zabudowę stojaków typu SV i Valent.



Rys. 4.4. Przykotwianie podciągu z kształtowników V



Rys. 4.5. Wzmocnienie mieszane obudowy chodników przyścianowych

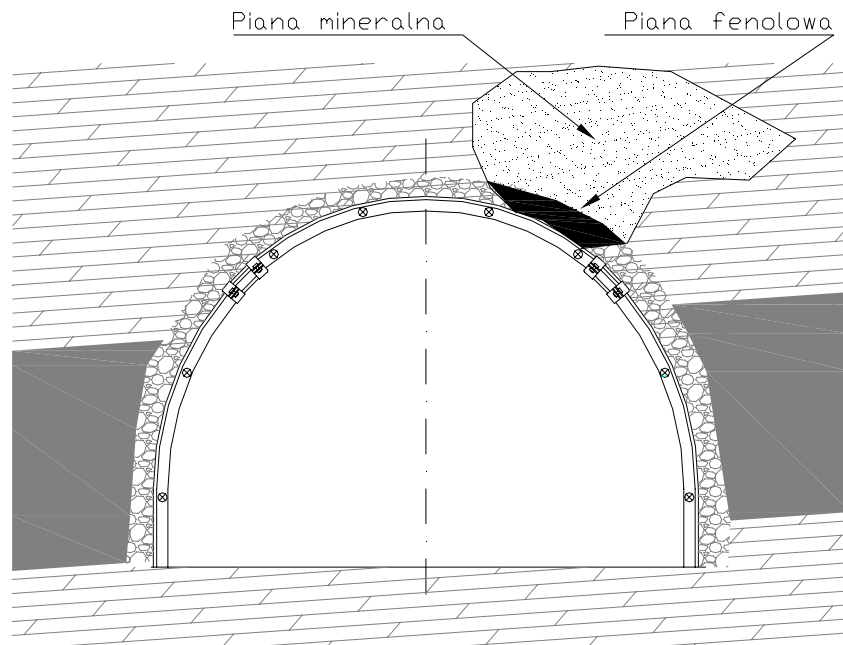
Górotwór można również wzmocniać środkami chemicznymi poprzez wykonywanie pasów podsadzkowych wypełnionych spoiwami wczesnopodporowymi. Pasy podsadzkowe wykonywane bezpośrednio za frontem ściany chronią wyrobisko korytarzowe przed deformacją wywołaną ciśnieniem eksploatacyjnym, ponadto zapobiegają dalszemu rozwarstwianiu się warstw stropowych.

Rozluźnione skały otaczające wyrobisko można konsolidować poprzez iniekcję środkami chemicznymi takimi jak: poliuretany, żywice, izocyjano-krzemiany itp. (Franek J. 2006). Kleje iniekcyjne posiadają zróżnicowane parametry technologiczne takie jak:

- czas rozpoczęcia i zakończenia wiązania,
- stopień spieniania,
- lepkość,
- wrażliwość na obecność wody.

Różnorodność stosowanych obecnie klejów iniekcyjnych pozwala w sposób optymalny dobrać system iniekcyjny do tak różnorodnych zadań jak: konsolidacja górotworu czy też ograniczenia dopływu wody do wyrobiska.

W przypadku występowania w stropie wyrobiska słabych skał istnieje możliwość lokalnego rozluźnienia i wysypania się skał spoza obudowy. W takim przypadku do wypełniania powstałych pustek stosuje się obecnie piany fenolowe oraz mineralne (rys. 4.6). Wypełniona w ten sposób pustka umożliwi dalsze bezpieczne funkcjonowanie wyrobiska zapewniając prawidłową współpracę obudowy z górotworem.



Rys. 4.6. Zastosowania pian do wypełniania pustek w stropie

5. CHARAKTERYSTYKA MIEJSC BADAŃ I ZASTOSOWANYCH METOD POMIAROWYCH

W celu określenia wpływów zaszłości eksploatacyjnych oraz aktywności sejsmicznej na utrzymanie wyrobisk przyścianowych podjęto w kopalni „Rydułtowy-Anna” prace badawcze.

Miejsca badań zlokalizowano w chodniku 5-E1, chodniku podścianowym E-E1 oraz chodniku 2a-E1 w pokładzie 703/1.

Na zabudowanych stanowiskach mierzone były następujące wielkości:

- zasięg strefy spękań,
- konwergencja,
- rozwarstwienia,
- aktywność sejsmiczna.

Dodatkowo wykonane zostały otwory badawcze, z których uzyskano rdzenie wiertnicze. Na ich podstawie określono parametry wytrzymałościowe i odkształceniowe warstw stropowych i spągowych oraz wskaźnik RQD.

Badania prowadzono w latach 2005÷2006 w wymienionych powyżej wyrobiskach korytarzowych, biorąc pod uwagę zachowanie się tych wyrobisk w trzech fazach istnienia. Warunkiem kwalifikującym wyrobiska do przeprowadzenia w nich pomiarów była prognozowana wysoka aktywność sejsmiczna, wywołana eksploatacją prowadzoną w pobliżu analizowanych wyrobisk. Wyboru dokonano poprzez analizę dotychczas prowadzonych prac górniczych w pokładach 703/1 oraz 713/1-2. Obydwa pokłady przewidziane do eksploatacji w latach 2005÷2010 charakteryzowały się dotychczas wzmoczoną aktywnością sejsmiczną. Z uwagi na warunki techniczno-ruchowe odstąpiono tymczasowo od eksploatacji pokładu 713/1-2, dlatego stanowiska badawcze zabudowano tylko w wyrobiskach wydrążonych w pokładzie 703/1. Ponadto dodatkowym czynnikiem decydującym o wyborze wyrobisk, w których prowadzone były badania, było oddziaływanie zaszłości eksploatacyjnych. Wieloletnia eksploatacja pokładów w rejonie W1 oraz E1 wytworzyła szereg zaszłości eksploatacyjnych, które nie pozostają bez wpływu na stan naprężenia wokół wyrobisk przygotowawczych. Wszystkie warunki kwalifikujące wyrobiska do przeprowadzenia w nich badań spełniały trzy wyrobiska przygotowawcze: chodnik 5-E1, chodnik podścianowy E-E1 oraz chodnik 2a-E1, wykonane w pokładzie 703/1 w rejonie E1 oraz E-E1 kopalni. W każdym z wymienionych przypadków na podstawie doświadczeń zebranych podczas eksploatacji pokładu poprzednimi ścianami założono, że wyżej wymienione wyrobiska

poddane będą oddziaływaniu wstrząsów górotworu, zaszłości eksploatacyjnych oraz zaburzeń geologicznych.

W pierwszej kolejności przeprowadzono badania w chodniku 5-E1 w pokładzie 703/1. Uzyskane wyniki posłużyły do zaplanowania kolejnych eksperymentów, które objęły swym zasięgiem chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1, a następnie chodnik 2a-E1 w tym samym pokładzie.

5.1. WARUNKI GÓRNICZO – GEOLOGICZNE W WYROBISKACH PODDANYCH OBSERWACJOM

Partia E1 pokładu 703/1 zlokalizowana jest na głębokości od 1000 m do 1100 m w południowej części obszaru górniczego KWK „Rydułtowy-Anna” Ruch I. Od pozostałych partii złoże oddzielona jest uskokami:

- od zachodu uskokiem Leon o zrzucie $0 \div 10$ m,
- od północy filarem ochronnym dla szybu Leon IV,
- od wschodu uskokiem o zrzucie 10 m,
- od południa – uskokiem rydułtowskim III o zrzucie ok. 30 m.

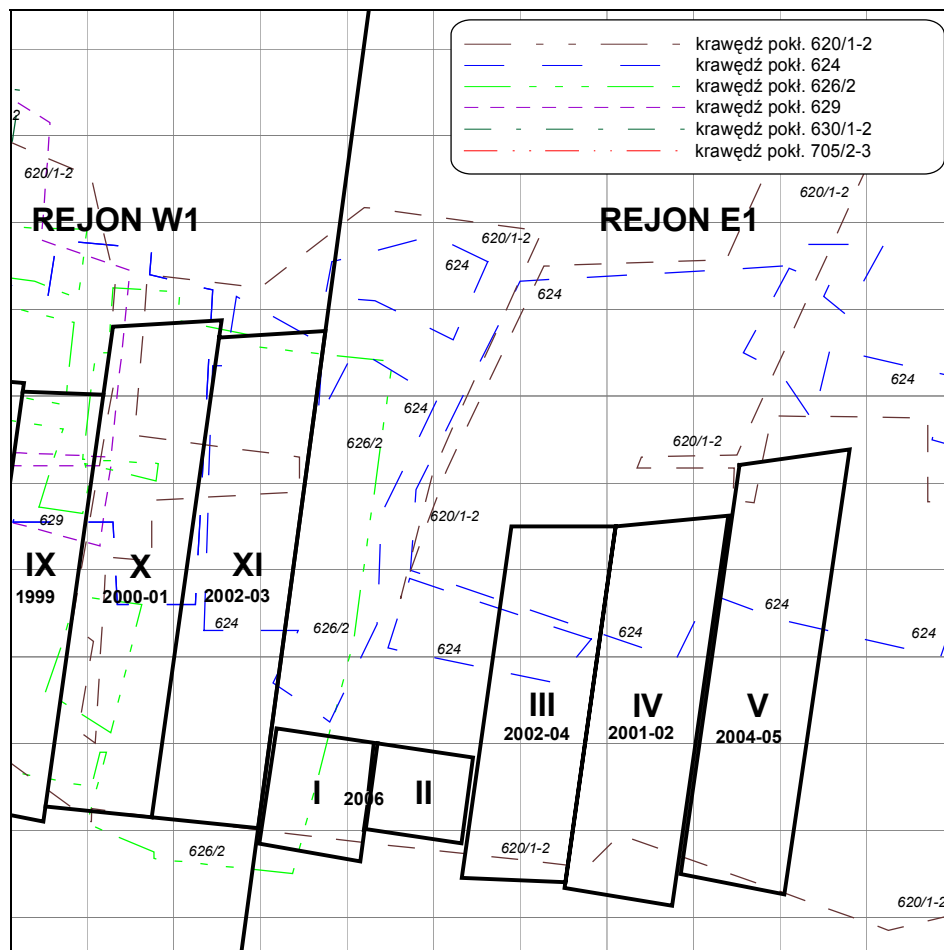
W przekroju geologicznym rejonu E1 wyróżnić można warstwy porębskie i jakłowieckie. Warstwy porębskie zbudowane są z naprzemianległych warstw łupków ilastych i piaszczystych oraz piaskowców drobnoziarnistych. Piaskowce tworzą nawet kilkudziesięciometrowe ławice wśród utworów ilasto-łupkowych. Najgrubsze warstwy piaskowca to zlepieńcowaty piaskowiec zalegający między pokładami 626/2 i 629 oraz powyżej - pomiędzy pokładami 620/1-2 i 624/1-2.

Warstwy jakłowieckie wykształcone są w postaci naprzemianległych warstw łupków ilastych, piaszczystych, piaskowców, mułowców z licznymi pokładami węgla. Pierwszym pokładem w profilu warstw jakłowieckich jest pokład 703/1. Odległość pionowa pomiędzy pokładami 630/1-2 a 703/1 wynosi ok. 110 m. Warstwy jakłowieckie zawierają około 30 wkładek węglowych.

Miąższość analizowanego pokładu 703/1 wynosi $1,8 \div 2,3$ m, a nachylenie zmienia się w zakresie $12 \div 18^\circ$ w kierunku wschodnim. Rozciągłość pokładu zbliżona jest do kierunku północ - południe. W stropie bezpośrednim pokładu występują warstwy: łupku o miąższości 2,0 m i piaskowca o miąższości 9,0 m. W spągu zalega kolejno: łupek piaszczysty o miąższości do 6,0 m, węgiel pokładu 704 o miąższości 0,8 m oraz łupek piaszczysty i piaskowiec o miąższości 15 m.

W profilu litologicznym rejonu E1 można wyróżnić kilka warstw skalnych, mających cechy wstrząsogenne np.: piaskowce i łupki piaszczyste zalegające poniżej pokładu 630/1-2, piaskowce, zlepiénce i łupki piaszczyste zalegające poniżej pokładu 626/2, piaskowce z wkładkami węgla występujące nad pokładem 624 czy piaskowce i łupki piaszczyste zalegające poniżej pokładu 620/1-2. Średnie odległości tych warstw od pokładu 703/1 są następujące: pokład 620/1-2 – 520 m, pokład 624 – 380 m, pokład 626/2 – 320 m, pokład 629 – 210 m, pokład 630/1-2 – 130 m.

Dotychczasowa eksploatacja w rejonie E1 objęła 10 pokładów oznaczonych numerami 604, 613/3, 615/1-2, 616/2, 620/1-2, 624, 626/2, 629, 630/1-2 oraz 703/1. Pokład 703/1 w rejonie E1 eksploatowany był w okresie od 2000 do 2006 roku (rys. 5.1). Warto również zwrócić uwagę na kolejność eksploatacji poszczególnych ścian, ponieważ w rejonie W1 ściany były wybierane systematycznie od zachodu w kierunku wschodnim. W przypadku ścian w rejonie E1 prawidłowość taka nie występuje.

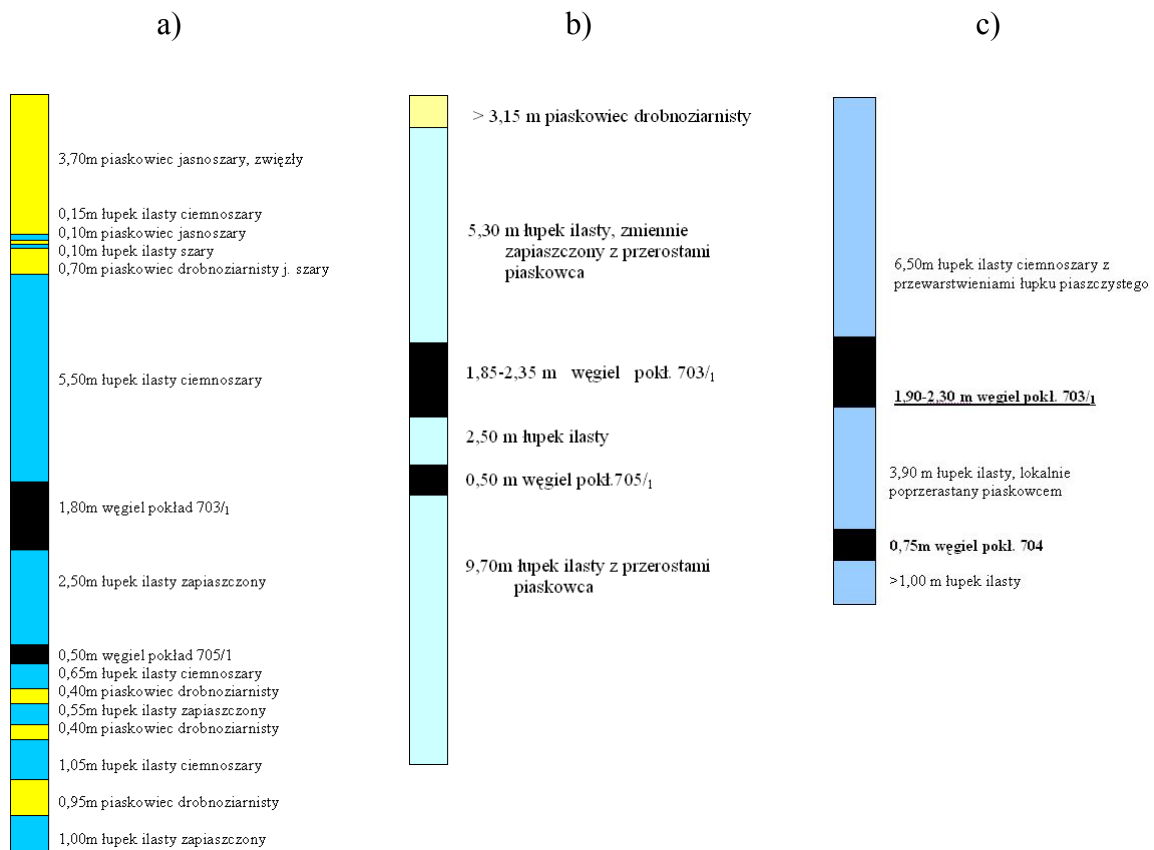


Rys. 5.1. Mapa wyrobisk górniczych w rejonie E1 kopalni „Rydułtowy-Anna” Ruch I – lata eksploatacji

5.1.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1

Miąszość pokładu 703/1 w rejonie chodnika 5-E1 wynosi 1,80 m÷2,30 m wraz z przerostem łupku węglowego, którego grubość wynosi ok. 0,10 m. Nachylenie pokładu wynosi ok. $3 \div 9^\circ$ zwykle w kierunku wschodnim. Strop bezpośredni pokładu 703/1 stanowi warstwa łupku ilastego zmiennie zapiaszczonego. Powyżej łupek ilasty przechodzi w łupek piaszczysty, a sumaryczna ich miąszość wynosi około 10 m. Ponad warstwą skał łupkowych zalega twarde jasnoszary piaskowiec. W rejonie chodnika 5-E1 piaskowiec występuje w odległości ok. 6,30 m od stropu pokładu.

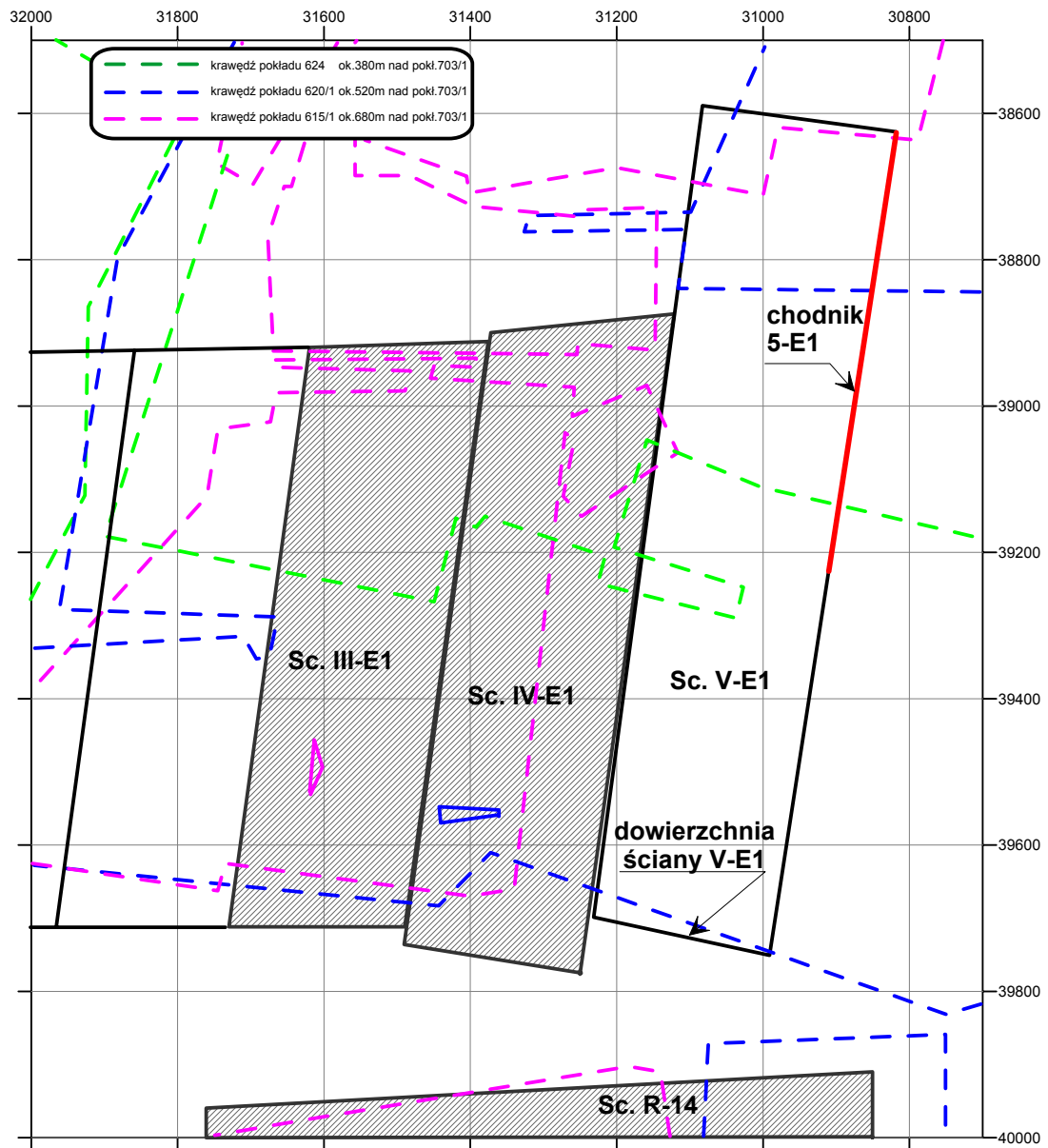
Według dotychczas wykonanych profili geologicznych w spągu pokładu 703/1 zalega łupek ilasty zmiennie zapiaszczony (rys. 5.2) oraz pozabilansowy pokład 704 lub 705/1.



Rys. 5.2. Profile geologiczne skał stropowych i spągowych pokładu 703/1 w rejonie chodnika 5-E1 według otworów: a) G 35/2001 i T 40/2001, b) G 40/2000 i G 41/2000, c) G 2/02 i G 3/02

Na wybiegu chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1 występują zaburzenia tektoniczne i sedymentacyjne, co ma związek z bezpośrednim sąsiedztwem uskoku rydułtowskiego. Zaburzenia pojawiają się w postaci uskoków i wycieniń pokładu, powodując osłabienie oraz lokalną zmianę litologii skał stropowych, a także gwałtowną zmianę nachylenia pokładu

703/1. W rejonie analizowanego wyrobiska występują zaszczości eksploatacyjne wytworzone w pokładach wyżej leżących tj. 615/1, 620/1-2 i 624 (rys. 5.3).



Rys. 5.3. Rejon eksploatacji pokładu 703/1 ścianą V-E1

Pokład 703/1 w rejonie chodnika 5-E1 zaliczono do I stopnia zagrożenia wodnego, klasy B zagrożenia pyłowego, III stopnia zagrożenia tapaniami oraz IV kategorii zagrożenia metanowego.

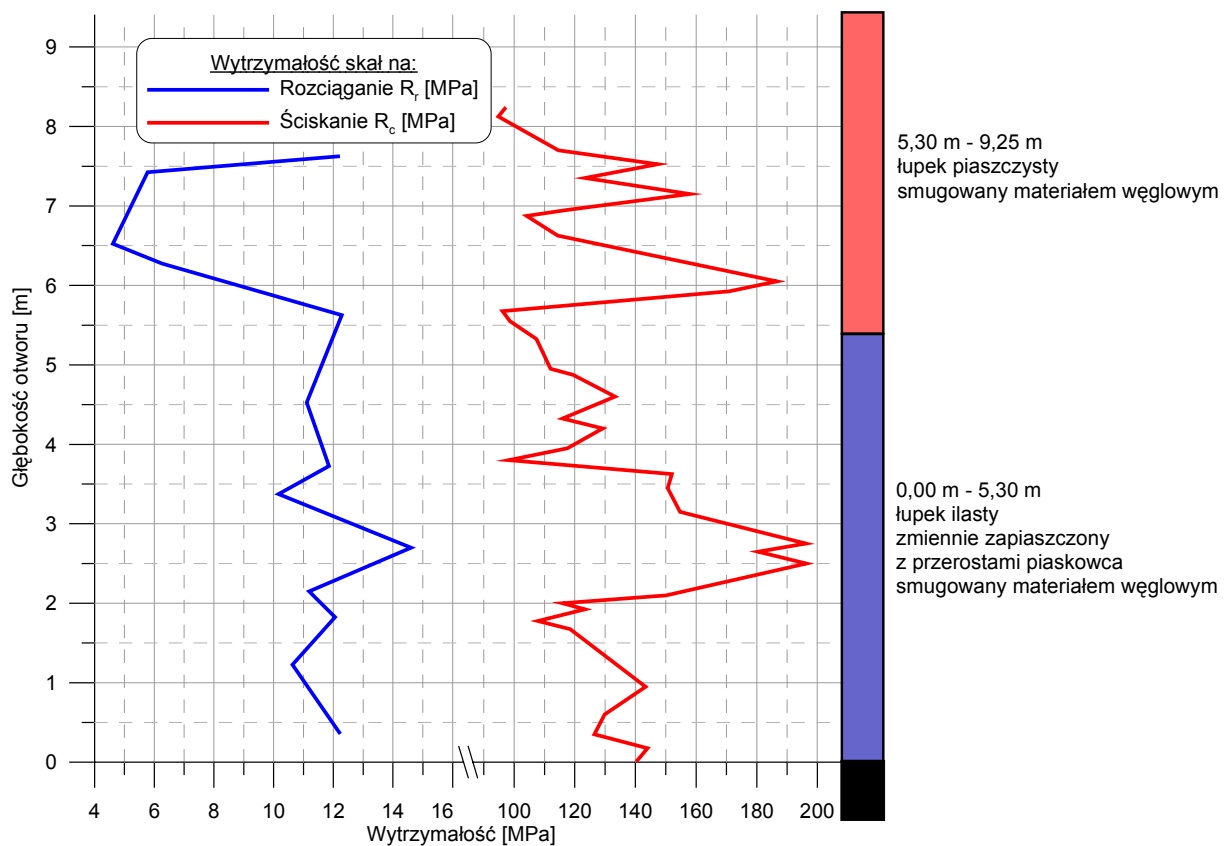
Dla dokładniejszego rozpoznania własności górotworu w chodniku 5-E1 odwiercono otwór rdzeniowy nr T-09/2005 (351 m). Z uzyskanego rdzenia wykonano foremne próbki walcowe, w celu zbadania w warunkach laboratoryjnych parametrów geotechnicznych skał stropu bezpośredniego.

W odwierconym otworze stropowym wyróżniono litologicznie łupek ilasty o różnym stopniu zapiaszczenia oraz łupek piaszczysty, przy czym warstwy te są lokalnie smugowane materiałem węglowym.

Szczegółowy opis warstw skalnych jest następujący:

- 0,00 ÷ 5,30 m - łupek ilasty zmiennie zapiaszczony z przerostami piaskowca, smugowany materiałem węglowym,
- 5,30 ÷ 9,25 m - łupek piaszczysty smugowany materiałem węglowym.

Badania wytrzymałościowe dla warstw stropowych przeprowadzono na otrzymanych z rdzenia wiertniczego foremnych próbkach walcowych o średnicy 43 mm i smukłości 1. Pobrano również bryłę łupku ilastego ze stropu bezpośredniego pokładu 703/1 w sąsiedztwie otworu, z której wykonano próbki sześciennie. Szczegółowe wyniki badań próbek skalnych przedstawia rys. 5.4.



Rys. 5.4. Parametry wytrzymałościowe warstw stropu pokładu 703/1 według badań laboratoryjnych dla otworu T-09/2005 w chodniku 5-E1

Na podstawie wyników badań laboratoryjnych (PN-G-04302 i PN-G-04303) można stwierdzić, że średnie wartości wytrzymałości na ściskanie i na rozciąganie warstw stropowych pokładu 703/1 w rejonie E1, są następujące:

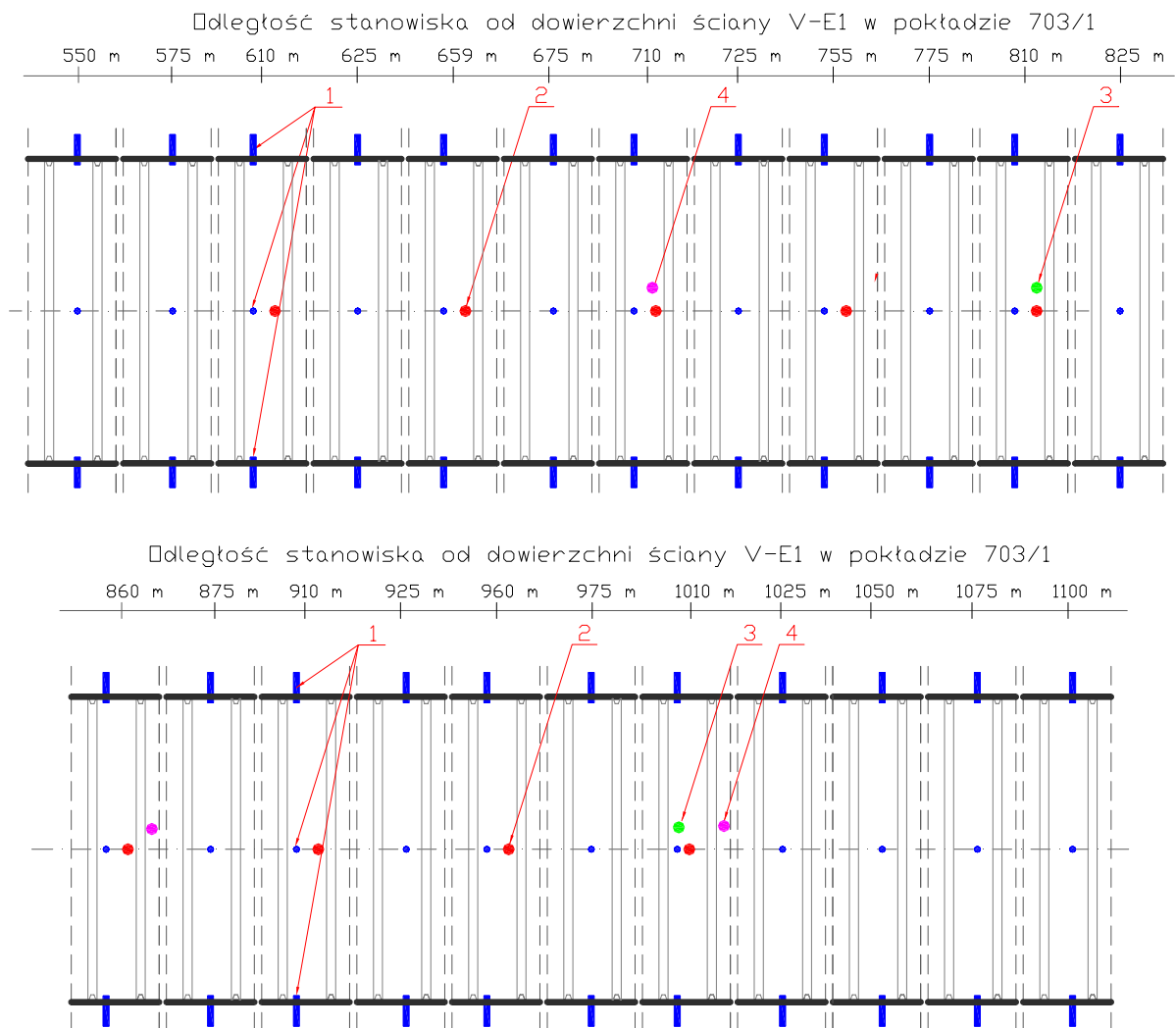
$$R_c = 130,91 \text{ MPa}, \quad R_r = 10,38 \text{ MPa}.$$

Badane warstwy łupku ilastego z otworu rdzeniowego wykazują dużą zmienność, a ich wytrzymałość na ściskanie waha się od 98 MPa do 196 MPa. Różnice te są spowodowane różnym stopniem zapiaszczenia badanej warstwy.

W trakcie badań chodnik 5-E1 pełnił rolę chodnika podścianowego dla ściany V-E1, a następnie nadścianowego dla ściany VI-E1. Badany odcinek chodnika 5-E1 posiadał długość 550 m, na którym zastosowano obudowę typu ŁP 8/V 25.

W analizowanym wyrobisku prowadzone były pomiary (rys. 5.5):

- konwergencji na 25 stanowiskach,
- rozwarstwień wielopoziomowych na 9 stanowiskach,
- aktywności sejsmicznej na 16 stanowiskach,
- aktywności sejsmoakustycznej na 2 stanowiskach przebudowywanych systematycznie przed frontem ściany,

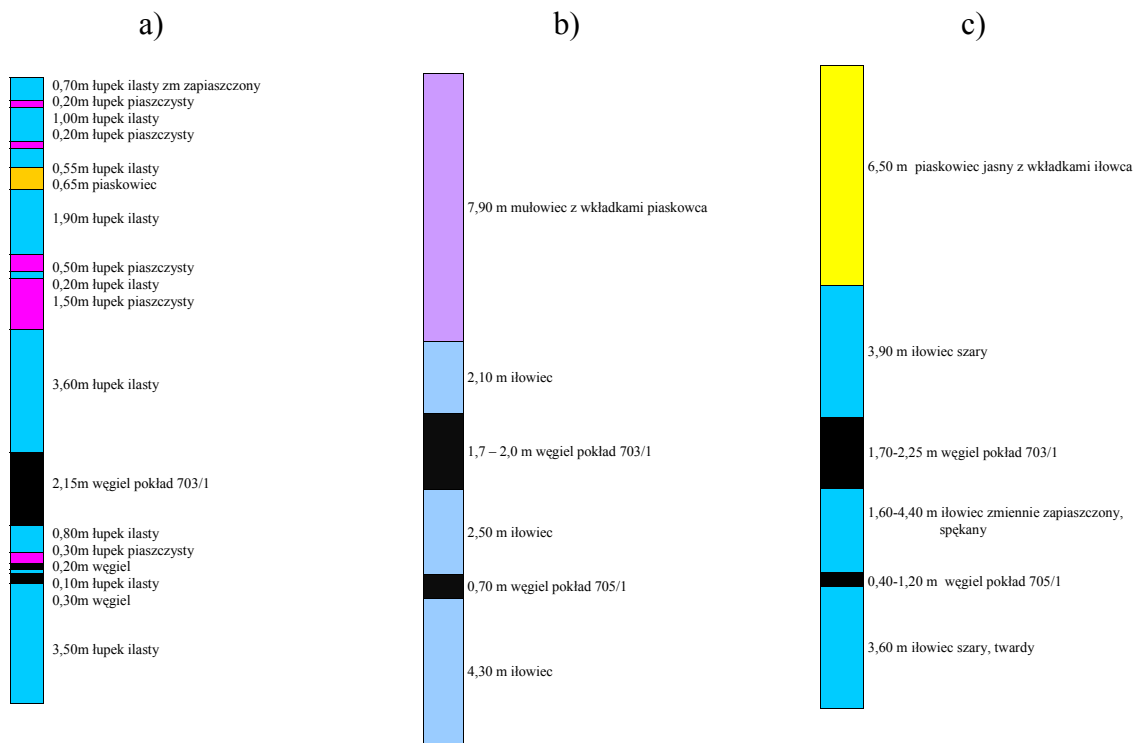


Rys. 5.5. Rozmieszczenie stanowisk pomiarowych w chodniku 5-E1 w pokładzie 703/1: 1 - repery, 2 - rozwarstwiomierze, 3 - otwory rdzeniowe, 4 - otwory endoskopowe

Z rysunku 5.5 wynika, że w analizowanym wyrobisku na odcinku pomiarowym, a więc fragmencie wyrobiska objętego obserwacją, zainstalowano kilkadziesiąt stanowisk pomiarowych, które służyły do pomiarów konwergencji, rozwarstwień oraz aktywności sejsmicznej i sejsmoakustycznej górotworu.

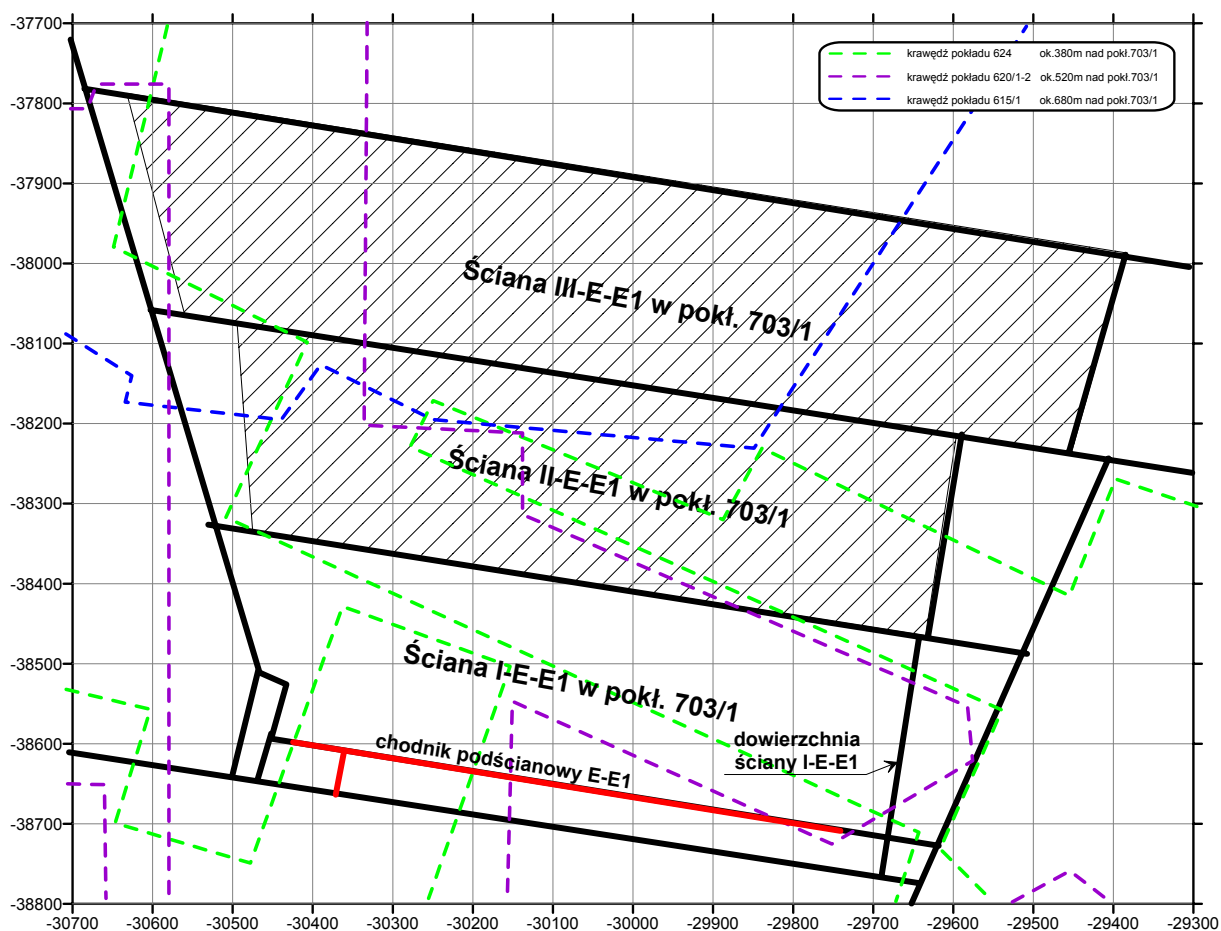
5.1.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1

Strop bezpośredni pokładu 703/1 w partii E-E1 stanowi warstwa łupku ilastego, który lokalnie jest mocno zapiaszczony i przechodzi w piaskowiec. Miąższość tego pakietu skał wynosi około 2 – 5 m. W spągu pokładu 703/1 zalegają naprzemianległe warstwy łupków piaszczysto - ilastych i piaskowców o grubości 0,9 m ÷ 3,5 m. Spąg bezpośredni stanowi ilowiec zmiennie zapiaszczony o miąższości od 0,6 m do 5 m, a poniżej ilowca zalega pozabilansowy pokład 705/1 (rys. 5.6).



Rys. 5.6. Profile geologiczne skał stropowych i spągowych pokładu 703/1 w rejonie chodnika podścianowego E-E1 według otworów: a) G 35/2005 i G 36/2005, b) G 23/2004 i G 24/2004, c) G 01/2004 i G 03/2004.

Poddany badaniom odcinek chodnika nadścianowego posiadał długość 650 metrów. Na tym odcinku zastosowano obudowę ŁP8 z kształtownika V25. W rejonie chodnika występują krawędzie i resztki poeksploatacyjne, wytworzone w pokładach wyżej leżących tj. 615/1, 620/1-2 i 624 (rys. 5.7).

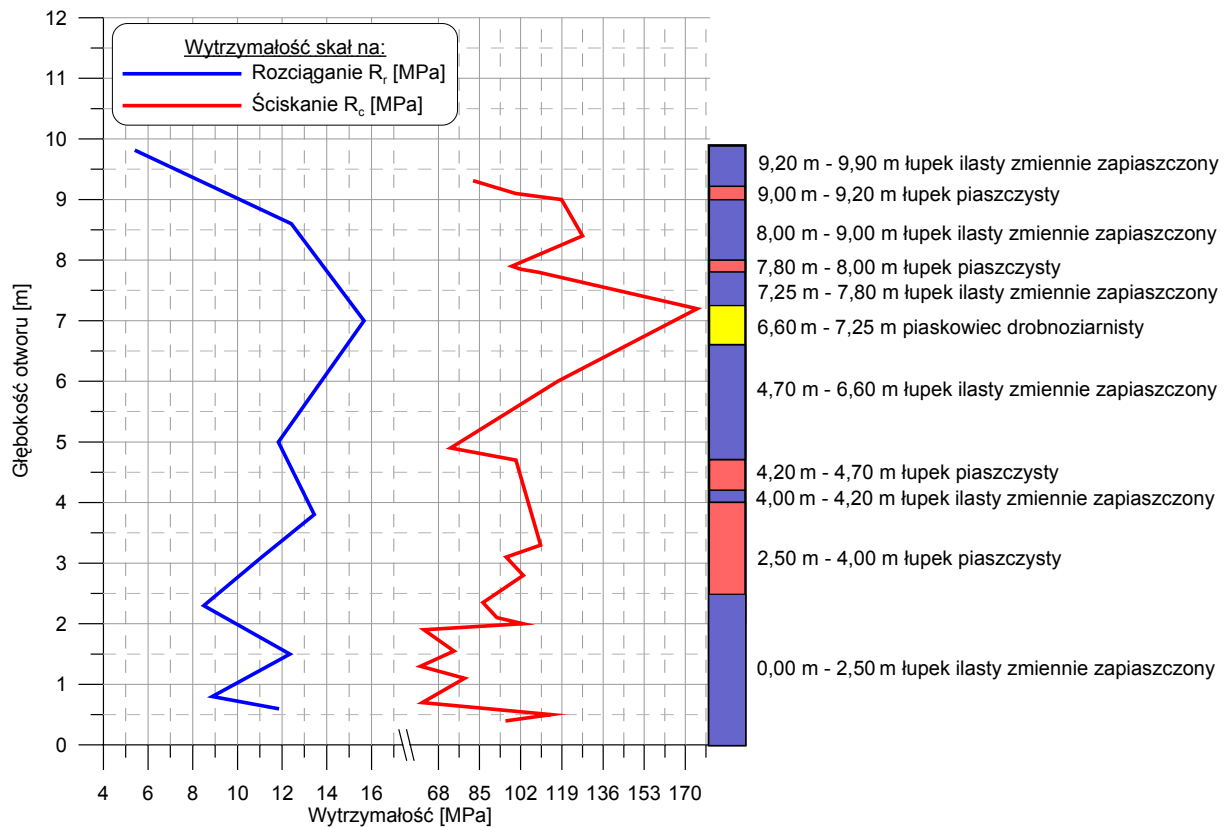


Rys. 5.7. Rejon eksploatacji ściany I-E-E1 w pokładzie 703/1

Właściwości górotworu określono na podstawie badań laboratoryjnych próbek skalnych pochodzących z odwierconego otworu stropowego. W otworze tym wyróżniono łupek piaszczysty o różnym stopniu zapiaszczenia, łupek ilasty zmiennie zapiaszczony oraz piaskowiec drobnoziarnisty. Szczegółowy opis warstw skalnych jest następujący:

- 0,00 ÷ 2,50 m - łupek ilasty zmiennie zapiaszczony,
- 2,50 ÷ 4,00 m - łupek piaszczysty,
- 4,00 ÷ 4,20 m - łupek ilasty zmiennie zapiaszczony,
- 4,20 ÷ 4,70 m - łupek piaszczysty,
- 4,70 ÷ 6,60 m - łupek ilasty zmiennie zapiaszczony,
- 6,60 ÷ 7,25 m - piaskowiec drobnoziarnisty,
- 7,25 ÷ 7,80 m - łupek ilasty zmiennie zapiaszczony,
- 7,80 ÷ 8,00 m - łupek piaszczysty,
- 8,00 ÷ 9,00 m - łupek ilasty zmiennie zapiaszczony,
- 9,00 ÷ 9,20 m - łupek piaszczysty,
- 9,20 ÷ 9,90 m - łupek ilasty zmiennie zapiaszczony.

Szczegółowe wyniki badań próbek skalnych przedstawia rys. 5.8.



Rys. 5.8. Parametry wytrzymałościowe warstw stropu w chodniku podścianowym E-E1

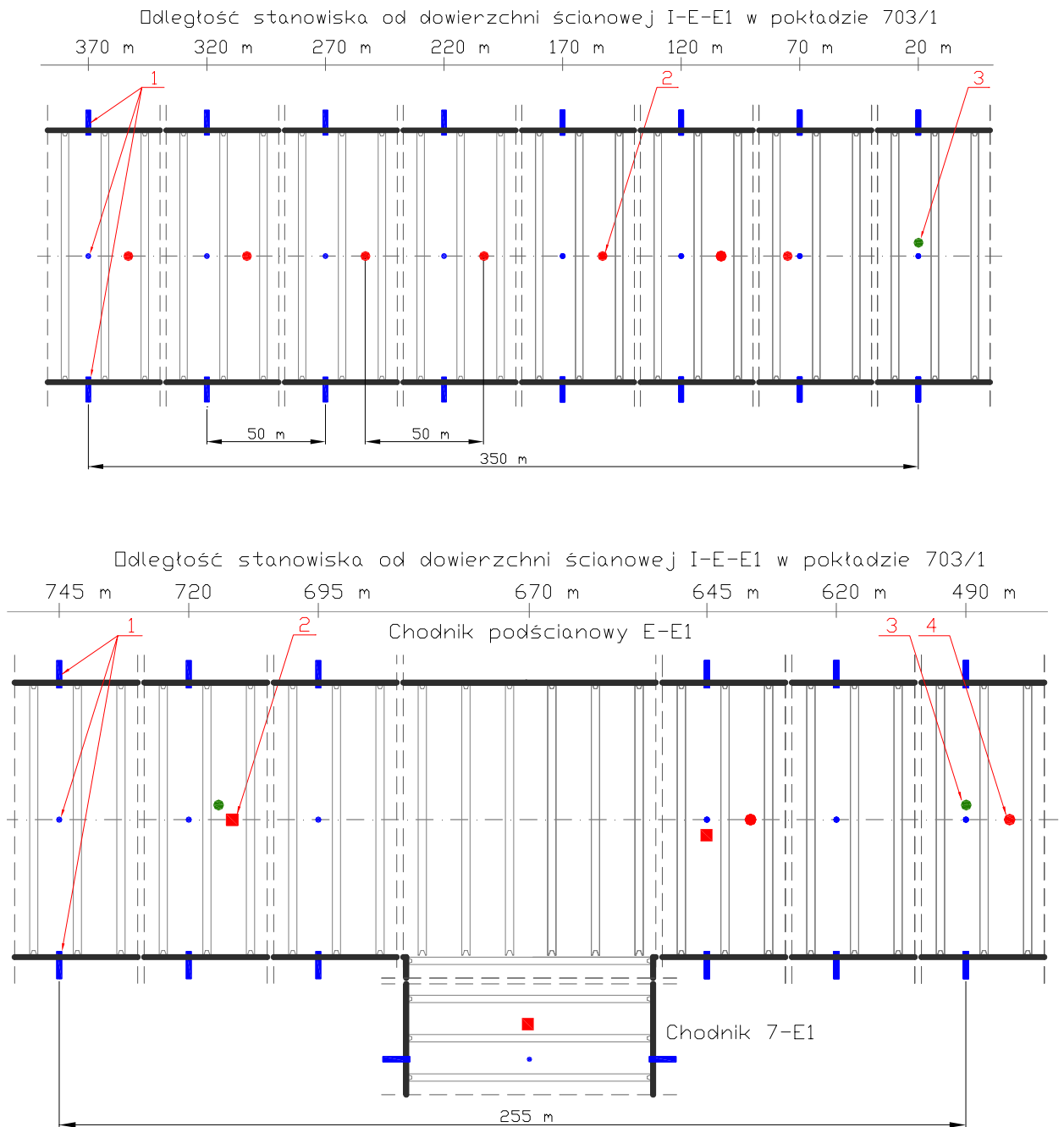
Na podstawie wyników badań można stwierdzić, że średnie ważone wartości wytrzymałości na ściskanie i na rozciąganie warstw stropowych pokładu 703/1 w rejonie E1, które stanowi łupek ilasty zmiennie zapiaszczony z wkładkami piaskowca drobnoziarnistego oraz łupek piaszczysty, są następujące:

$$R_c = 93,53 \text{ MPa}, \quad R_r = 11,39 \text{ MPa}.$$

Badane warstwy łupku ilastego z otworu rdzeniowego wykazują dużą zmienność, a ich wytrzymałość waha się od 58 MPa do 127 MPa. Różnice te są spowodowane różnym stopniem zapiaszczenia badanej warstwy. W stropie na głębokości ok. 7 m występuje cienka warstwa piaskowca o znacznej wytrzymałości na ściskanie.

W analizowanym wyrobisku prowadzone były pomiary (rys. 5.9):

- konwergencji na 15 stanowiskach,
- rozwarstwień wielopoziomowych – przy pomocy ekstensometrów na 11 stanowiskach.



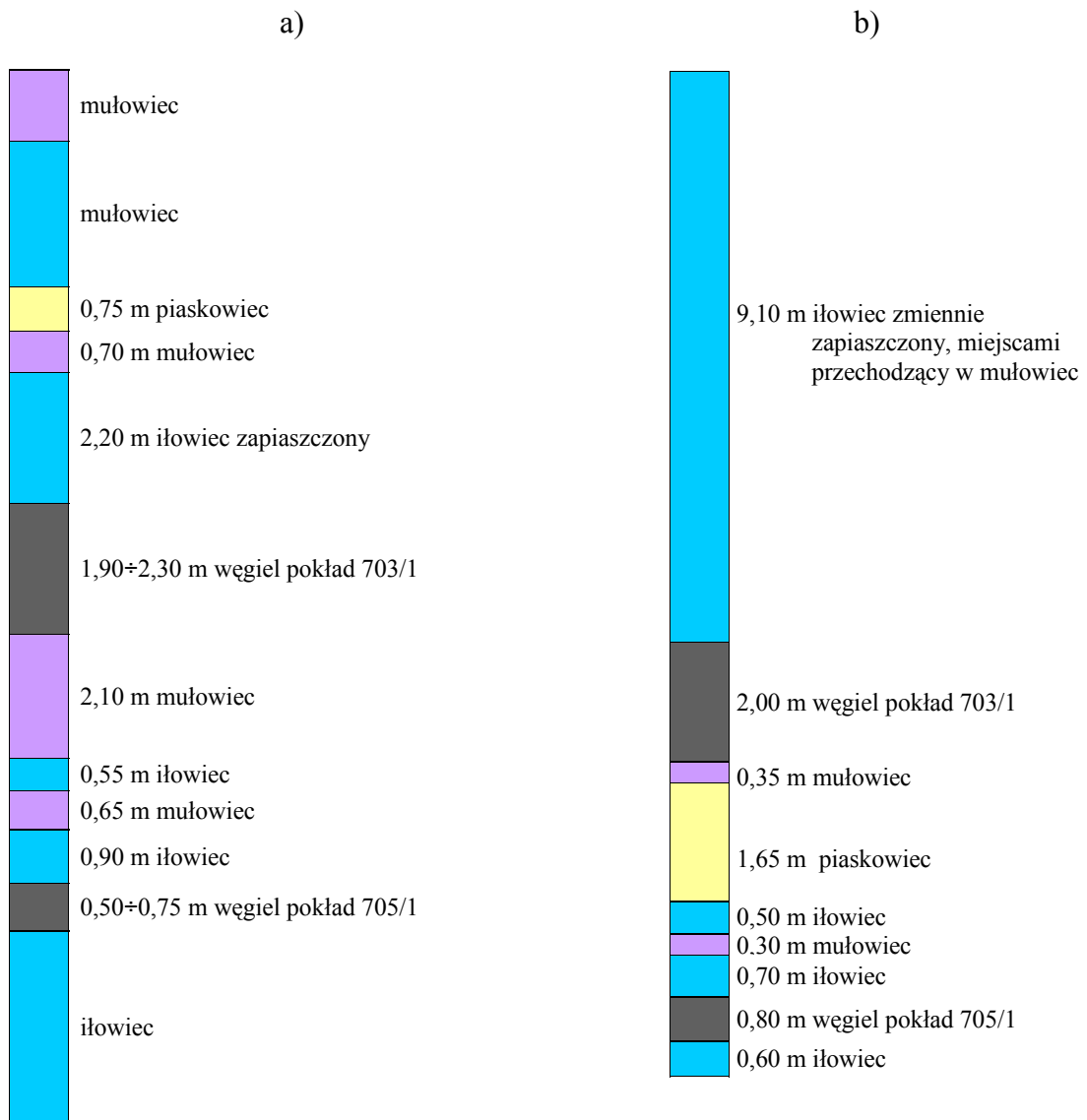
Rys. 5.9. Rozmieszczenie stanowisk pomiarowych w chodniku podścianowym E-E1
1 – repery, 2 – rozwarstwiomierze, 3 – otwory rdzeniowe, 4 – ekstensometry

5.1.3. Chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1

Chodnik 2a-E1 wykonany został w pokładzie 703/1 na głębokości około 1050 m. Miąższość pokładu 703/1 w rejonie chodnika wynosiła od 1,9 m do 2,3 m. Chodnik 2a-E1 pełnił rolę chodnika podścianowego dla ściany II-E1 w pokładzie 703/1.

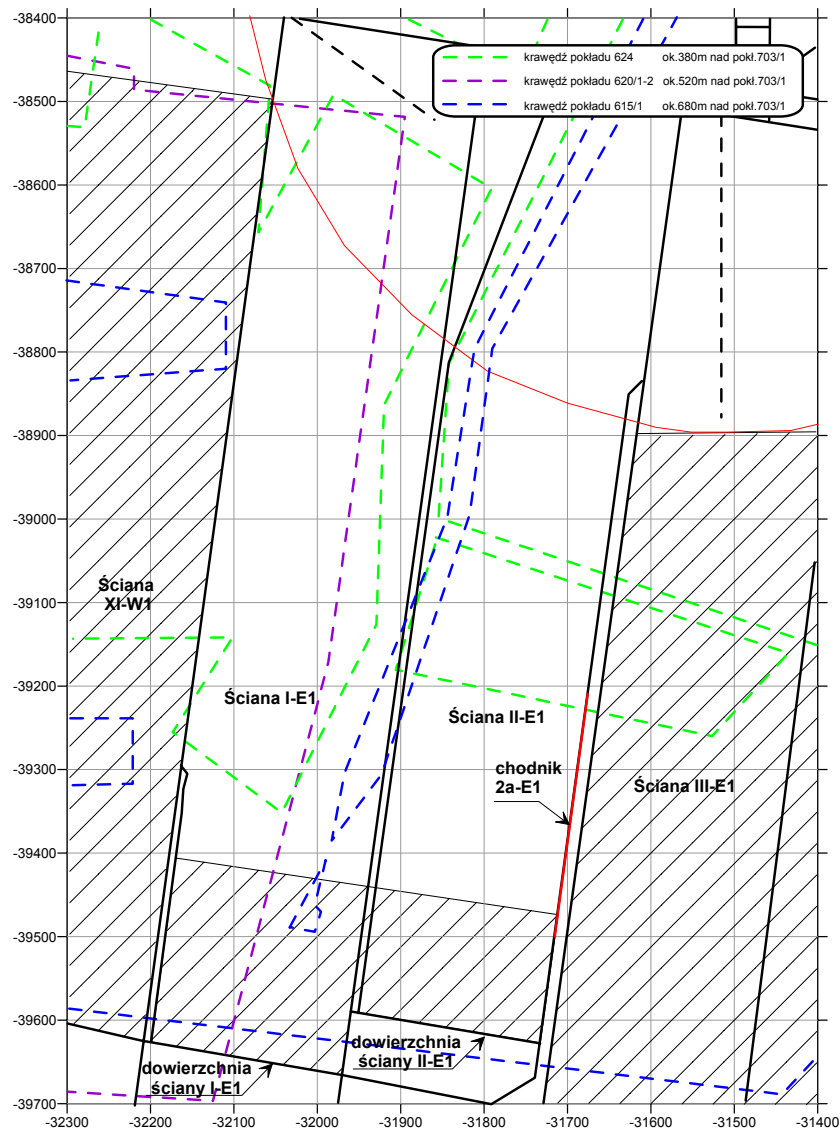
Strop bezpośredni pokładu 703/1 w rejonie chodnika 2a-E1 stanowi warstwa ilowca zmiennie zapiaszczonego. Miąższość tego pakietu skał wynosi od 2 m do 9 m. Spąg

bezpośredni zbudowany jest głównie z mułowca oraz iłowca zmiennie zapiaszczonego. Poniżej iłowca zalega pozabilansowy pokład 705/1 (rys. 5.10).



Rys. 5.10. Profile geologiczne skał stropowych i spągowych okładu 703/1 w rejonie chodnika 2a-E1 według otworów: a) G 10/2002 i T 13/2002, b) G 20/2005 i G 21/2005

Odcinek badawczy w chodniku 2a-E1 posiadał długość 250 metrów, na którym zastosowano jeden schemat obudowy, tj. obudowę ŁP8 z kształtownika V25. W rejonie wyrobiska występują krawędzie i resztki wytworzone w pokładach wyżej leżących tj. 615/1, 620/1-2 i 624 (rys. 5.11).

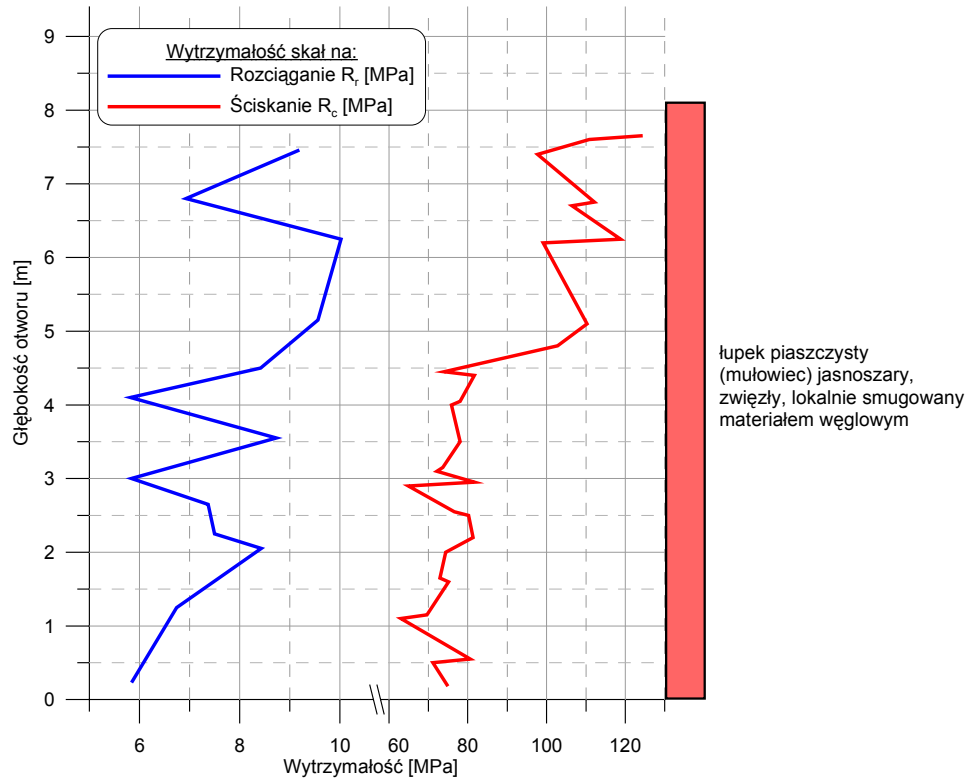


Rys. 5.11. Rejon chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1

Na podstawie przeprowadzonych badań laboratoryjnych można stwierdzić, że średnie wartości wytrzymałości na ściskanie i na rozciąganie warstw stropowych pokładu 703/1 w rejonie chodnika 2a-E1 są następujące:

$$R_c = 85,57 \text{ MPa}, \quad R_r = 7,72 \text{ MPa}.$$

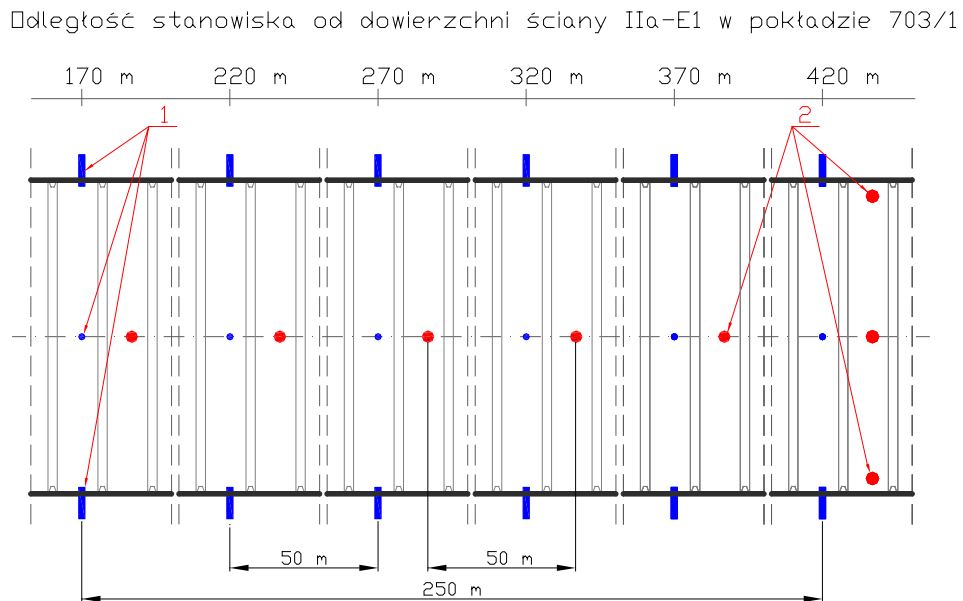
Badane warstwy łupku piaszczystego z otworu rdzeniowego wykazują dużą zmienność, a ich laboratoryjna wytrzymałość na ściskanie waha się od 63 MPa do 123 MPa (rys. 5.12). Różnice te są spowodowane różnym stopniem zapiaszczenia badanej warstwy oraz smugowaniem materiałem węglowym.



Rys. 5.12. Parametry wytrzymałościowe warstw stropu w chodniku 2a-E1

W analizowanym wyrobisku prowadzone były pomiary (rys. 5.13):

- konwergencji na 6 stanowiskach,
- rozwarstwień przy pomocy rozwarstwieniomierzy wielopoziomowych na ośmiu stanowiskach pomiarowych.



Rys. 5.13. Rozmieszczenie stanowisk pomiarowych w chodniku 2a-E1 pokład 703/1
1 – repery, 2 – rozwarstwieniomierze

5.2. CHARAKTERYSTYKA ZASTOSOWANYCH METOD BADAWCZYCH

W celu przeprowadzenia właściwej oceny stateczności wyrobiska podziemnego niezbędne jest wykonanie odpowiednich pomiarów w długim okresie czasu w warunkach *in situ*. Kontrolę odkształceń lub przemieszczeń wokół wyrobiska prowadzi się zarówno podczas drażenia wyrobiska, jak i w czasie jego użytkowania. Przyjmuje się, że dla wyrobiska górniczego warunek stateczności jest spełniony, gdy w określonym czasie zmiany wymiarów liniowych wyrobiska, a więc i odkształcenia, będą mniejsze od pewnych założonych wartości krytycznych.

Zakres wykorzystywanej metody badawczej zależy od rodzaju zastosowanej obudowy. Najczęstszymi pomiarami wykonywanymi dla oceny stateczności wyrobiska są pomiary konwergencji i rozwarstwień (Marczak 1998, Majcherczyk & Małkowski 2001, Korzeniowski 2006). Wartości krytyczne rozwarstwień zależą w głównej mierze od własności geomechanicznych skał otaczających wyrobisko. W przypadku obudowy typu ŁP prowadzi się dodatkowo pomiary zsuwu stropnic, a przy zastosowaniu obudowy kotwowej pomiary nośności i obciążenia kotwi (Korzeniowski & Piechota 2000, Majcherczyk et al. 2006).

Kolejnym zagadnieniem był wybór sprzętu pomiarowego, którego można użyć w warunkach kopalnianych. Sprzęt pomiarowy użyty podczas badań musiał spełniać przynajmniej trzy kryteria: powinien być niezawodny, łatwy w obsłudze oraz nie utrudniać prowadzenia robót górniczych. Z powyższych powodów dla celów niniejszych badań zdecydowano się na pomiary następującymi urządzeniami: endoskopem otworowym, sondami ekstensometrycznymi, rozwarstwieniomierzami wielopoziomowymi oraz dalmierzem laserowym. Przedstawione w dalszej części rozdziału metody pomiarowe nawzajem się uzupełniały, wpływając na ocenę stateczności wyrobiska.

5.2.1. Pomiary geodezyjne

Konwergencja

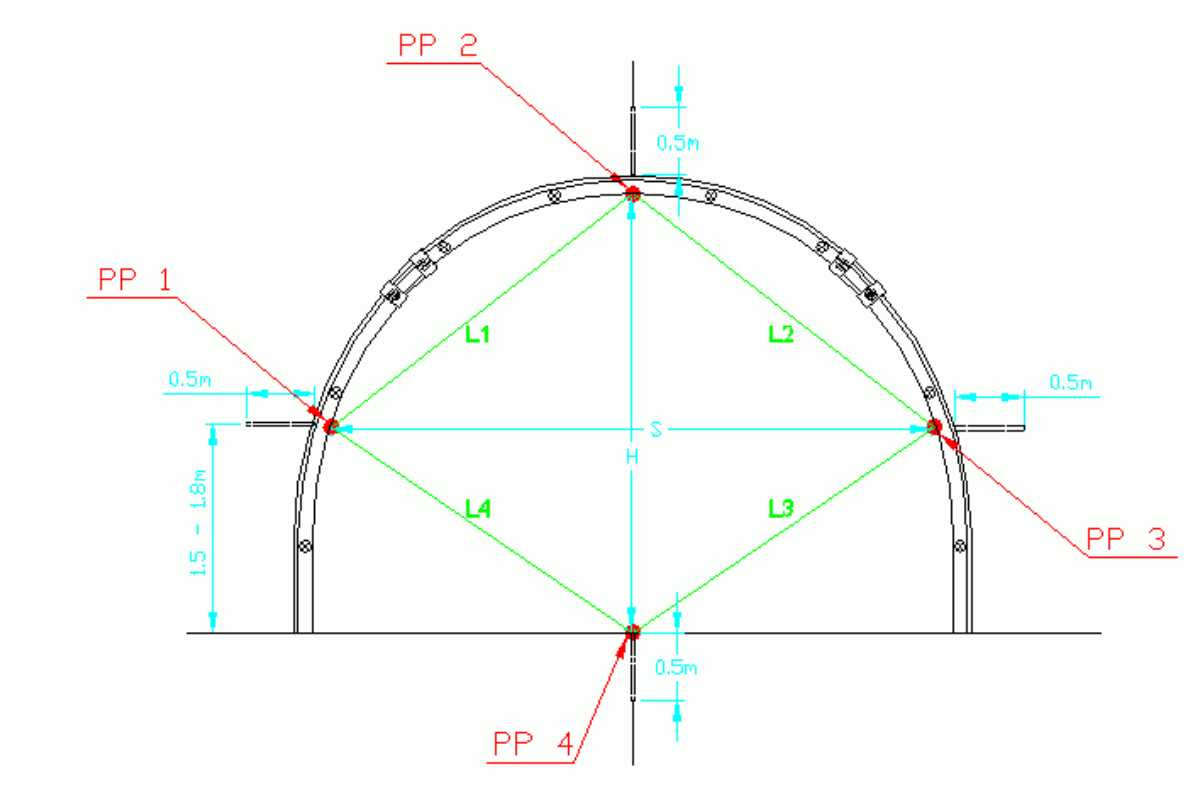
Pomiar konwergencji wykonywany był zgodnie ze schematem przedstawionym na rys. 5.14. Każde stanowisko do pomiaru konwergencji wyposażone było w cztery punkty pomiarowe (repery), które stanowiły krótkie kotwy o długości 0,5 m. Pierwsze pomiary były bazowymi, stanowiąc punkt odniesienia dla kolejnych pomiarów. Pomiary wykonywane były raz w miesiącu.

Miejsca zabudowy reperów:

- w ociosach ok. $1,5 \div 1,8$ m powyżej spągu chodnika (2 repery),
- w stropie wyrobiska (1 reper),
- w spągu wyrobiska (1 reper).

Pomiary, jakie wykonywane były na stanowisku pomiarowym, obejmowały:

- zmiany wysokości wyrobiska (H) pomiędzy punktami pomiarowymi PP 2 i PP 4,
- zmiany szerokości wyrobiska (S) pomiędzy punktami pomiarowymi PP 1 i PP 3,
- odległości pomiędzy punktami pomiarowymi: PP 1÷PP 2 (L1), PP 2÷PP 3 (L2), PP 3÷PP 4 (L3), PP 4÷PP 1 (L4).



Rys. 5.14. Stanowisko do pomiaru konwergencji

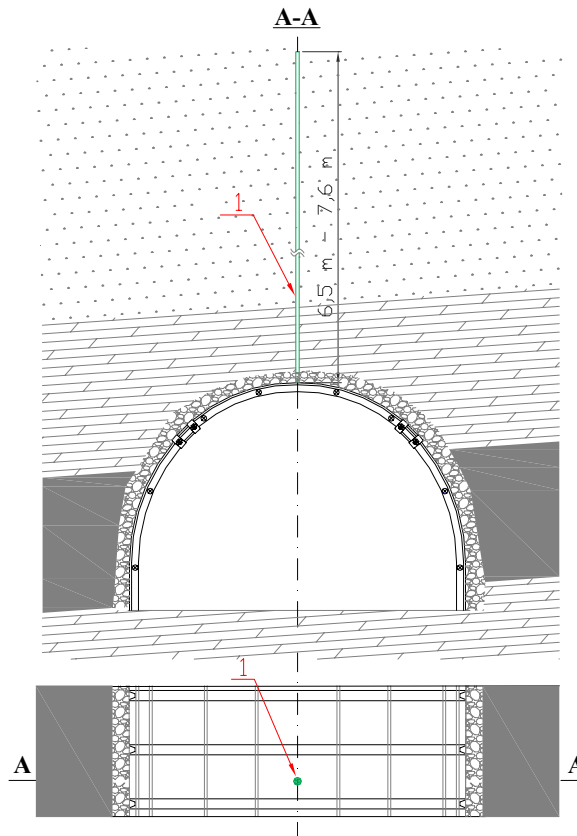
Do pomiarów zmian wysokości i szerokości analizowanych wyrobisk wykorzystano dalmierz laserowy DISTO firmy Leica (rys. 5.15). Dokładność pomiarów wykonanych dalmierzem wynosiła 0,00075 %.



Rys. 5.15. Dalmierz laserowy Disto firmy Leica

5.2.2. Pomiary rozwarstwień

Do pomiaru rozwarstwień wykorzystano ekstensometry firmy RMT oraz sześciopunktowe rozwarstwieniomierze wielopoziomowe. Obydwa przyrządy umieszczane były w otworach wierconych bezrdzeniowo, a zlokalizowanych w stropie w osi podłużnej wyrobiska (rys. 5.16).



Rys. 5.16. Stanowisko do pomiaru rozwarstwień
(1 - rozwarstwieniomierz lub ekstensometr)

Pomiar rozwarstwień przy pomocy ekstensometru wykonany był z dużą dokładnością na podstawie przemieszczeń punktów pomiarowych tzw. kotwiczek zaopatrzonych w magnesy (rys. 5.17) (Bigby et al. 2004, Fabich et al. 2000, Korzeniowski 1998, Majcherczyk et al. 2006). Dla określenia miejsca zainstalowania kotwiczek używano sondy magnetycznej (rys. 5.18).

Podstawowe dane techniczne ekstensometru firmy RMT:

- dokładność pomiaru 0,1 mm,
- długość odcinka pomiarowego max. 7,5 m,
- liczba punktów pomiarowych (kotwiczek) 20 szt.,
- średnica otworu 42 mm.

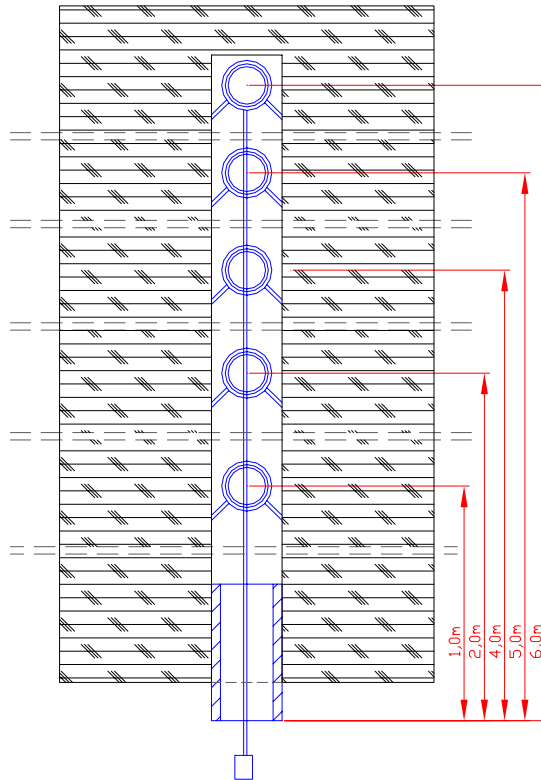


Rys. 5.17. Kotwiczki magnetyczne



Rys. 5.18. Ekstensometr firmy RMT

Drugim przyrządem używanym w badaniach do pomiaru rozwarstwień skał stropowych był rozwarstwieniomierz wielopoziomowy (rys. 5.19). Rozwarstwieniomierze tego typu składają się z kotwiczek mocujących, linek stalowych o długości od 1,2 m do 6,2 m, tulei bazowej oraz numeratorów. Za ich pomocą określano rozwarstwienie w pakietach skał stropowych 1,0 m, 2,0 m, 3,0 m, 4,0 m, 5,0 m i 6,0 m. Pomiar rozwarstwień wykonywany był z dokładnością 0,1 mm i polegał na odczycie odległości numeratora od tulei bazowej. Podstawowa zaleta badań rozwarstwieniomierzami, to możliwość zainstalowania żądanej ilości urządzeń i przeprowadzenie nieskomplikowanych odczytów w dowolnie wybranych odstępach czasu.



Rys. 5.19. Rozwarstwiernierz wielopoziomowy

5.2.3. Pomiary penetrometryczne

W analizowanych wyrobiskach dokonano szeregu pomiarów penetrometrem otworowym, czyli przyrządem hydraulicznym służącym do oceny mechanicznych własności skał badanych w otworze wiertniczym. Przeprowadzone badania penetrometryczne „in situ” w warstwach skalnych polegały na wciskaniu w ścianki badanych otworów iglicy penetrometru za pomocą ciśnienia oleju, znajdującego się w hydraulicznym układzie penetrometru. Wskazania manometru zamontowanego w pompie zasilającej penetrometr określają maksymalne ciśnienie, przy którym ulega zniszczeniu struktura skały (Smołka 1997). Na danej głębokości otworu wykonywano po trzy pomiary, obracając głowicę o 120° . Na podstawie otrzymanych wyników krytycznych ciśnień manometrycznych p_1 , p_2 i p_3 określano średnie ciśnienie manometryczne p_{sr} .

Stała penetrometru, wykorzystanego do cykli pomiarowych w przypadku wytrzymałości na ściskanie, wynosi:

- wytrzymałość na ściskanie: $R_c = 1,28 p_{sr}$ [MPa].

gdzie:

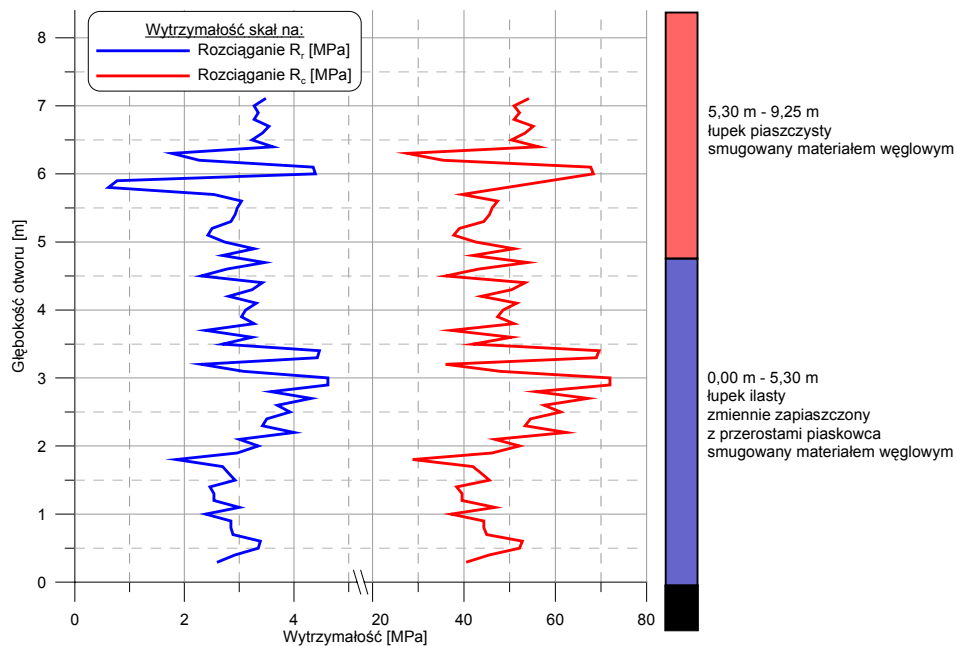
$$p_{sr} = \frac{p_1 + p_2 + p_3}{3}.$$

Jak wynika z doświadczeń Katedry Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki AGH w zależności od warstwy litologicznej karbonu produktywnego parametry wytrzymałości na rozciąganie można określić wykorzystując następujące związki:

- dla piaskowca: $R_r = 0,1280 p_{\dot{s}r} \text{ [MPa]},$
- dla łupku piaszczystego: $R_r = 0,1067 p_{\dot{s}r} \text{ [MPa]},$
- dla łupku ilastego: $R_r = 0,0853 p_{\dot{s}r} \text{ [MPa]},$
- dla węgla: $R_r = 0,0640 p_{\dot{s}r} \text{ [MPa]}.$

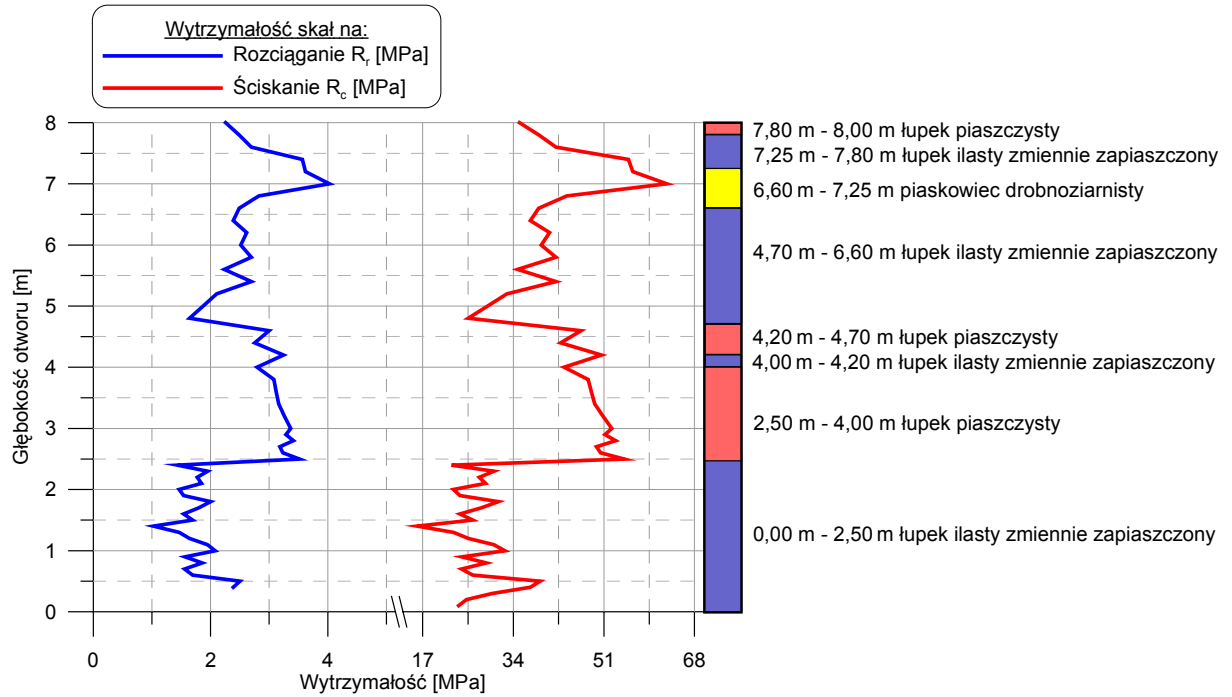
Wyniki badań penetrometrycznych przeprowadzonych w rejonie E1 i E-E1 kopalni przedstawiają kolejne rysunki:

- chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1 (rys. 5.20),
- chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1 (rys. 5.21),
- chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1 (rys. 5.22).



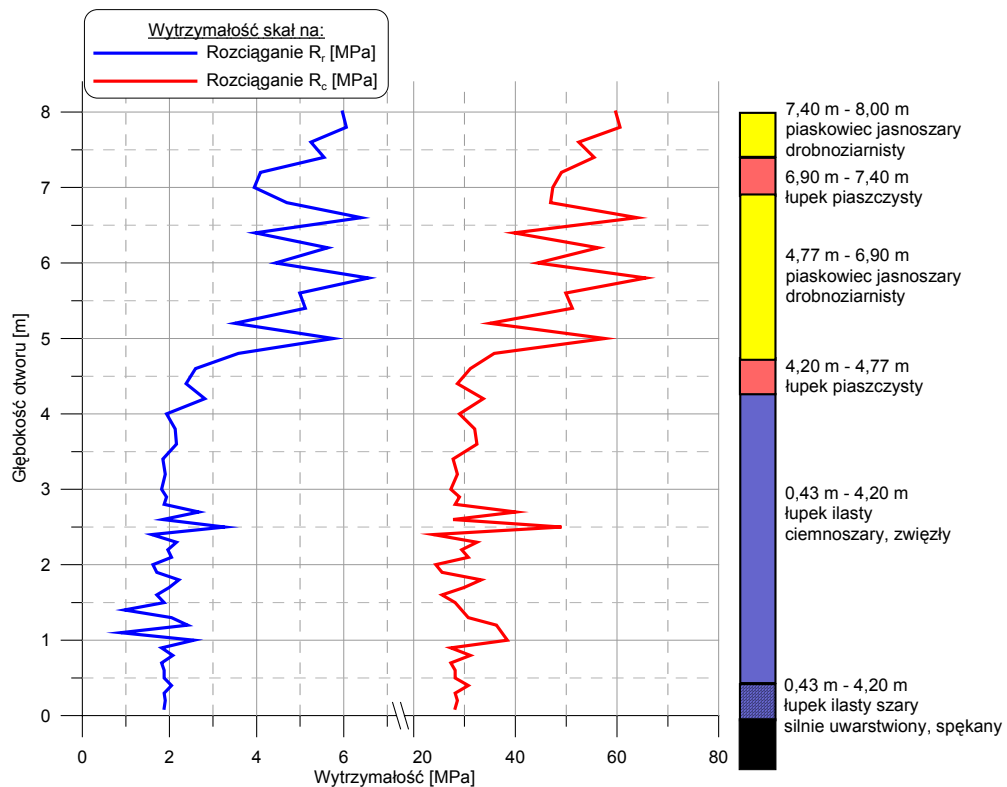
Rys. 5.20. Profil penetrometryczny - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1
810 m od powierzchni ściany V-E1

Średnia wytrzymałość na ściskanie i na rozciąganie w warstwach stropowych chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1 wyniosła odpowiednio: $R_c = 47,8 \text{ MPa}$, $R_r = 3,1 \text{ MPa}$. Można więc stwierdzić, że uzyskane wartości są znaczne, chociaż niższe od tych uzyskanych w badaniach laboratoryjnych. Wynika to z faktu, że wytrzymałości penetrometryczne należy traktować jako parametry masywu skalnego, natomiast wytrzymałość laboratoryjna opisuje własności próbkowe.



Rys. 5.21. Profil penetrometryczny - chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1
 490 m od powierzchni ściany I-E-E1

Średnia wytrzymałość na ściskanie i na rozciąganie w warstwach stropowych chodnika E-E1 w pokładzie 703/1 wyniosła odpowiednio: $R_c = 37,0$ MPa, $R_r = 2,4$ MPa.

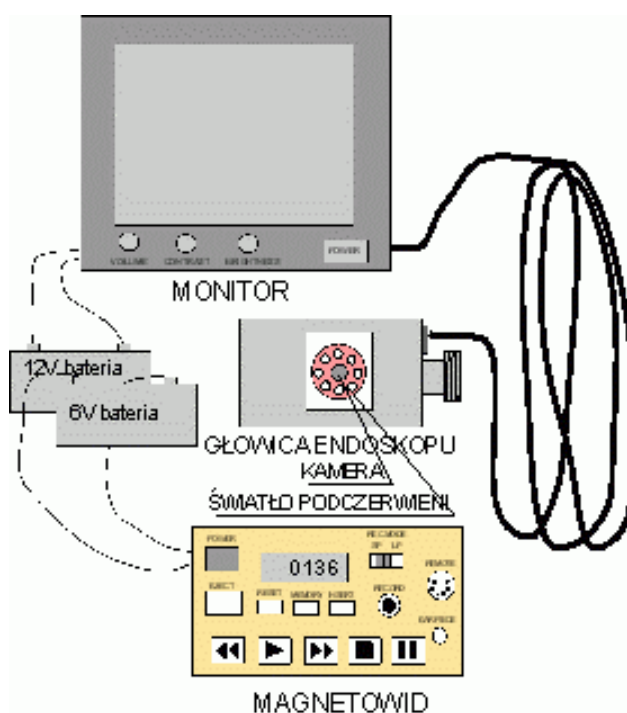


Rys. 5.22 Profil penetrometryczny chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1
 230 m od powierzchni ściany II-E1

Średnia wytrzymałość na ściskanie i na rozciąganie w warstwach stropowych chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1 wyniosła odpowiednio: $R_c = 36,2$ MPa, $R_r = 2,9$ MPa.

5.2.4. Pomiary endoskopowe zasięgu strefy spękań

Pomiar zasięgu strefy spękań polegał na wprowadzaniu do otworu rdzeniowego o głębokości 7,0÷8,0 m i średnicy 59 mm głowicy endoskopu z zabudowaną kamerą działającą w podczerwieni (rys. 5.23). Endoskop wykonano w Katedrze Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki AGH, a szczegółowe dane techniczne oraz metodyka badań zamieszczone są w pracach (Małkowski, 2001; Majcherczyk & Małkowski, 2002).



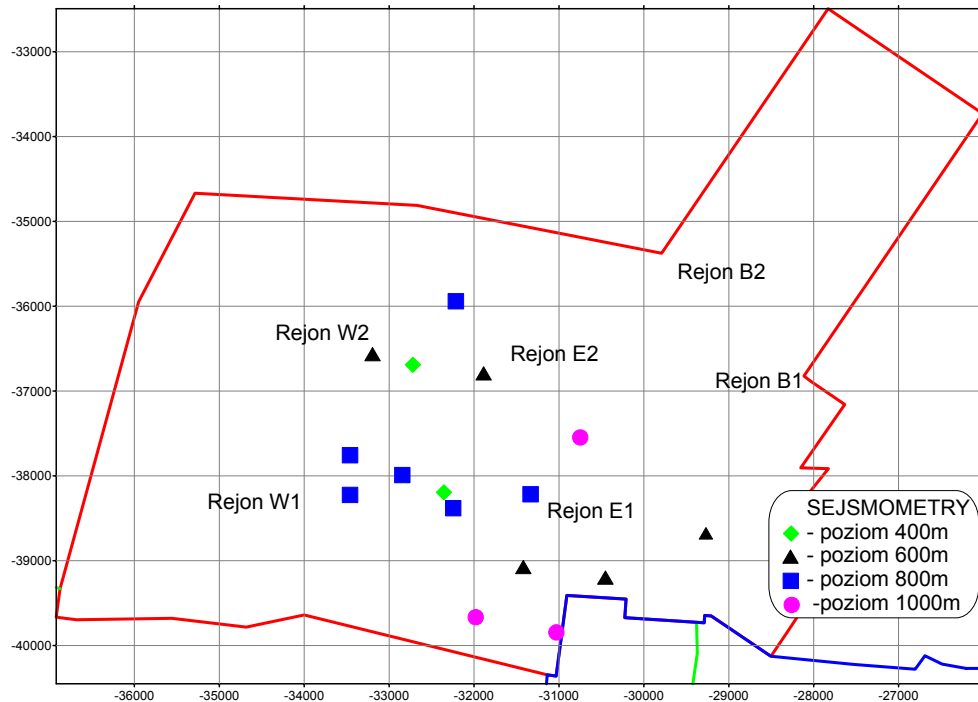
Rys. 5.23. Schemat endoskopu

Na miejscu badań obraz z kamery wraz z komentarzem słownym nagrywany był na magnetowid. Analiza wykonanych obserwacji polegała na określeniu trzech wielkości: zasięgu strefy spękań, liczby spękań i szczelin, sumarycznego rozwarcia szczelin. Podstawową zaletą tego typu badań jest możliwość bardzo dokładnej ilościowej i jakościowej oceny defektów, występujących na ściankach otworu wiertniczego. Badane otwory mogą być zlokalizowane nie tylko w stropie wyrobiska, ale też w jego spągu czy ociosie, a ponadto mogą być nachylone pod dowolnym kątem. Badania endoskopowe są jednak czasochłonne, a wykonanie każdego otworu rdzeniowego kosztowne.

5.2.5. Pomiary aktywności sejsmologicznej i sejsmoakustycznej

Pomiar aktywności sejsmicznej górotworu metodami sejsmologiczną oraz sejsmoakustyczną wymaga prowadzenia ciągłych obserwacji. Metodyka badań w obu przypadkach jest podobna, gdyż w obserwowanym rejonie należy zamontować sieć czujników i rejestrować odbierane przez nie sygnały. Pomiar tymi metodami polega na rejestracji zjawisk zachodzących samoistnie, a więc są to metody bierne. Podstawowe różnice między metodami to zakres rejestrowanych energii i częstotliwości. Sejsmologia górnicza zajmuje się wstrząsami górotworu, czyli zjawiskami o dużych energiach powyżej 100 J i małych częstotliwościach drgań nie przekraczających 50 Hz. Sejsmoakustyka natomiast rejestruje drobne pęknięcia górotworu, powodujące drgania o częstotliwości powyżej 50 Hz. Umowna granica energii mierzonej metodą sejsmoakustyczną została ustalona na $5 \div 50$ J (Dubiński et al. 1996).

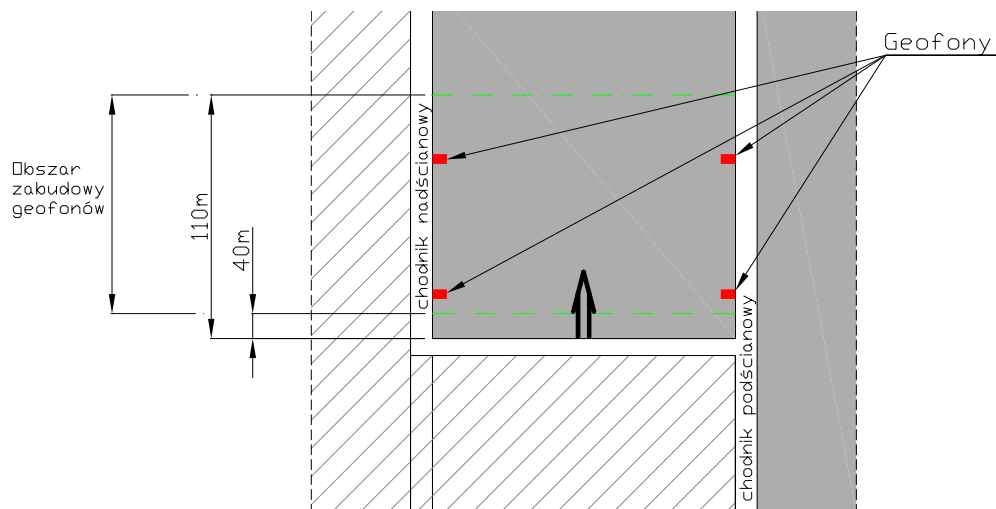
Podstawową metodą obserwacji zmian stanu naprężeniowo-deformacyjnego, jaki występuje w górotworze podczas eksploatacji górnictwa, jest metoda sejsmologiczna. Obecnie jest to najbardziej efektywna metoda pomiarowa, służąca rozpoznaniu sejsmiczności górotworu oraz ocenie bieżącego stanu zagrożenia tąpnięciami. Ważnym elementem jest geometria bazy pomiarowej, która powinna stanowić sieć przestrzenną zapewniającą odpowiednią obserwację rejonu potencjalnego występowania ognisk wstrząsów (Aki & Paul 2002, Boatwright & Fletcher 1984, Drzęźła 1994). W trakcie badań w KWK „Rydułtowy-Anna” stanowiska pomiarowe rozmieszczone były na 4 poziomach wydobywczych: od poziomu 400 m do poziomu 1000 m, zapewniając dokładną lokalizację zaistniałych wstrząsów (Drzęźła 2000). Schemat rozmieszczenia stanowisk sejsmometrycznych przedstawia rys. 5.24.



Rys. 5.24. Rozmieszczenie sejsmometrów na poszczególnych poziomach wydobywczych w KWK „Rydultowy-Anna” Ruch I

Na podstawie pomiarów, wykonanych przy użyciu 16 sejsmometrów zlokalizowanych na czterech poziomach kopalni, określano energię oraz hipocentrum wstrząsu.

Pomiarów aktywności sejsmoakustycznej dokonywano przy pomocy 4 geofonów, po 2 w każdym z chodników przyścianowych, zabudowanych w odległości od 40 do 110 m przed frontem ściany V-E1, I-E-E1 oraz II-E1 w pokładzie 703/1 (rys. 5.25).



Rys. 5.25. Schemat rozmieszczenia geofonów w caliznie węglowej chodników przyścianowych

Sejsmiczność pola eksploatacyjnego może być mierzona według różnych miar np.: powierzchni wybranego pokładu, prędkości przemieszczania się frontu eksploatacyjnego, kroku postępu ściany, wielkości wydobywania, średniej energii wstrząsu itp. Najwygodniej sejsmiczność indukowaną eksploatacją pokładu węgla odnosić do wielkości wydobywania. Wskaźnik intensywności sejsmicznej rozumiany jako stosunek wielkości wyemitowanej energii E (w Joulach) do wielkości wydobywania z danego rejonu obserwacyjnego W (w tonach) uwzględnia wpływ warunków górniczych i geologicznych oraz prędkości postępu ściany na zagrożenie sejsmiczne (Gerlach 1991).

Kierując się powyższą przesłanką w pracy przyjęto, że dla określenia miejsc o podwyższonej aktywności sejsmicznej wykonane będzie porównanie rozkładu wskaźnika intensywności sejsmicznej wyznaczonego dla eksploatacji kolejnych ścian w analizowanym rejonie kopalni.

6. WYNIKI BADAŃ IN SITU

Wyboru miejsc pomiarowych dokonano na podstawie doświadczeń zebranych podczas eksploatacji pokładu 703/1 kolejnymi wyrobiskami ścianowymi w rejonie W1 oraz E1 kopalni. Założono, że czynniki które miały wpływ na deformacje obudowy chodników przyścianowych w latach poprzednich, będą miały podobny wpływ na stan obudowy wyrobisk, znajdujących się w rejonach sąsiednich przewidzianych do eksploatacji. Przedstawiony sposób wyboru rejonów, w których planowane było podjęcie badań, pozwolił w przybliżonym zakresie na wyprzedzające podjęcie działań, mających na celu wyznaczenie lokalizacji stanowisk pomiarowych. Jednym z czynników decydujących o wyborze miejsc obserwacji była lokalizacja wstrząsów górotworu. Baza danych zawierająca energię oraz współrzędne wstrząsów pozwoliła na szczegółową ich analizę, która wykazała duże podobieństwo między wstrząsami zarejestrowanymi przy eksploatacji ścian w rejonach E1 oraz E-E1 kopalni w pokładzie 703/1.

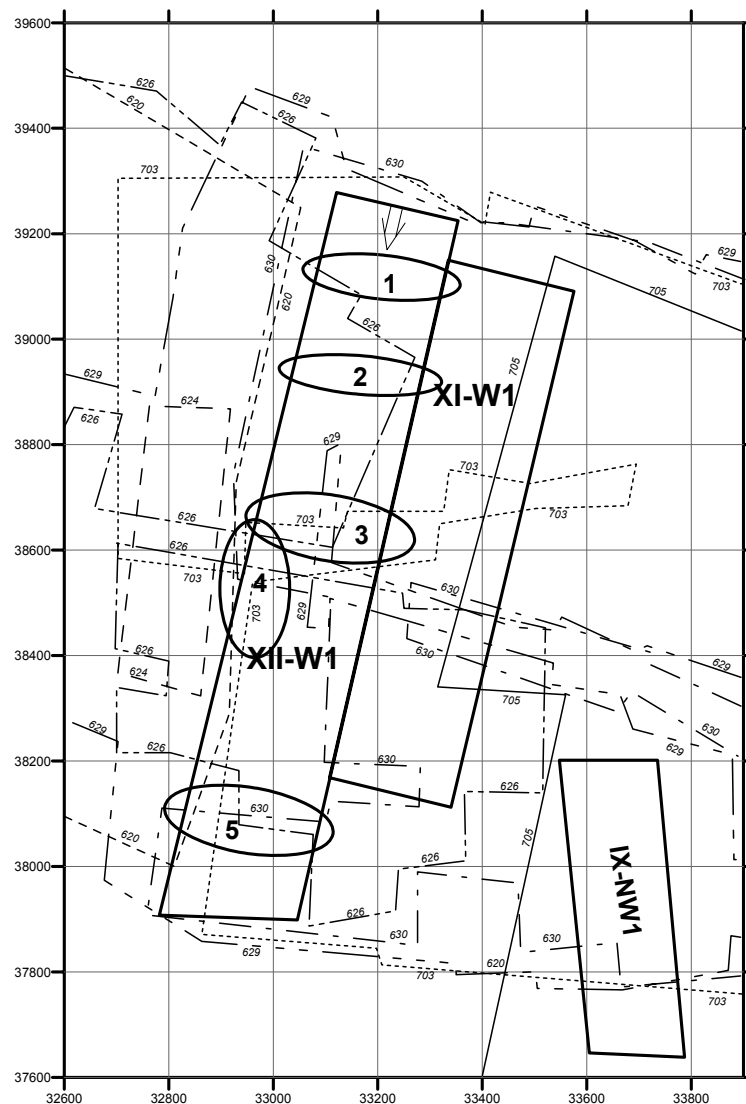
W ramach niniejszej pracy na podstawie energii sejsmicznej określono wskaźnik intensywności sejsmicznej E/W dla kolejno eksploatowanych ścian pokładu 713/1-2. Na rys. 6.1 i rys. 6.2 przedstawiono rozkład wartości wskaźnika intensywności sejsmicznej dla ściany XII-W1 w pokładzie 713/1-2 oraz zaznaczono obszary, oznaczone numerami od 1 do 5, gdzie wystąpiły liczne wstrząsy podczas zbliżania się frontu ściany XII-W1 do krawędzi eksploatacyjnych w pokładach wyżej leżących:

- obszar nr 1 - pokład 626/2,
- obszar nr 2 - pokład 626/2 i pokład 629,
- obszar nr 3 - pokład 626/2, pokład 629 i pokład 703/1,
- obszar nr 4 - pokład 626/2, pokład 630/1 i pokład 703/1,
- obszar nr 5 - pokład 630/1 i pokład 703/1.

W trakcie eksploatacji ściany XII-W1 w pokładzie 713/1-2 zarejestrowano ogółem 621 wstrząsów górotworu z czego 46 o energii 10^5 J a 16 o energii rzędu 10^6 J. Z lokalizacji wstrząsów wynika, że w obrębie eksploatowanej parceli można wydzielić pięć obszarów w których odnotowano największą liczbę wstrząsów wysokoenergetycznych (rys. 6.1). Analizując zmiany wartości wskaźnika intensywności sejsmicznej w zależności od usytuowania frontu ściany XII-W1 (rys. 6.2) można stwierdzić, że podczas zbliżania się do krawędzi pokładów wyżej zalegających następuje gwałtowny wzrost wskaźnika E/W z wartości ok. 20 J/t do wartości powyżej 200 J/t co odpowiada wysokiemu stanowi

zagrożenia wstrząsami. Przypadki takie zanotowano podczas zbliżania się frontu ściany do krawędzi pokładów 703/1 oraz 630/1.

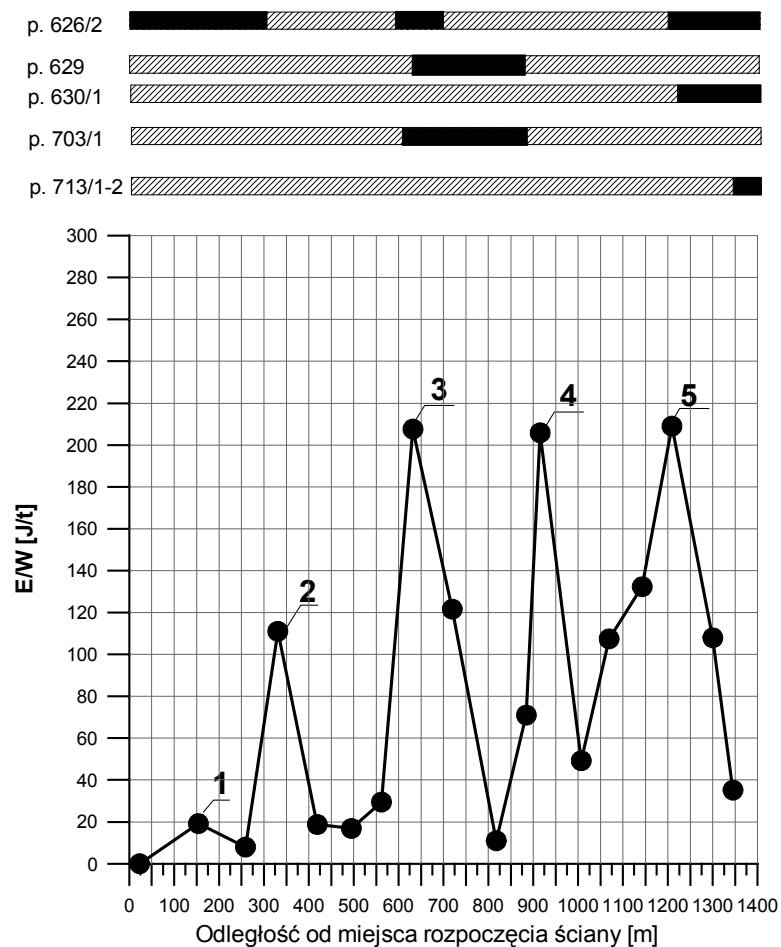
Najwięcej wstrząsów zarejestrowano w rejonach krzyżowania się krawędzi wytworzonych w pokładach wyżej leżących. Sytuacja taka wystąpiła w środkowym fragmencie wybiegu ściany, gdzie krzyżują się krawędzie pokładów 626/2, 629 i 703/1. Podczas eksploatacji tego fragmentu ściany XII-W1 zarejestrowano zwiększoną liczbę wstrząsów wysokoenergetycznych i stanowiły one ok. 30% wszystkich wstrząsów wysokoenergetycznych.



Rys. 6.1. Ściana XII-W1 w pokładzie 713/1-2,
1), 2), 3), 4), 5) - obszary występowania wysokiej aktywności sejsmicznej

Hipocentra rejestrowanych wstrząsów lokalizują się głównie w poszczególnych warstwach piaskowców, powyżej krawędzi pokładów wyżej leżących w dużej odległości od stropu bezpośredniego pokładu 713/1-2. Obserwowana w chodnikach przyścianowych

deformacja obudowy i wypiętrzanie spągu to efekt oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego oraz obciążeń statycznych pochodzących od powstałych zrobów (rys. 6.2). Deformacje obudowy ujawniają się głównie za ścianą oraz na odcinku około 40 m przed ścianą. Na podstawie analizy wskaźnika intensywności sejsmicznej dla ściany XII-W1 zauważono, że wielkość postępu dobowego ścian nie ma istotnego wpływu na wzrost aktywności sejsmicznej. Ważne jest natomiast usytuowanie linii ich frontu w stosunku do przebiegu krawędzi i występowania resztek w pokładach nadległych.



Rys. 6.2. Wskaźnik intensywności sejsmicznej E/W
- ściana XII-W1 w pokład 713/1-2

Należy też zwrócić uwagę, że wartość wskaźnika E/W wzrasta nawet 10-krotnie w przypadku, gdy następuje nałożenie się wpływów 2 lub 3 krawędzi pokładów wyżej wybranych (punkty 3, 4 i 5). Pozostawione krawędzie eksploatacyjne będą zatem decydować przede wszystkim o intensywności zjawiska sejsmicznego i energii jaka może zostać wyemitowana z górotworu.

6.1. POMIARY GEODEZYJNE

Pomiary geodezyjne prowadzono łącznie na 44 stanowiskach zgodnie ze schematem przedstawionym w rozdziale 5. Stanowiska pomiarowe budowane były już po wykonaniu wyrobiska, ale jeszcze przed pojawieniem się wpływów ciśnienia eksploatacyjnego, a więc i aktywności sejsmicznej. Ze względu na znaczną liczbę uzyskanych wyników w pracy zaprezentowane zostały tylko wartości maksymalne uzyskane w trzech fazach istnienia wyrobisk. Pierwsza faza obejmuje wysokość wyrobiska przed rozpoczęciem eksploatacji, druga reprezentuje wysokość wyrobiska na skrzyżowaniu ze ścianą. Ostatnia, trzecia faza, przedstawia końcowy stan wyrobiska.

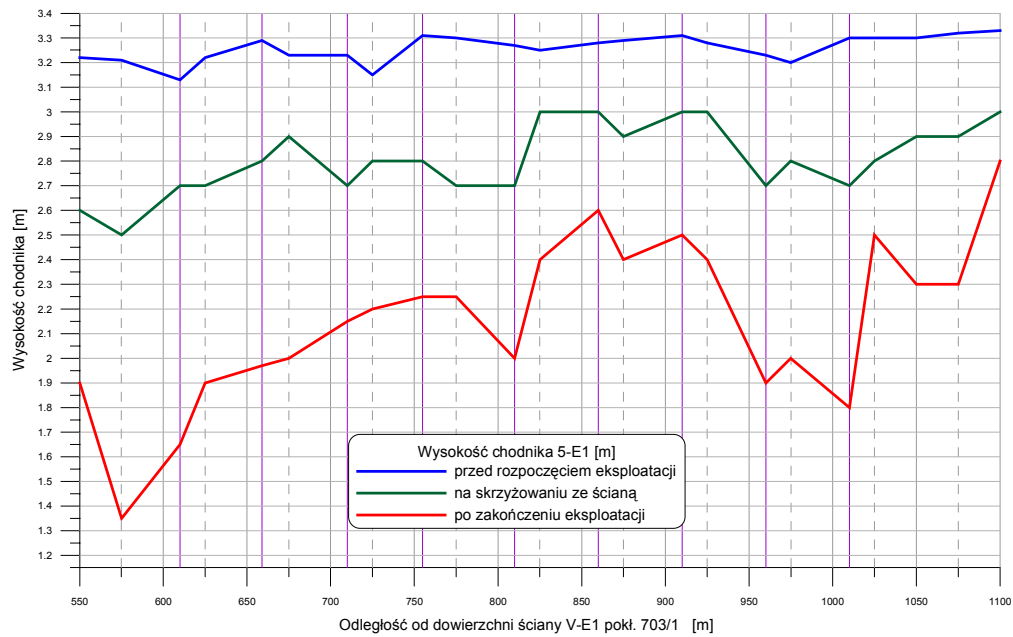
6.1.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1

Zmiana wysokości

W chodniku 5-E1, będącym chodnikiem podścianowym ściany V-E1 w pokładzie 703/1, zainstalowano 23 stanowiska do pomiaru konwergencji. Uzyskane wyniki pozwalają stwierdzić, że przebieg zmiany wysokości wyrobiska jest charakterystyczny dla każdego stanowiska pomiarowego i zależy od lokalnych warunków górniczo-geologicznych. Na rys. 6.3 przedstawiono przebieg zmian konwergencji pionowej (wysokości wyrobiska) dla wszystkich stanowisk pomiarowych w trzech najważniejszych fazach istnienia wyrobiska.

Bazowa wysokość wyrobiska określona przed wystąpieniem oddziaływania frontu ściany wahała się w niewielkich granicach tj. od 3,1 m na 610 m chodnika 5-E1 do 3,33 m na 1100 m wyrobiska. Przemieszczanie się frontu ścianowego w kierunku stanowiska pomiarowego spowodowało zmniejszenie wysokości wyrobiska o wartość od 0,25 m do 0,75 m (średnio $0,3 \text{ m} \div 0,5 \text{ m}$). W tej fazie eksploatacji największe zmiany nastąpiły na 575 m chodnika 5-E1. Końcowe zmiany wysokości różniły się dość znacznie od bazowych. Świadczy to o dalszym wzroście konwergencji już po przejściu ściany. Na badanym odcinku pomiarowym konwergencja była nierównomierna, a najwyższą wartość tj. 1,85 m zarejestrowano na 575 m.

Na ogół tendencja zmiany wysokości (zaciskania pionowego) chodnika nadścianowego 5-E1 przebiegała w całym okresie prowadzonych pomiarów. Jednakże przybierała ona na sile w odległości ok. 40 m przed i 40 m za frontem ściany V-E1.

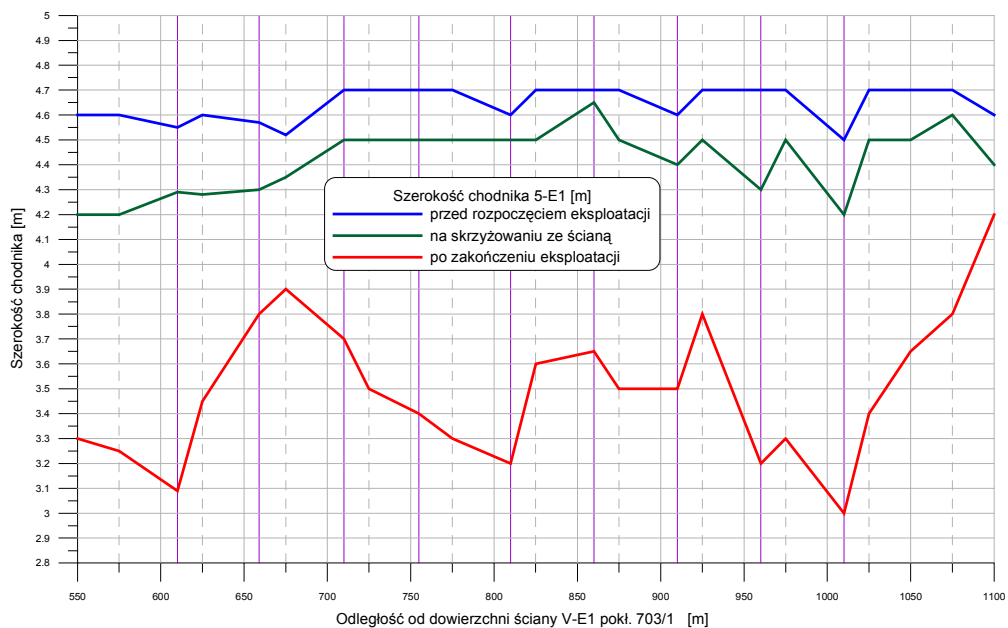


Rys. 6.3. Zmiany wysokości chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1

Zmiana szerokości

Kolejną wielkością istotną z punktu widzenia stateczności wyrobiska jest konwergencja pozioma, czyli zmiana szerokość wyrobiska, którą badano w okresie oddziaływania aktywności sejsmicznej na zabudowanych 23 stanowiskach pomiarowych.

Na podstawie zaprezentowanego wykresu (rys. 6.4) można stwierdzić, że zmiany szerokości w czasie zachodzą nieregularnie, a końcowa wartość konwergencji poziomej wynosi od 0,4 m do 1,5 m. Szerokość wyrobiska uległa największemu zmniejszeniu w miejscach, w których zarejestrowano najwięcej wstrząsów górotworu, podobnie jak w przypadku zmiany wysokości wyrobiska.



Rys. 6.4. Zmiany szerokości chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1

Z rysunku 6.4 wynika, że przemieszczenia konturów wyrobiska są znaczne, a stateczność wyrobiska jest zagrożona w miejscach występowania krawędzi eksploatacyjnych oraz zaburzeń tektonicznych. Charakterystyczny jest fakt, że do największych zmian szerokości, podobnie jak w przypadku zmian wysokości, dochodziło w tych samych miejscach, tj. w odległości ok. 600 m, 800 m oraz 1000 m od powierzchni ścianowej. Zarówno w przypadku zmiany wysokości jak i szerokości wyrobiska należy zwrócić uwagę na ich dużą nieregularność po przejściu frontu ściany. Zmiany własności fizycznych skał na długości chodnika oraz wpływ dodatkowego obciążenia dynamicznego spowodował duże różnice w wymiarach wyrobisk. W przypadku zmian wysokości było to 1,45 m (zakres od 1,35 m do 2,80 m – rys. 6.3), a w przypadku zmian szerokości 1,2 m (zakres od 3,0 m do 4,2 m – rys. 6.4). Największe zmiany wymiarów poprzecznych chodnika zachodziły w miejscach, zlokalizowanych w rejonie bezpośredniego oddziaływania wstrząsów.

6.1.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1

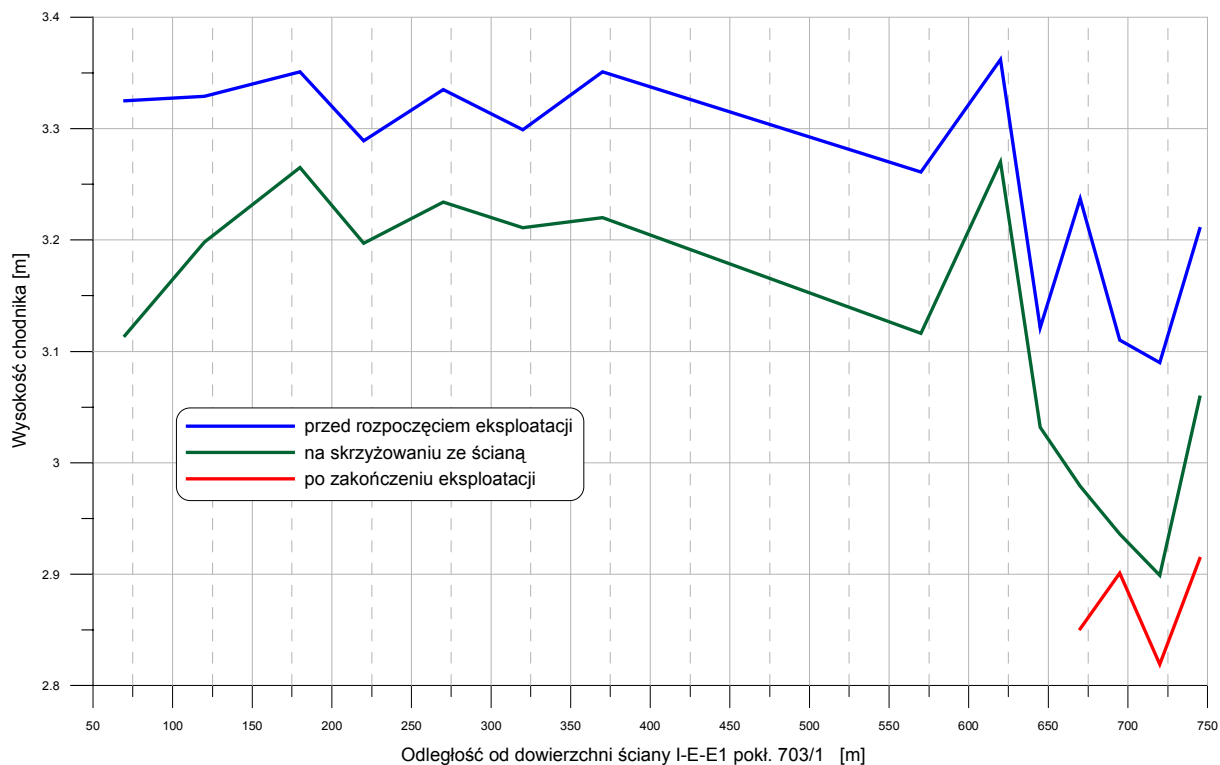
Zmiana wysokości

W chodniku podścianowym E-E1 ściany I-E-E1 w pokładzie 703/1 zabudowano 15 stanowisk do pomiaru konwergencji. Przebieg zmiany wysokości wyrobiska jest odmienny na każdym stanowisku pomiarowym. Na rys. 6.5 przedstawiono przebieg zmian konwergencji pionowej (wysokości wyrobiska) dla wszystkich stanowisk pomiarowych w trzech najważniejszych fazach istnienia wyrobiska.

Pierwsza faza dotyczy sytuacji przed rozpoczęciem eksploatacji, druga obejmuje zmiany wysokości wyrobiska w obrębie skrzyżowania ze ścianą. Ostatnia, trzecia faza, przedstawia stan końcowy wyrobiska. Z uwagi na zmiany w prowadzeniu ściany I-E-E1 w stosunku do pierwotnej wersji ujętej w planie ruchu, część chodnika w trakcie prowadzenia badań została zlikwidowana. W wyniku tych zmian ostatnia – trzecia faza obejmuje tylko ostatnie stanowiska pomiarowe od początkowego odcinka chodnika podścianowego E-E1 do skrzyżowania z chodnikiem 7-E1.

Bazowa wysokość wyrobiska określona przed wystąpieniem oddziaływania frontu ściany I-E-E1 wahała się w niewielkich granicach tj. od 3,09 m na 720 m chodnika podścianowego E-E1 do 3,33 m na 620 m wyrobiska. Oddziaływanie przemieszczającego się frontu ścianowego w kierunku stanowisk badawczych spowodowało zmniejszenie wysokości wyrobiska od 0,008 m do 0,258 m (średnio 0,14 m). W tej fazie eksploatacji największe zmiany nastąpiły na 670 m chodnika. Końcowe zmiany wysokości pomierzone na odcinku

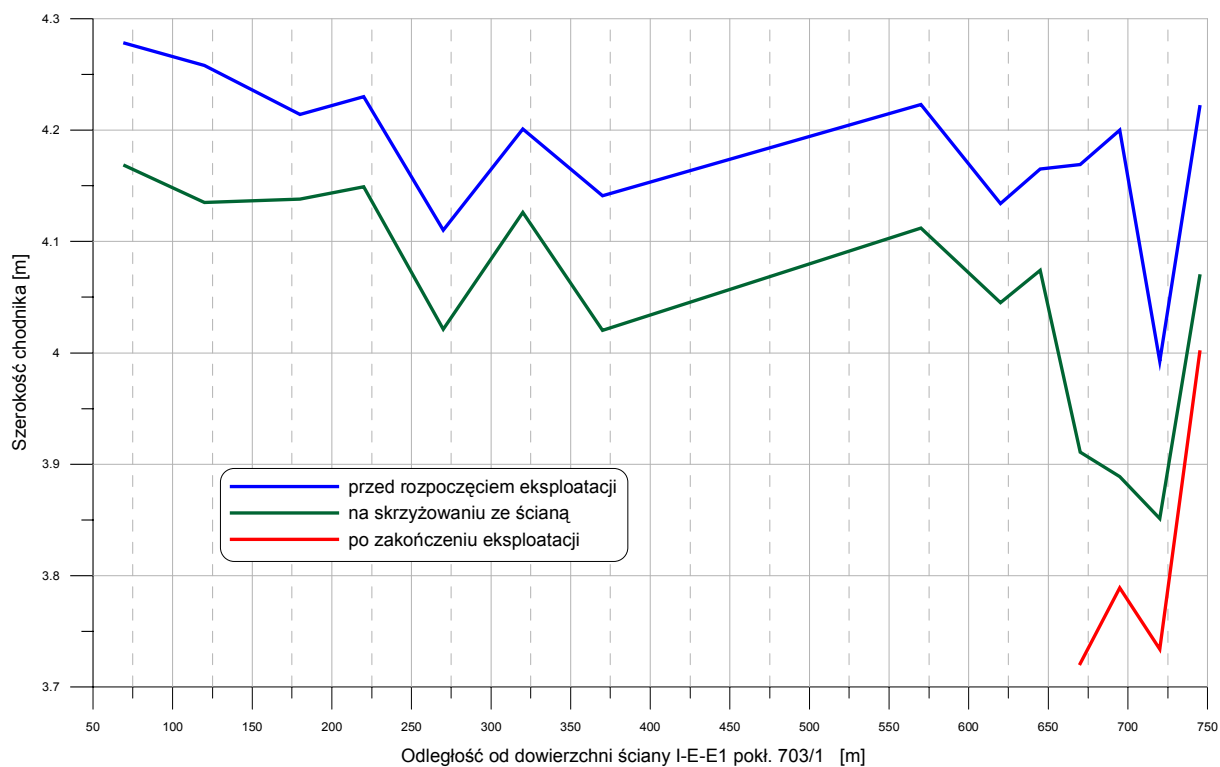
pomiarowym od 670 m do 740 m chodnika były odmienne od bazowych. Przyrost konwergencji następował także po przejściu frontu ścianowego, osiągając wartość od 0,296 m do 0,386 m. Największe zmiany wysokości dochodzące do 0,386 m zaobserwowano na stanowisku zabudowanym na 670 m licząc od powierzchni ścianowej na skrzyżowaniu z chodnikiem 7-E1. Na ogół tendencja zaciskania pionowego chodnika podścianowego E-E1 przebiegała w całym okresie prowadzonych pomiarów. Jednakże przybierała ona na sile w odległości ok. 40 m przed i 40 m za frontem ściany I-E-E1.



Rys. 6.5. Zmiany wysokości chodnika podścianowego E-E1 w pokładzie 703/1

Zmiana szerokości

Zmiany szerokości wyrobiska w czasie obserwowano na 15 stanowiskach pomiarowych. Na podstawie rys. 6.6 można stwierdzić, że zmiany szerokości w czasie zachodzą nieregularnie, a końcowa wartość konwergencji poziomej wynosi od 0,220 m do 0,448 m. Szerokość wyrobiska uległa największej zmianie w miejscach, w których wystąpiły także największe zmiany wysokości wyrobiska. Podsumowując można stwierdzić, że pomierzone przemieszczenia konturów wyrobiska były nieznaczne w porównaniu do poprzednio analizowanego chodnika 5-E1. Stateczność wyrobiska nie była zatem zagrożona na całej długości analizowanego odcinka.



Rys. 6.6. Zmiany szerokości chodnika podścianowego E-E1 w pokładzie 703/1

6.1.3. Chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1

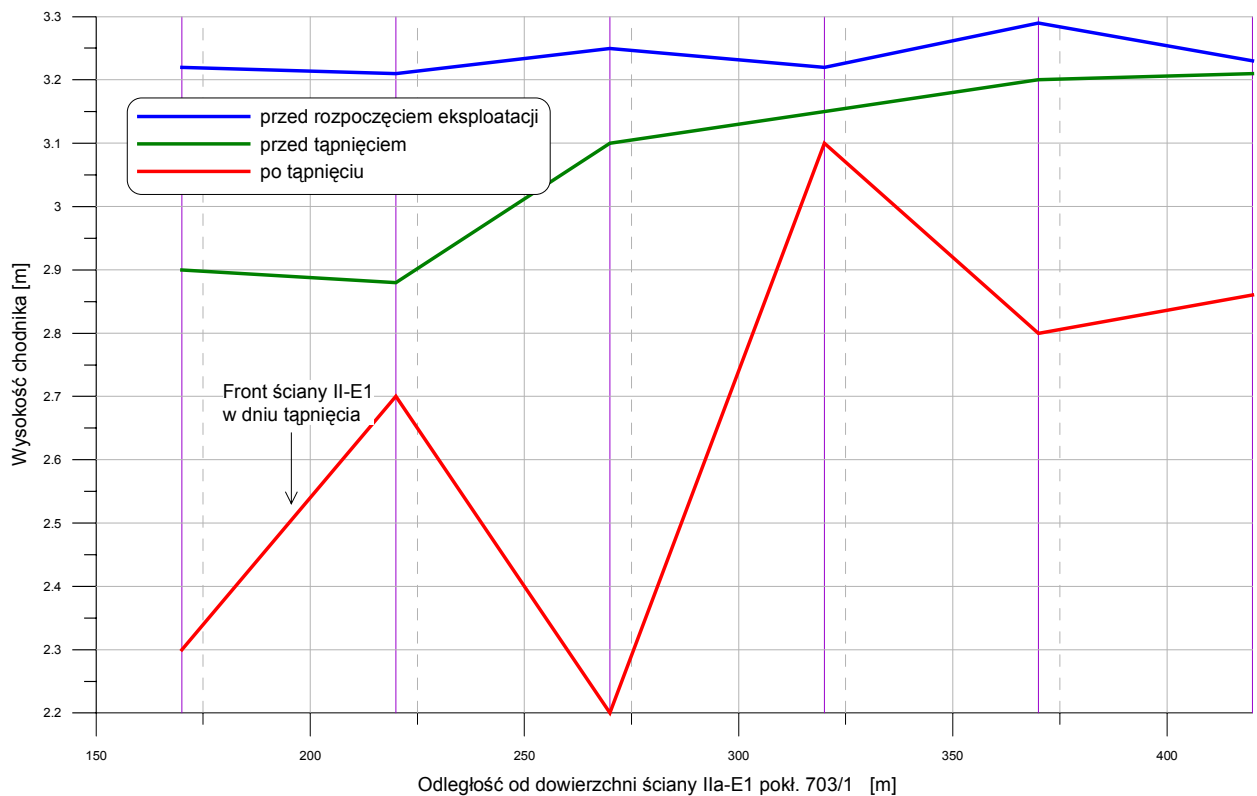
W chodniku 2a-E1, będącym chodnikiem podścianowym ściany II-E1, w pokładzie 703/1 zabudowano 6 stanowisk do pomiaru konwergencji. Na rys. 6.7 przedstawiono przebieg zmian konwergencji pionowej (wysokości wyrobiska) dla wszystkich stanowisk pomiarowych w trzech najważniejszych fazach istnienia wyrobiska, podobnie jak dla wyrobisk poprzednich.

Pierwsza faza przedstawia wysokość wyrobiska przed rozpoczęciem eksploatacji, druga reprezentuje wysokość wyrobiska przed tąpnięciem. Ostatnia, trzecia faza, przedstawia końcowy wymiar wyrobiska po tąpnięciu w dniu 13.05.2006r. Po tym zdarzeniu wyrobisko zostało zamknięte.

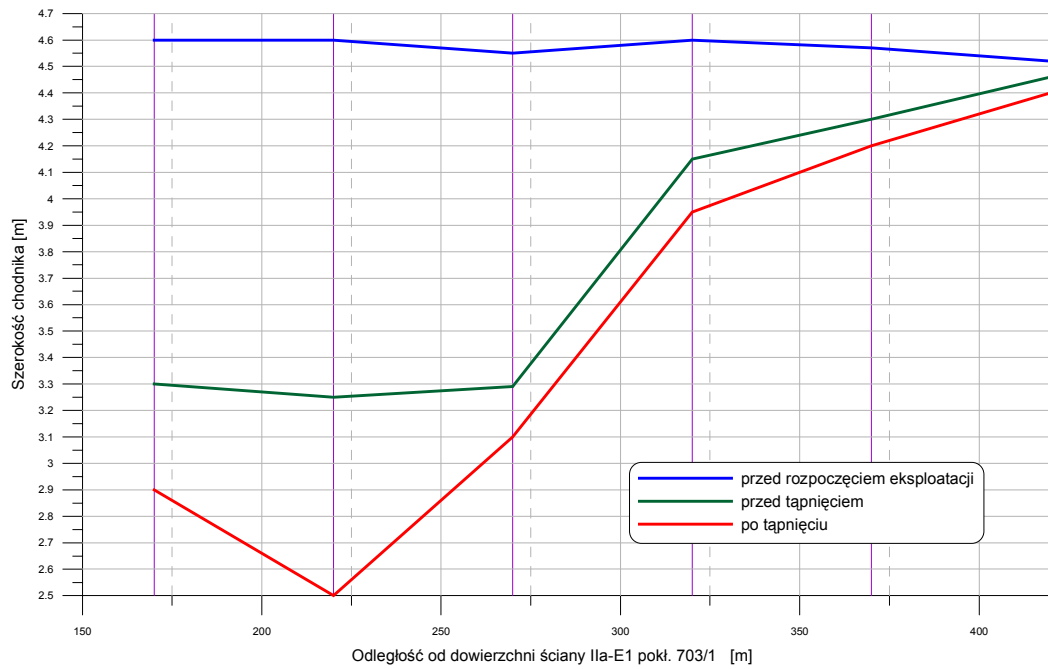
Bazowa wysokość wyrobiska określona przed wystąpieniem oddziaływania postępującego frontu ściany II-E1 wahała się w niewielkich granicach tj. od 3,21 m na 220 m chodnika podścianowego 2a-E1 do 3,29 m na 370 m wyrobiska. Oddziaływanie frontu ścianowego przesuującego się w kierunku stanowisk pomiarowych, powodowało zmiany wysokości wyrobiska. Na poszczególnych stanowiskach zmniejszenie wysokości wyrobiska zmieniało się w granicach od 0,02 m do 0,33 m (średnio 0,16 m). Bezpośrednie oddziaływanie frontu ściany II-E1 spowodowało największe zmiany na 220 m chodnika rzędu 0,33 m. Końcowe

zmiany wysokości pomierzone na odcinku pomiarowym wykazały, że przyrost konwergencji następował także po przejściu frontu ścianowego osiągając wartość od 0,12 m do 1,05 m. Największe zmiany wysokości dochodzące do 1,05 m zaobserwowano na stanowisku zabudowanym na 270 m licząc od powierzchni ściany II-E1. Na ogół tendencja zaciskania pionowego chodnika podścianowego 2a-E1 przebiegała w całym okresie prowadzonych pomiarów. W następstwie tąpnięcia zmniejszyła się przede wszystkim wysokość wyrobiska z 2,90 m ÷ 3,15 m do wysokości 2,2 m ÷ 2,7 m (rys. 6.7). Znacznie mniejsze zmiany odnotowano na odcinku wyrobiska, gdzie odległość od frontu ściany była większa niż 100 m.

Można zatem stwierdzić, że przebieg zmiany wysokości oraz szerokości wyrobiska jest odmienny na kolejnych stanowiskach pomiarowych (rys. 6.7 i rys. 6.8) i zależy głównie od lokalnych warunków górniczo-geologicznych.

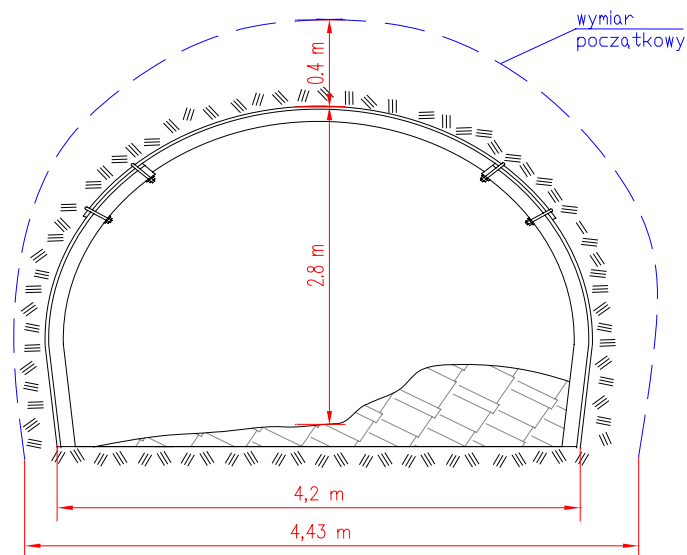


Rys. 6.7. Zmiany wysokości chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1

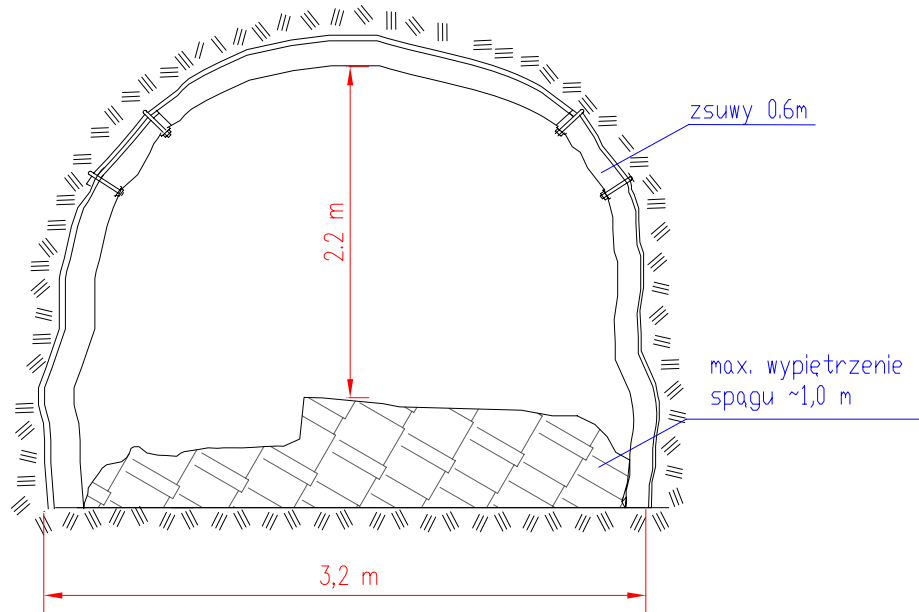


Rys. 6.8. Zmiany szerokości chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1

Podczas pomiarów wykonywanych na obudowie chodnika 2a-E1 na ogół nie stwierdzano powstawania zsuwów obudowy łukowej. Jednakże po tępnięciu, zarejestrowanym w dniu 13.05.2006r., pomierzone maksymalne zsuwy wynosiły od 0,6 m do 0,9 m (rys. 6.9, rys. 6.10 i rys. 6.11).



Rys. 6.9. Szkic przekroju chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1 – 380 m od dowierzchni IIa-E1



Rys. 6.10. Szkic przekroju chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1 – 340 m od dowierzchni IIa-E1



Rys. 6.11. Zsuw na obudowie chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1 - 335 m od dowierzchni IIa-E1

6.2. ENDOSKOPOWE POMIARY ZASIĘGU STREFY SPEKAŃ

Wszystkie otwory rdzeniowe do badań endoskopowych wykonane były w osi wyrobiska. W trakcie obserwacji endoskopowych mierzono trzy parametry:

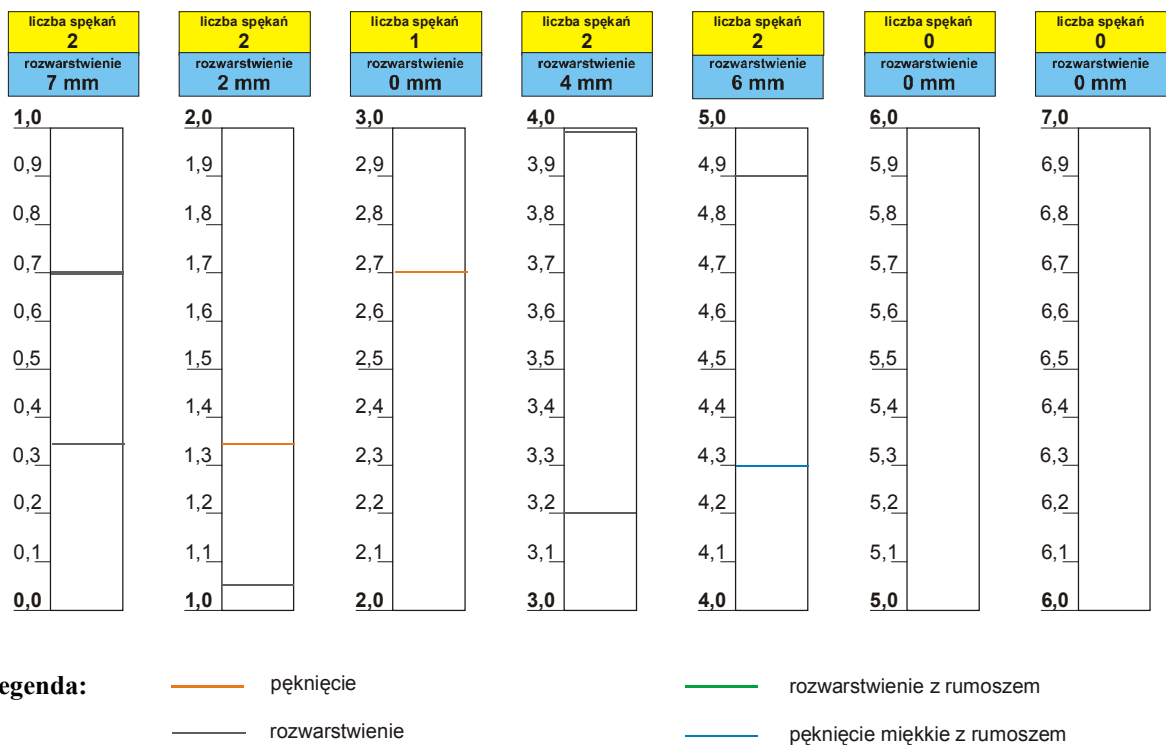
- liczbę spękań, tj.: sumaryczną liczbę szczelin i spękań zaobserwowanych na całej długości otworu,
- rozwarcie, tj.: sumaryczną szerokość wszystkich szczelin na długości otworu,

- zasięg spękań, tj.: głębokość otworu, na której zlokalizowano ostatnią szczelinę lub pęknięcie.

Na wykresach w dalszej części pracy poszczególne rodzaje defektów, występujące na ściankach otworów, oznaczono różnymi kolorami.

6.2.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1

Pomiary endoskopowe w chodniku 5-E1 w pokładzie 703/1 wykonano w dwóch seriach. Pierwszą serię pomiarów dokonano bezpośrednio po odwierceni danego otworu, a drugą w chwili, gdy front ściany V-E1 znajdował się w odległości ok. 40 m od otworu. Podczas pierwszej serii badań zaobserwowano na długości otworu 9 spękań oraz 4 rozwarstwienia o łącznej wielkości 19 mm (rys. 6.12).



Rys. 6.12. Wyniki obserwacji endoskopowych pomiar bazowy chodnik 5-E1 – 710 m

Na podstawie wyników uzyskanych podczas pierwszego pomiaru można stwierdzić, że zasięg spękań w otworze wynosi ok. 4,9 m. W czasie zbliżania się frontu ściany liczba spękań wzrosła do 16, a sumaryczne rozwarście do 28 mm (tablica 6.1). Analizując nieciągłości w tym otworze stwierdzono, że spękania sięgają bardzo wysoko, tj. powyżej pięciu metrów. Sumaryczne rozwarście szczelin nie jest już tak duże, wynosi zaledwie 14 mm. Należy też zwrócić uwagę na fakt, że najwięcej nieciągłości w analizowanym otworze powstało pomiędzy 0,5 m a 2,7 m otworu. Następna strefa spękań powstaje powyżej wysokości 5,0 m.

tj. na kontakcie warstw łupku ilastego i łupku piaszczystego, którego warstwa o grubości 5,3 m stanowi strop bezpośredni pokładu oraz piaskowca o grubości powyżej 3 m.

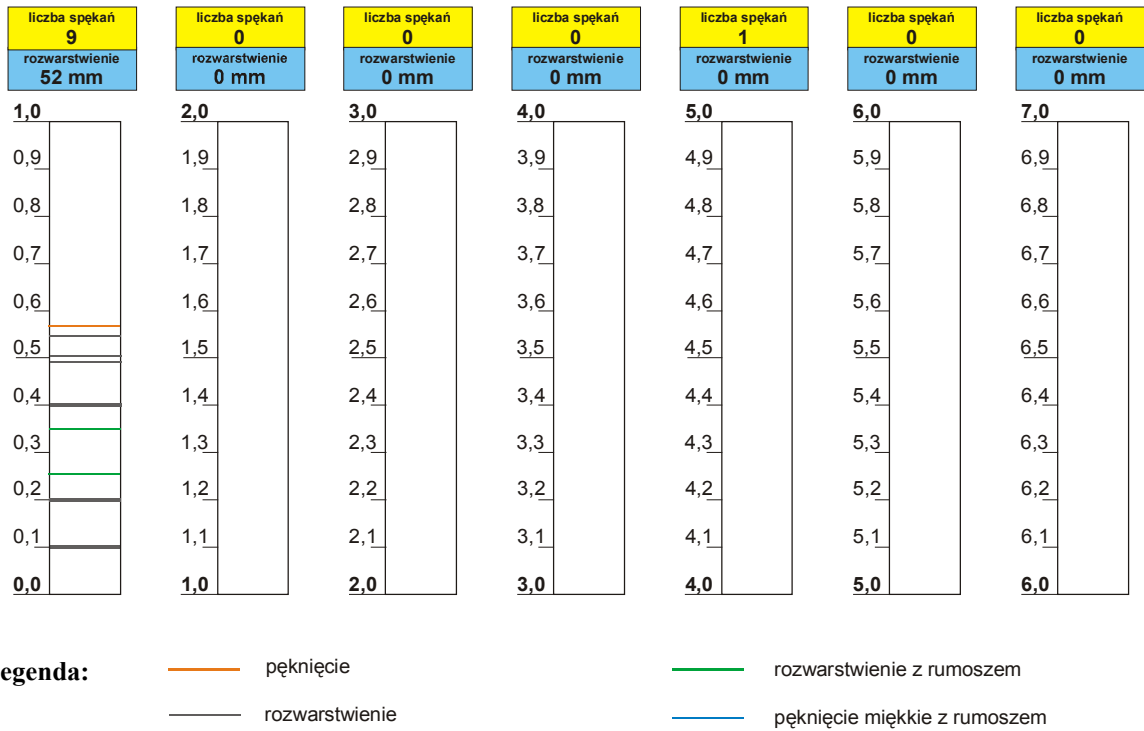
Tablica 6.1. Pomiary endoskopowe w chodniku 5-E1 w pokładzie 703/1

Mierzony parametr	Miejsce badań					
	710 m		860 m		1010 m	
	pomiar		Pomiar		pomiar	
	1	2	1	2	1	2
Liczba spękań	9	16	4	8	30	43
Sumaryczne rozwarście szczelin [mm]	19	28	10	15	60	103
Zasięg strefy spękań [m]	4,3	5,2	1,5	2,5	4,3	5,9

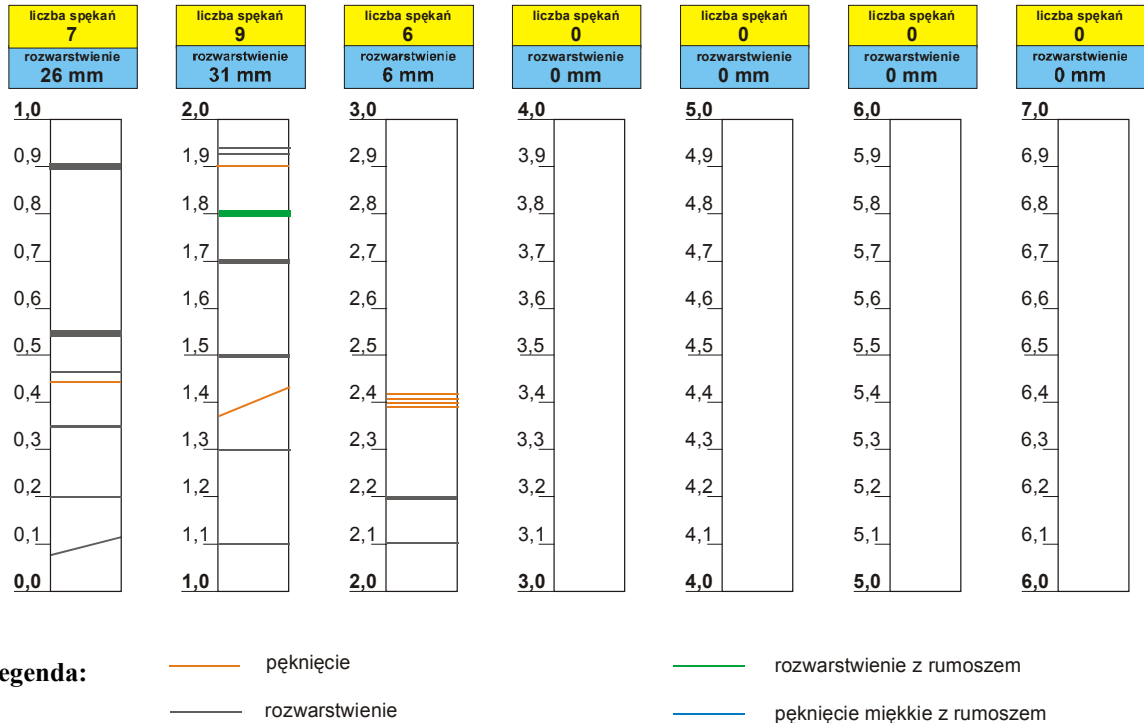
6.2.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1

Pomiary endoskopowe w chodniku podścianowym E-E1 w pokładzie 703/1 wykonano w dwóch otworach. Pierwszą serię pomiarów dokonano bezpośrednio po odwierceniu otworów, a drugą w chwili, gdy front ściany I-E-E1 zbliżył się na ok. 40 m od analizowanych otworów. Podczas pierwszej serii badań w otworze zlokalizowanym na 150 m chodnika zaobserwowano na odcinku pomiarowym 9 spękań oraz sumaryczne rozwarście szczelin 52 mm. Rozwarstwienia w analizowanym otworze dotyczyły tylko początkowego odcinka otworu do głębokości ok. 0,5 m (rys. 6.13). Podczas prowadzenia eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E-E1 następowała dalsza propagacja rozwarstwień, a jednocześnie pojawienie się nowych spękań na głębokości ok. 3,5 m oraz 5,8 m. Podczas drugiego badania stwierdzono, że liczba spękań wzrosła do 14, a sumaryczne rozwarstwienie do 76 mm (tablica 6.2).

Kolejne pomiary endoskopowe przeprowadzone w stropie chodnika podścianowego E-E1 w pokładzie 703/1 wykonano na 700 m chodnika. Podczas pierwszej serii badań zaobserwowano na długości otworu 22 spękania oraz sumaryczne rozwarstwienie o wartości 63 mm. Rozwarstwienia w analizowanym otworze dotyczyły odcinka otworu do głębokości ok. 2,4 m (rys. 6.14). Podczas prowadzenia eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E-E1 następowała dalsza propagacja tych rozwarstwień, w szczególności na głębokości ok. 2,0 m. Podczas drugiego badania stwierdzono, że liczba spękań wzrosła do 25, a sumaryczne rozwarstwienie do 105 mm (tablica 6.2).



Rys. 6.13. Wyniki obserwacji endoskopowych - pomiar bazowy chodnik podścianowy E-E1 – 150 m



Rys. 6.14. Wyniki obserwacji endoskopowych - pomiar bazowy chodnik podścianowy E-E1 – 700 m

Tablica 6.2. Pomiary endoskopowe w chodniku podścianowym E-E1 w pokładzie 703/1

Mierzony parametr	Miejsce badań			
	150 m		700 m	
	pomiar		pomiar	
	1	2	1	2
Liczba spękań	9	14	22	25
Sumaryczne rozwarście szczelin [mm]	52	76	63	105
Zasięg strefy spękań [m]	0,5	5,8	2,4	6,0

6.3. POMIARY ROZWARSTWIEN

Dla dokładniejszego wyznaczenia rozwarstwień skał stropowych wykorzystano rozwarstwieniomierze wielopoziomowe oraz ekstensometry magnetyczne.

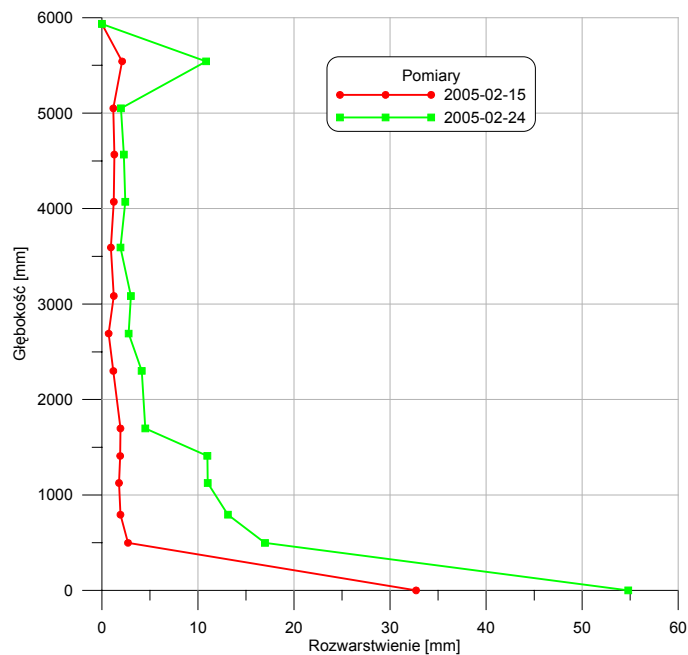
Na podstawie przemieszczeń 20 kotwiczek magnetycznych sondy ekstensometrycznej wyznaczono rozwarstwienia warstw stropowych. Na kolejnych wykresach pokazano jedynie wyniki pomiarów, na które miał wpływ położenia frontu eksploatacji ściany lub też aktywność sejsmiczna górotworu. Początkowe wartości przemieszczeń były zerowe i dlatego też dla zachowania czytelności wykresów wyniki takie zostały pominięte. Należy też dodać, że pierwsza kotwiczka pomiarowa zabudowana była na głębokości 0,3 m w stropie wyrobiska, a na wykresach oznaczono jej położenie na poziomie zera.

6.3.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1

W chodniku 5-E1 zlokalizowanym w pokładzie 703/1 zabudowano 9 stanowisk wyposażonych w ekstensometry do pomiaru rozwarstwień na odcinku od 0 do 7 m powyżej stropu wyrobiska. Stanowiska zabudowane zostały w chodniku na: 610 m, 659 m, 710 m, 755 m, 810 m, 860 m, 910 m, 960 m oraz 1010 m wyrobiska.

Pierwszy ekstensometr zabudowano w odległości 610 m od dowierzchni ścianowej V-E1 w pokładzie 703/1 i służył on do zapoznania się z charakterystyką pracy urządzenia. Na rys. 6.15 przedstawiono ostatnie dwa pomiary uzyskane z pomiarów na pierwszym ekstensometrze. Pierwszą strefę rozwarstwień o maksymalnej wartości 55 mm odnotowano na głębokości do 1,5 m. Następna strefa rozwarstwień pojawiła się na głębokości 5,5 m i w końcowym etapie wynosiła 11 mm. Prowadzenie pomiarów rozwarstwień za frontem

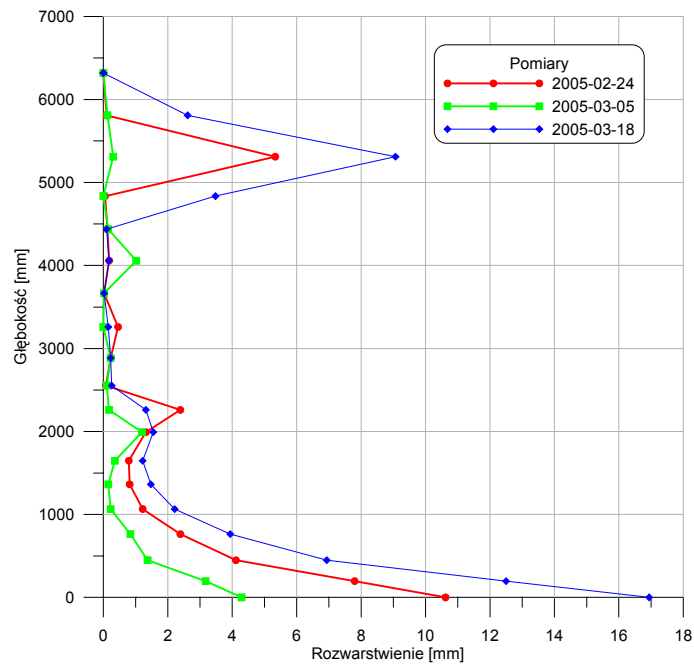
ściany okazało się niemożliwe ze względu na zbyt duże przemieszczenia warstw stropowych, które doprowadziły do zniszczenia stanowisk pomiarowych.



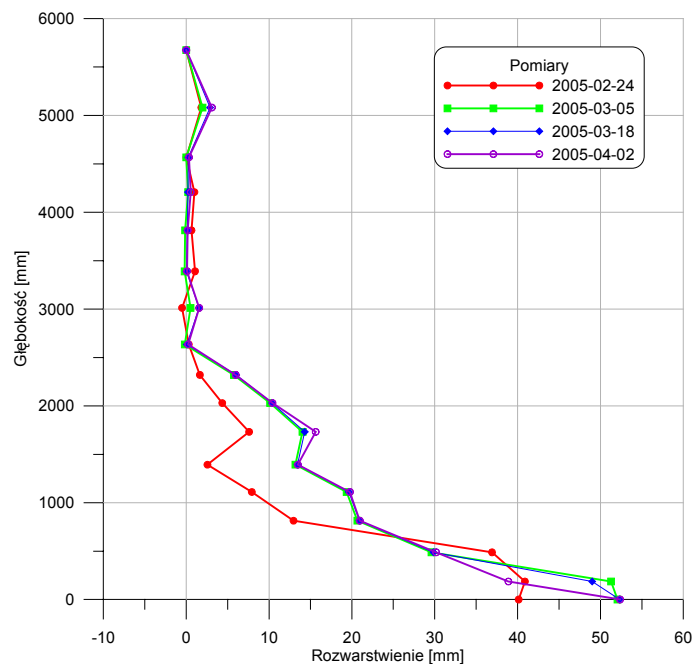
Rys. 6.15. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1 – 610 m

Kolejny ekstensometr zabudowany został w odległości 660 m (rys. 6.16) od powierzchni ściany V-E1. Przyrost rozwarstwień na tym ekstensometrze zaobserwowano, gdy front ściany V-E1 w pokładzie 703/1 zbliżył się na odległość ok. 50 m do stanowiska pomiarowego. Największy przyrost rozwarstwień stwierdzono na początkowej głębokości oraz na 5,5 m i wynosił odpowiednio 17 mm i 9 mm. Kolejne wykonane pomiary wykazały, że podczas zbliżania się frontu ścianowego do stanowiska, rozwarstwienia poszczególnych warstw ulegały zwiększeniu. Powyższe wartości rozwarstwień wystąpiły na styku warstw piaskowca z łupkiem piaszczystym. Podobnie jak w poprzednim przypadku stwierdzono na głębokości 5,5 m przemieszczenia osiągające wartość około 10 mm.

W miejscach nie poddanych oddziaływaniom krawędzi pokładów wyżej leżących oraz wstrząsów, w pakietach skalnych powyżej poziomu 2,5 m nie zarejestrowano przyrostu rozwarstwień powyżej 4 mm (rys. 6.17). Zarejestrowane rozwarstwienia stropu w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska dochodziły jednak do 50 mm.



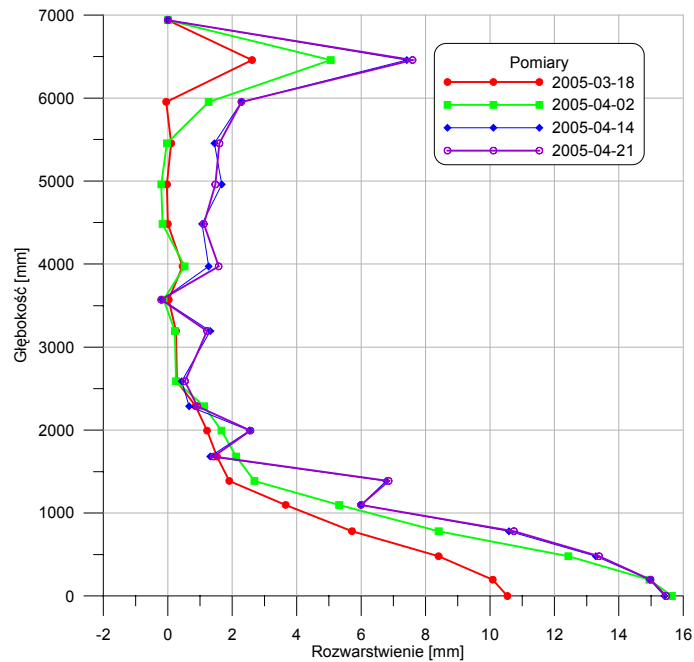
Rys. 6.16. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1 – 660 m



Rys. 6.17. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1 – 710 m

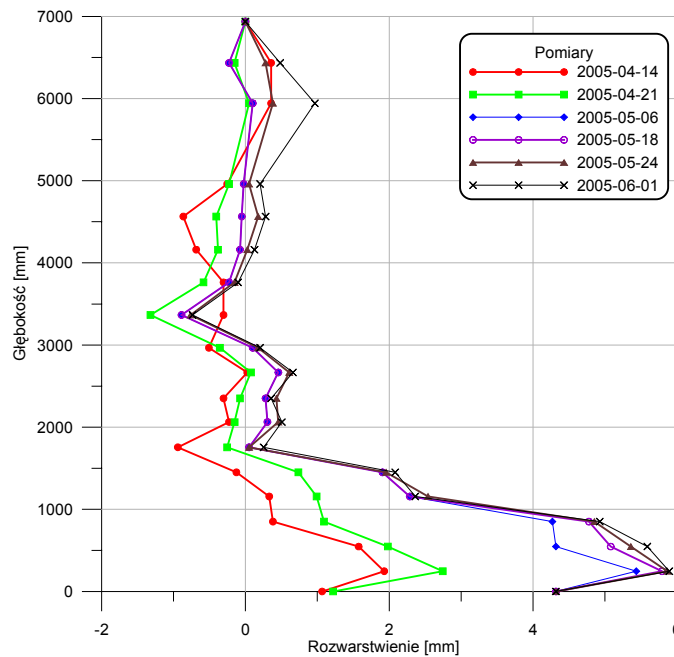
Na rys. 6.18 przedstawiono rozwarstwienia zarejestrowane na kolejnym stanowisku pomiarowym (755 m) zabudowanym w chodniku 5-E1 w pokładzie 703/1. Największe rozwarstwienia w pierwszym pomiarze kontrolnym rzędu 10,4 mm wystąpiły do głębokości 1,0 m, natomiast na głębokości do 6,5 m w otworze badawczym odnotowano rozwarstwienia wielkości 2,5 mm. Zmiany były szczególnie widoczne podczas zbliżania się frontu

ścianowego na odległość mniejszą niż 100 m, bowiem końcowe pomiary wykazały przyrost rozwarstwień do 15,5 mm na głębokości 6,5 m.



Rys. 6.18. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1 – 755 m

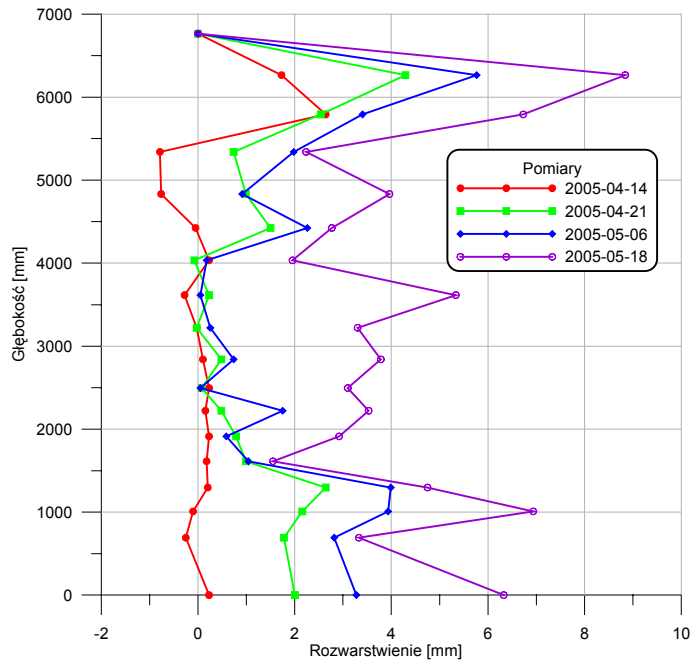
Rozwarstwienia rejestrowane na poszczególnych stanowiskach pomiarowych zdecydowanie różniły się między sobą. Dla przykładu na 860 m chodnika 5a-E1 zarejestrowano przemieszczenia rzędu co najwyżej 6 mm do głębokości 1 m (rys. 6.19). W tym przypadku rejestrowano niewielkie przemieszczenia ujemne, czyli kompaktację warstw.



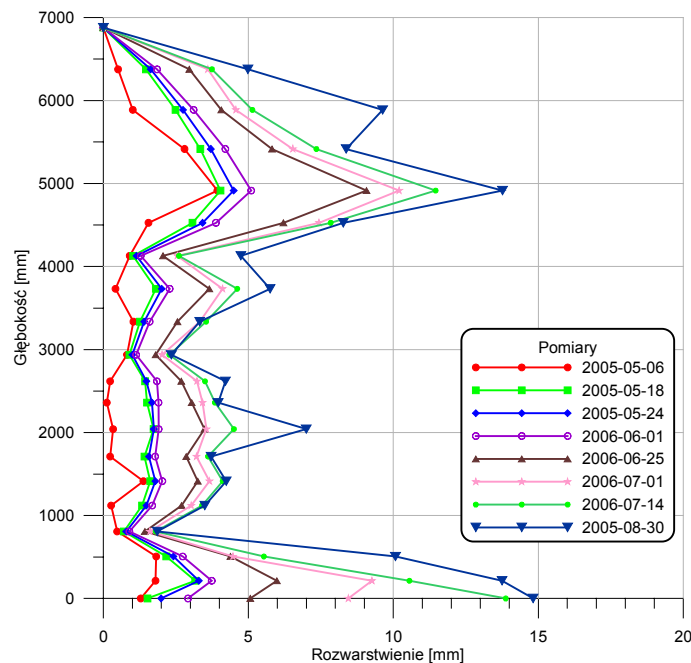
Rys. 6.19. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1 – 860 m

Na kolejnym stanowisku pomiarowym, znajdującym się na 910 m chodnika, rozwarstwienia dochodziły do 9 mm, jednakże były one rejestrowane na całej długości otworu pomiarowego. Największe rozwarstwienia zarejestrowano na głębokości ok. 1 m oraz 6 m (rys. 6.20).

Pomiary wykonane na stanowisku położonym w odległości 960 m od powierzchni V-E1 w pokładzie 703/1, wykazują największe przyrosty rozwarstwień na początkowym odcinku otworu oraz na 5,0 m (rys. 6.21).



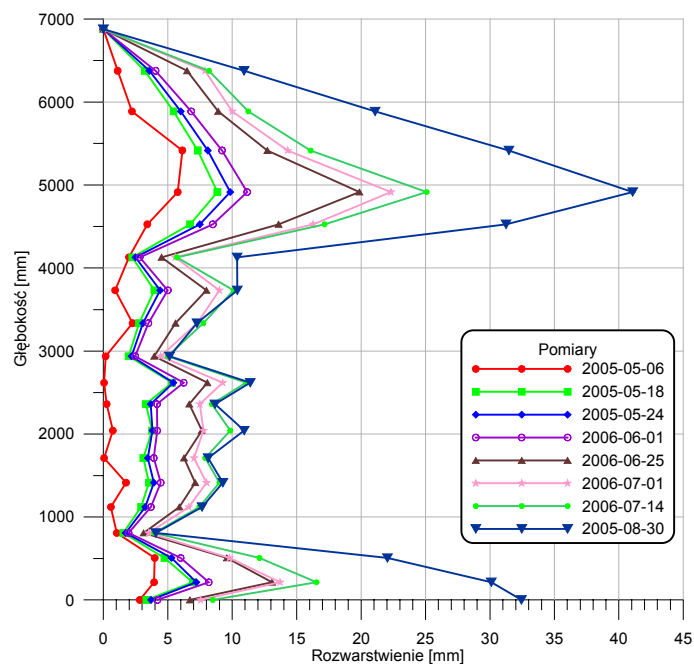
Rys. 6.20. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1 – 910 m



Rys. 6.21. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1- 960 m

Końcowe przemieszczenia na tej głębokości nie przekraczały 15 mm. Przyrost rozwarstwień odbywał się w dwóch etapach do dnia 25.06.2005 oraz do dnia 30.08.2006. Największy przyrost rozwarstwień o wielkości 4 mm zarejestrowano pomiędzy pomiarami wykonanymi w dniach 01.06.2005 i 25.06.2005.

Na rys. 6.22 przedstawiono rozwarstwienia zarejestrowane na stanowisku pomiarowym, zabudowanym na 1010 m chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1. W pierwszym etapie największe rozwarstwienie w tym przypadku stwierdzono na głębokości 5,0 m i wynosiły one 41 mm. Podczas pomiarów zarejestrowano dwa etapy nagłego przyrostu rozwarstwień na głębokości 5,0 m, tj. dnia 25.06.2006 o 9 mm oraz 30.08.2006 o 16 mm. Dwa etapy przyrostu rozwarstwień, jednak o mniejszej wielkości, zarejestrowano także na pozostałych głębokościach. Drugą pod względem wielkości strefą przyrostu rozwarstwień była warstwa bezpośredniego stropu na głębokości 0,3 m (punkt początkowy na wykresie). Rozwarstwienia w tym miejscu wynosiły łącznie 32,5 mm.



Rys. 6.22. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1 – 1010m

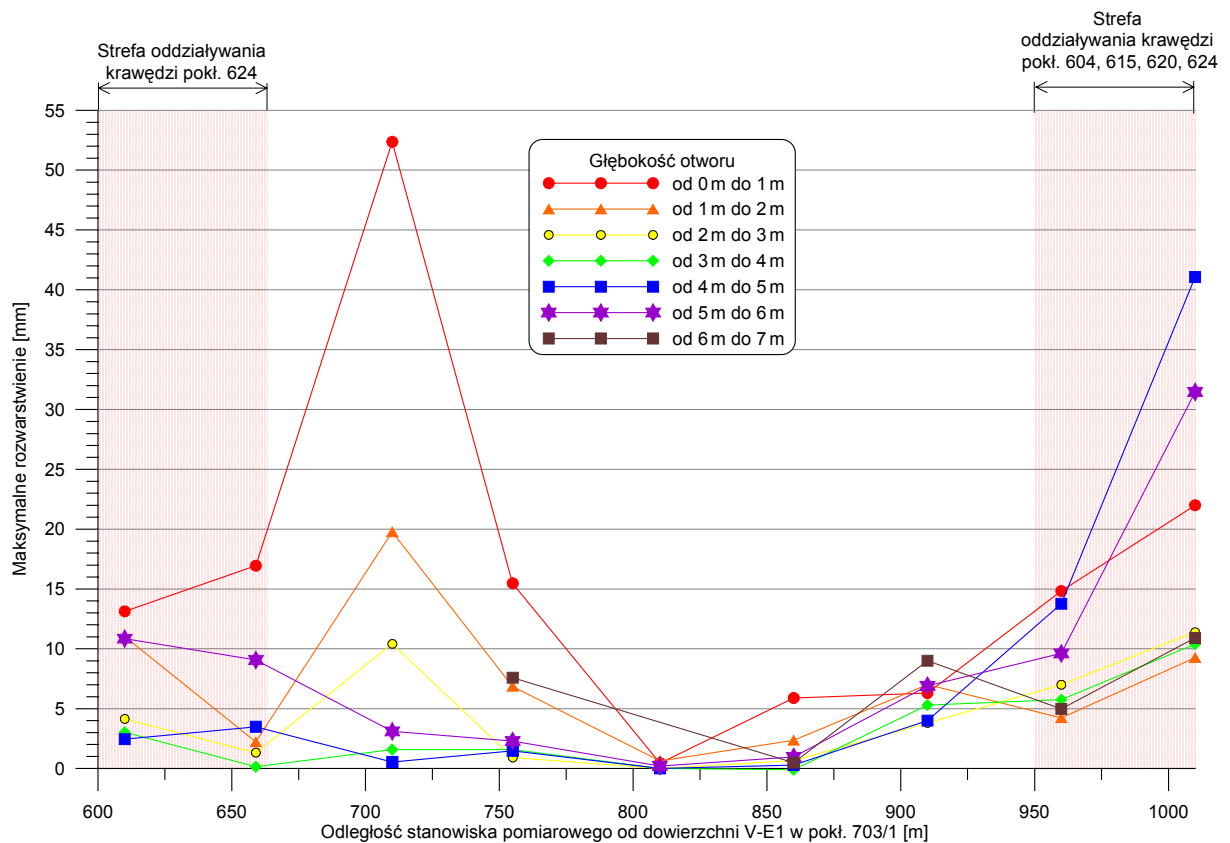
Z przedstawionych wykresów rozwarstwień skał stropowych w chodniku 5-E1 wynika, że największe rozwarstwienia zaobserwowano bezpośrednio nad wyrobiskiem do głębokości 1 m oraz na głębokości od 4 m do 7,0 m..

Rysunek 6.23 przedstawia rozwarstwienia warstw stropowych chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1 wyznaczone na 9 stanowiskach pomiarowych. Każda z linii pomiarowej przedstawia

rozwarstwienia maksymalne pomierzone w siedmiu przedziałach tj. na głębokościach: 0÷1 m, 1÷2 m, 2÷3 m, 3÷4 m, 4÷5 m, 5÷6 m oraz 6÷7 m.

Największe rozwarstwienia zarejestrowano na głębokości od 0÷2 m. Oddziaływania wstrząsów górotworu oraz zaszłości eksploatacyjnych mają znaczący wpływ na przyrost rozwarstwień na tym odcinku, jednakże przemieszczenia zarejestrowane w tym przedziale na całej długości chodnika wykazują dużą różnorodność. Powodem tego jest duża zmienność warunków geologicznych występujących na poszczególnych odcinkach badawczych.

Inaczej propagacja rozwarstwień przebiega w głębszych warstwach stropowych. Największe wartości rozwarstwień na głębokości od 4 m do 7 m wystąpiły wyraźnie tylko w miejscach oddziaływania grupy krawędzi wytworzonych w pokładach wyżej leżących tj. w odległości od 950 m 1010 m od powierzchni ściany V-E1. Na skutek oddziaływania tych krawędzi oraz wstrząsów górotworu zwiększone rozwarstwienia odnotowano zwłaszcza na styku warstw piaskowca z łupkiem piaszczystym.



Rys. 6.23 Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1

6.3.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1

W chodniku podścianowym E-E1 w pokładzie 703/1 zabudowano 12 stanowisk, wyposażonych w ekstensometry do pomiaru rozwarstwień na głębokości od 0 do 7 m

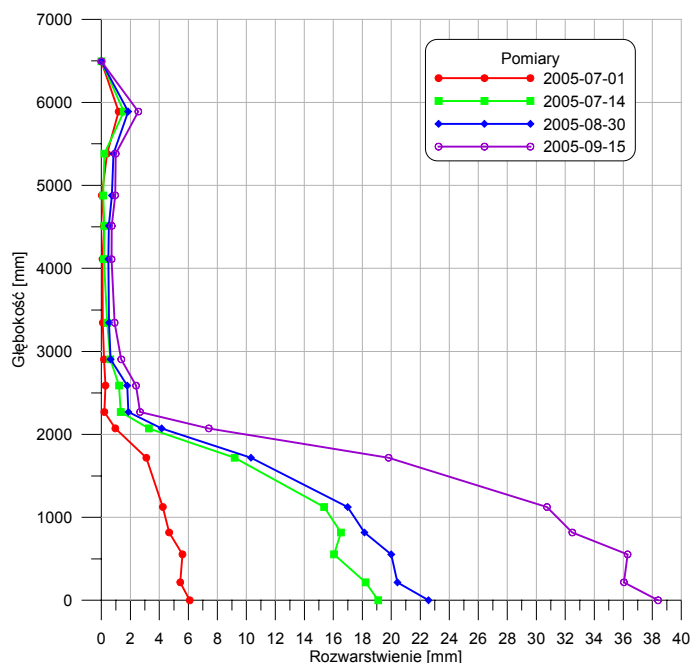
powyżej wyrobiska. Ponadto zainstalowano 3 stanowiska do pomiaru rozwarstwień wyposażone w rozwarstwieniomierze wielopoziomowe, pozwalające na wykonanie pomiarów na 6 poziomach. Rozwarstwieniomierze w końcowym okresie pomiarów zastąpiły ze względów technologicznych ekstensometry (awaria sprzętu pomiarowego). Pomimo mniejszej dokładności sprzęt ten pozwalał na wykonanie pomiarów, chociaż obserwowano znaczne zniszczenie struktury masywu skalnego wokół wyrobiska za frontem ściany, a także po wstrząsach przed frontem ściany.

Stanowiska ekstensometryczne zabudowane zostały w chodniku podścianowym E-E1 w następujących odległościach od powierzchni ścianowej I-E-E1: 70 m, 120 m, 170 m, 220 m, 270 m, 320 m, 370 m, 490 m, 645 m, 670 m oraz 720 m.

Rozwarstwieniomierze wielopoziomowe zabudowano w odległości 620 m, 670 m oraz 720 m od powierzchni I-E-E1 w pokładzie 703/1.

Na podstawie przemieszczeń 20 kotwiczek magnetycznych sondy ekstensometrycznej wyznaczono rozwarstwienia warstw stropowych.

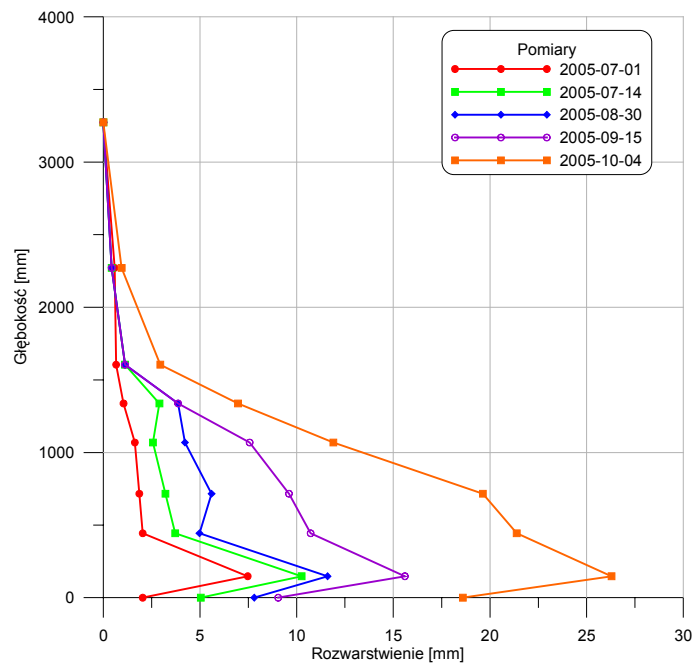
Pierwsze stanowisko w chodniku podścianowym E-E1 zabudowano w odległości 70 m od powierzchni I-E-E1 w pokładzie 703/1. Na tym stanowisku (rys. 6.24), rozwarstwianie warstw stropowych odbywa się tylko na głębokości do 2 m, osiągając maksymalne wartości rzędu 38 mm.



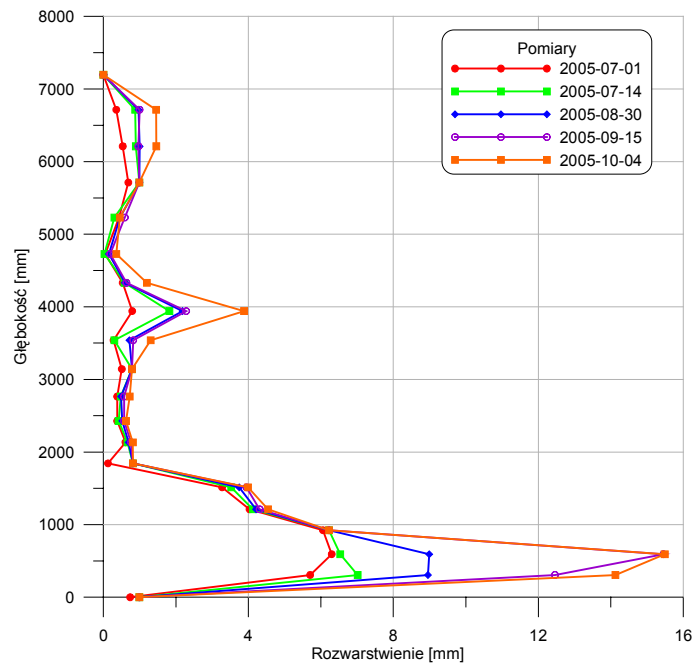
Rys. 6.24. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1- 70 m

Pomiary, wykonane na stanowiskach położonych w odległości od 70 m do 490 m od powierzchni I-E-E1 w pokładzie 703/1, potwierdzają rozwarstwienia jedynie na głębokości do

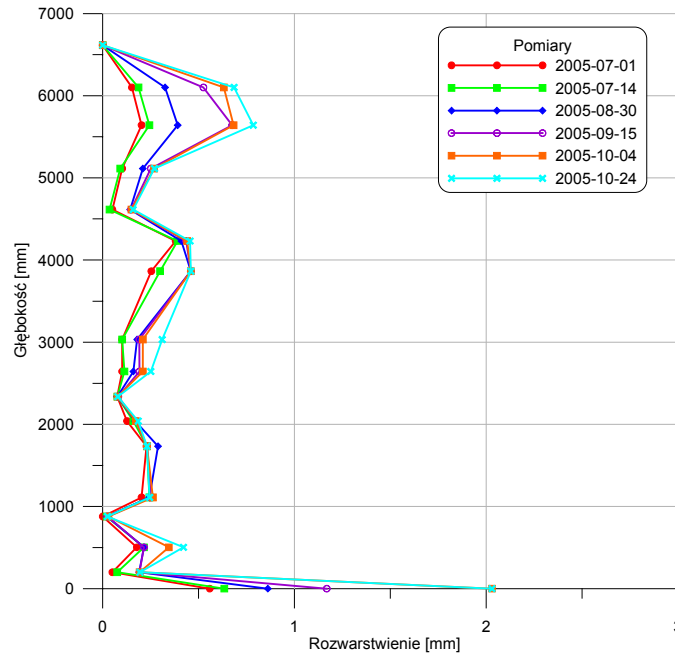
2 m (rys. 6.25, rys. 6.26 i rys. 6.27). Końcowe przemieszczenia na wyżej wymienionych odcinkach pomiarowych nie przekraczały 25 mm. Na ostatnim stanowisku z tej serii zainstalowanym na 490 m chodnika podścianowego E-E1, maksymalne rozwarstwienia nie przekraczały 3,5 mm. Pomimo powiększającej się przestrzeni zrobowej, spowodowanej eksploatacją ściany I-E-E1, rejestrowane rozwarstwienia wraz z postępem eksploatacji były coraz mniejsze.



Rys. 6.25. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1 - 120 m

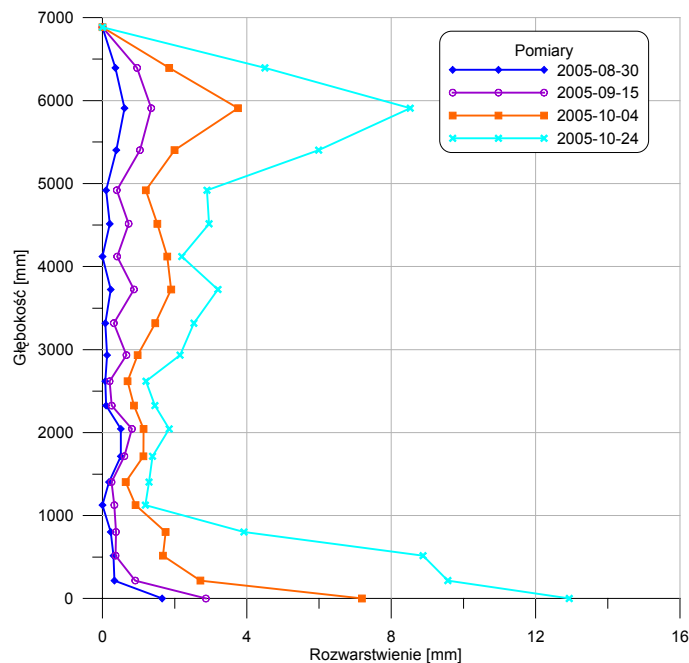


Rys. 6.26. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1 - 170 m



Rys. 6.27. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1 - 490 m

Na rys. 6.28 przedstawiono rozwarstwienia zarejestrowane na stanowisku pomiarowym, zabudowanym na 645 m chodnika podścianowego E-E1 w pokładzie 703/1. Największe rozwarstwienia w tym przypadku stwierdzono na głębokości do 1,0 m i wynosiły one 13 mm. Następna strefa przemieszczeń występuje na głębokości 6,0 m, gdzie pomierzone rozwarstwienia wynosiły 8,5 mm.

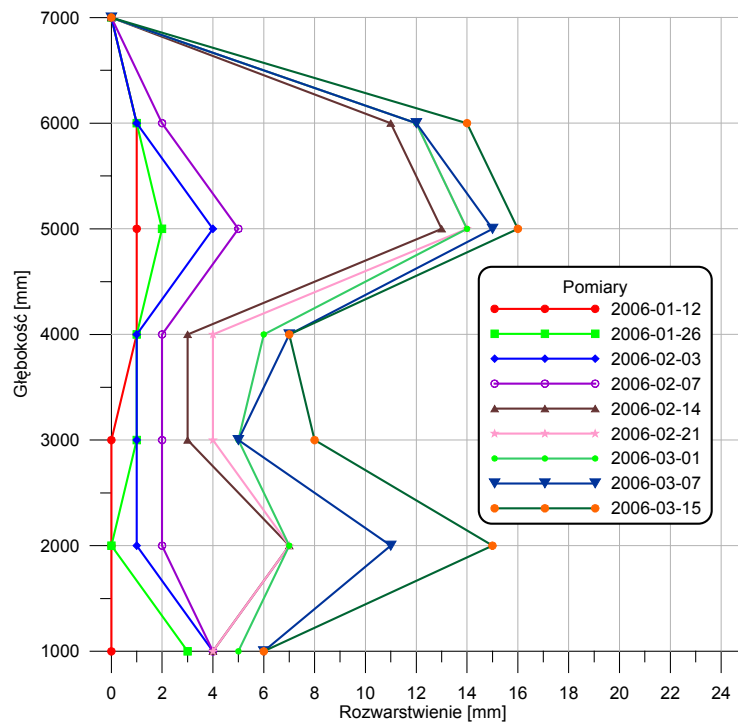


Rys. 6.28. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1 - stanowisko ekstensometryczne 645 m

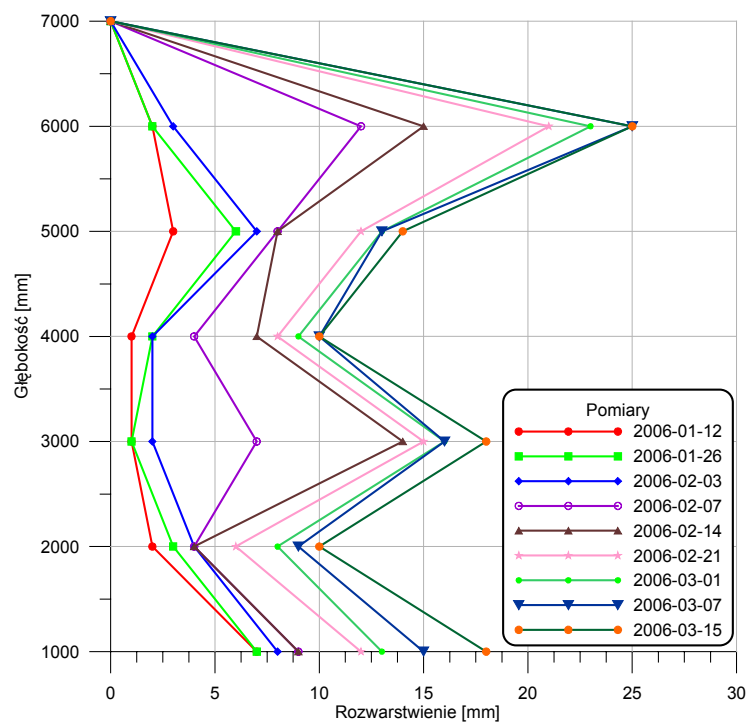
Kolejne pomiary rozwarstwień skał stropowych były mierzone przy pomocy rozwarstwieniomierzy wielopoziomowych. Stanowisko zabudowane w odległości 645 m od dowierzchni ścianowej I-E-E1 w pokładzie 703/1 było stanowiskiem, na którym w pierwszej kolejności wykonywane były pomiary przy pomocy ekstensometrów a następnie rozwarstwieniomierzy wielopoziomowych. Pomiary rozwarstwień wykonane w odległości 645 m od dowierzchni ścianowej I-E-E1 w pokładzie 703/1 wykazały równomierny przyrost rozwarstwień do dnia 7.02.2006. Następnie odnotowano ich gwałtowny przyrost i osiągnęły one największą wartość rzędu 16 mm na głębokości 5,0 m, co zarejestrowano w dniu 15.03.2006 (rys. 6.29). Podobne rozwarstwienia o wielkości 15 mm zarejestrowano na głębokości 2,0 m. Zabudowa dwóch stanowisk pomiarowych w jednym miejscu pozwoliła na pomiary rozwarstwień w dłuższym okresie czasu eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E-E1. Pomimo różnic w sposobie pomiarów oraz ich dokładności uzyskane wyniki świadczą o dalszym przyroście rozwarstwień, w miarę zbliżania się frontu ścianowego, na głębokości od 5 m do 6 m oraz na głębokości do 2 m.

Pomiary rozwarstwień wykonane w odległości 670 m od dowierzchni ścianowej I-E-E1 w pokładzie 703/1 osiągały największą wartość rzędu 25 mm na głębokości 6,0 m (rys. 6.30).

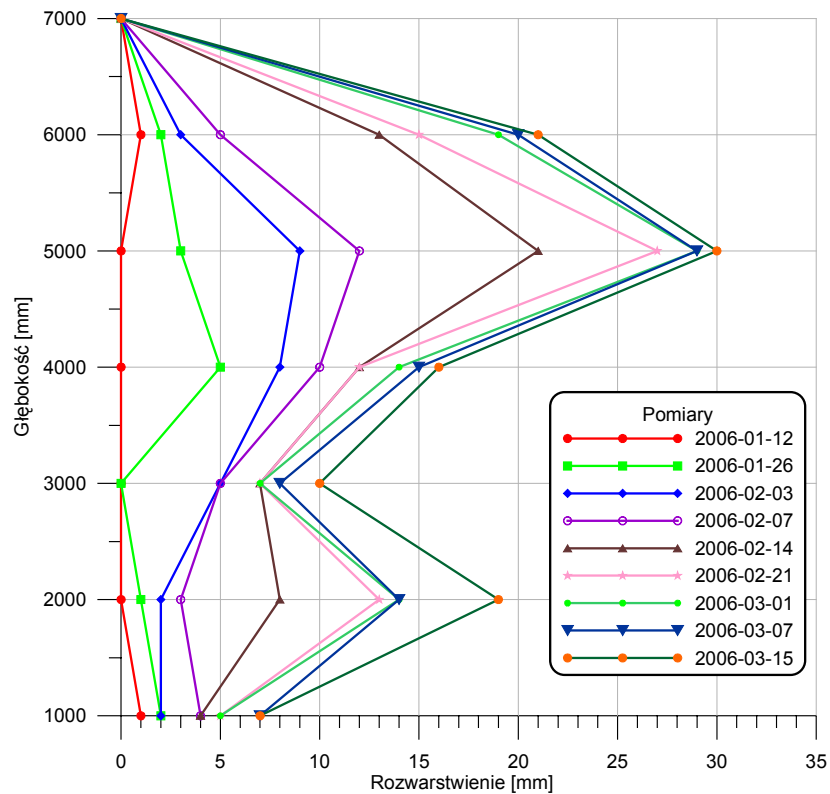
Ostatnie stanowisko do pomiaru rozwarstwień było zabudowane w odległości 720 m od dowierzchni ścianowej I-E-E1 w pokładzie 703/1. Ściana I-E-E1 w pokładzie 703/1 zakończyła swój bieg ok. 10 m przed tym stanowiskiem badawczym. Pomierzone rozwarstwienia osiągały w tym przypadku największą wartość na głębokości 5,0 m i wynosiły maksymalnie 30 mm (rys. 6.31). Przyrost rozwarstwień następował równomiernie. Jednakże pomiędzy pomiarami wykonanymi w dniach 07÷14.02.2006 przyrost wartości rozwarstwień wynosił 9 mm w odległości 5 m powyżej stropu wyrobiska.



Rys. 6.29. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1 - stanowisko rozwarstwieniomierzy wielopoziomowych 645 m



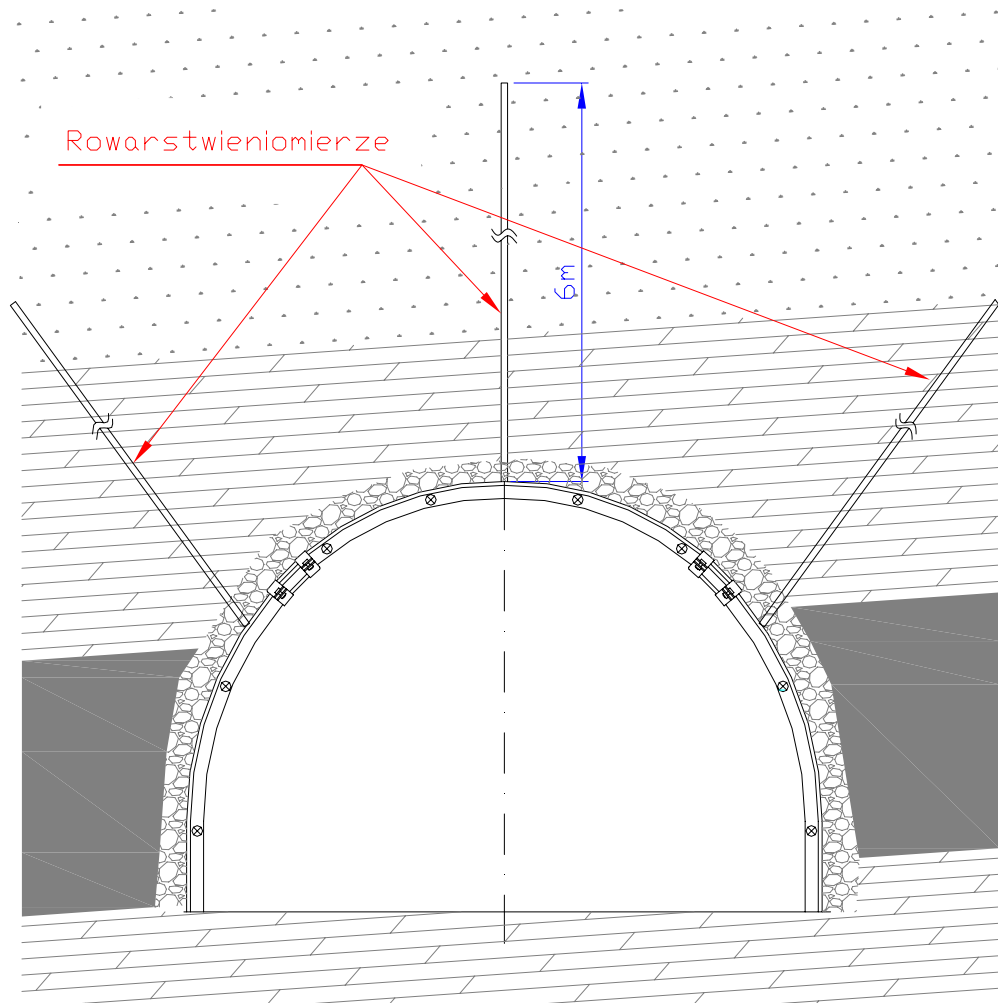
Rys. 6.30. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1- 670 m



Rys. 6.31. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1- 720 m

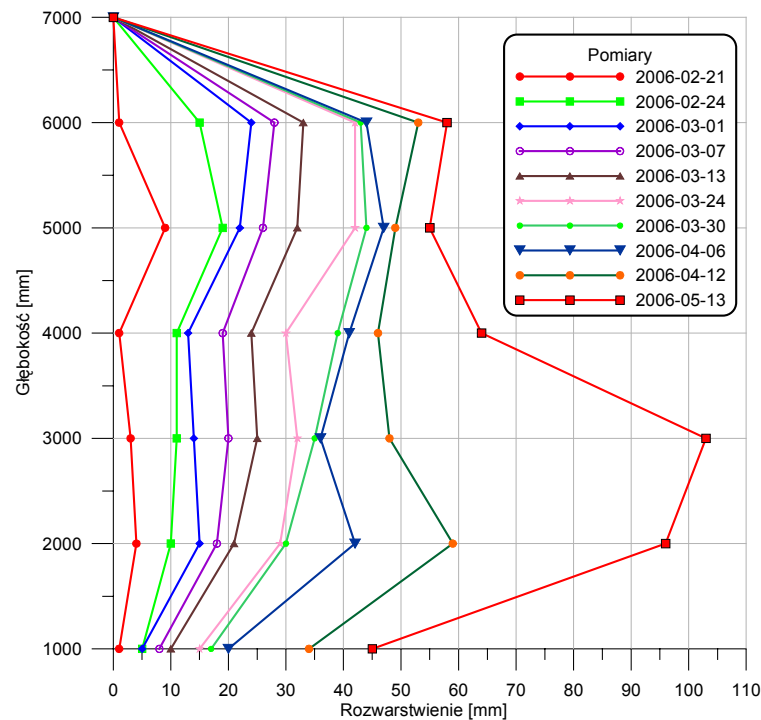
6.3.3. Chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1

W chodniku 2a-E1 w pokładzie 703/1 zabudowano 6 stanowisk wyposażonych w rozwarstwieniomierze wielopoziomowe do pomiaru rozwarstwień na odcinku od 0 do 6 m powyżej stropu. Wyżej wymienione stanowiska zabudowane zostały w następujących odległościach od powierzchni ściany II-E1 w pokładzie 703/1: 170 m, 220 m, 270 m, 320 m, 370 m, oraz 420 m. Ostatnie stanowisko (420 m wyrobiska) było wyposażone tylko w rozwarstwieniomierze, przy czym jeden rozwarstwieniomierz zabudowany był w stropie w osi podłużnej wyrobiska, prostopadle do warstw stropowych, natomiast dwa pozostałe były odchylone od pionu o kąt około 40° (rys. 6.32).



Rys. 6.32. Stanowisko do pomiaru rozwarstwień - chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1 – 420 m

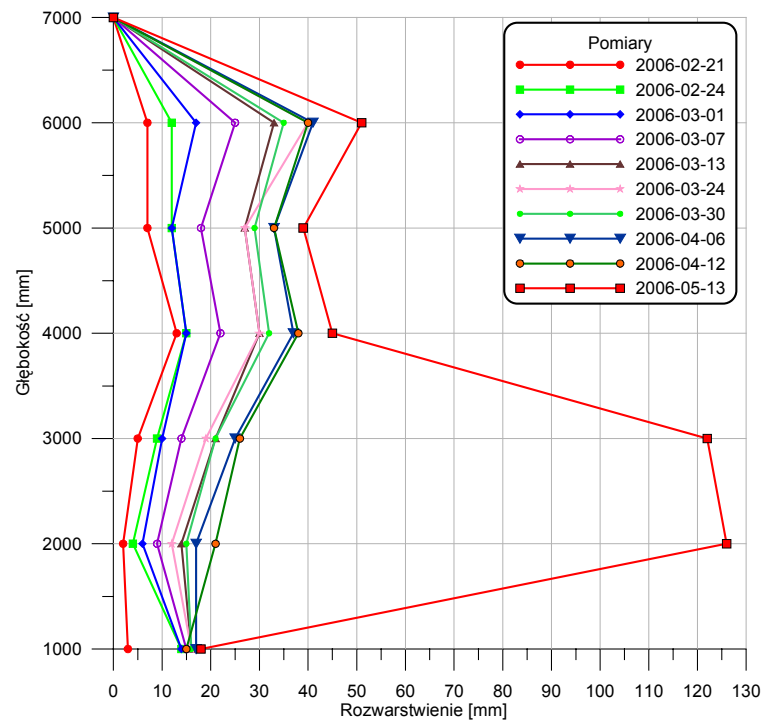
Stanowisko znajdujące się w odległości 170 m od dowierzchni ścianowej było pierwszym zabudowanym w chodniku 2a-E1. Podczas eksploatacji ściany II-E1 rejestrowane rozwarstwienia (rys. 6.33) powiększały się równomiernie, osiągając maksymalne wartości w chwili przejścia frontu ścianowego (pomiar wykonany w dniu 2006-03-24) oraz po tąpnięciu (ostatni pomiar). Największe rozwarstwienia po tąpnięciu zarejestrowano na głębokości 3 m i wynosiły one 103 mm.



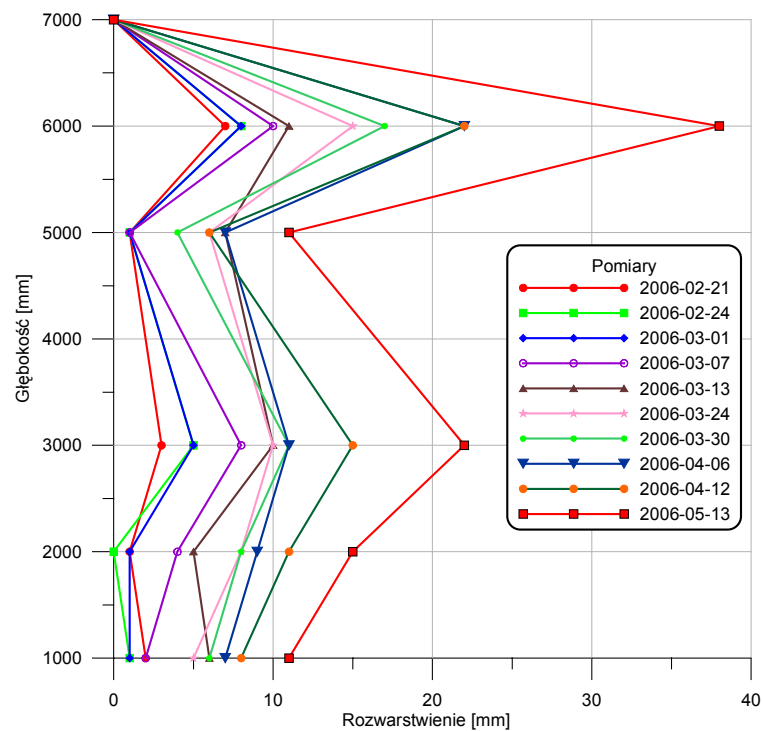
Rys. 6.33. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1 – 170 m.

Na rys. 6.34 przedstawiono rozwarstwienia zarejestrowane na stanowisku pomiarowym, zabudowanym na 220 m chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1. Największe rozwarstwienia zarejestrowano bezpośrednio po tąpnięciu w dniu 13 maja 2006 roku i wynosiły one 126 mm na głębokości do 3 m w miejscach, gdzie dochodziło do największych zmian wymiarów wyrobiska (220 m ÷ 270 m chodnika). Rozwarstwienia odnotowane na stanowiskach pomiarowych na 220 m i 270 m chodnika 2a-E1 dotyczą warstw stropowych aż do głębokości rzędu 6 m (rys. 6.34 i rys. 6.35).

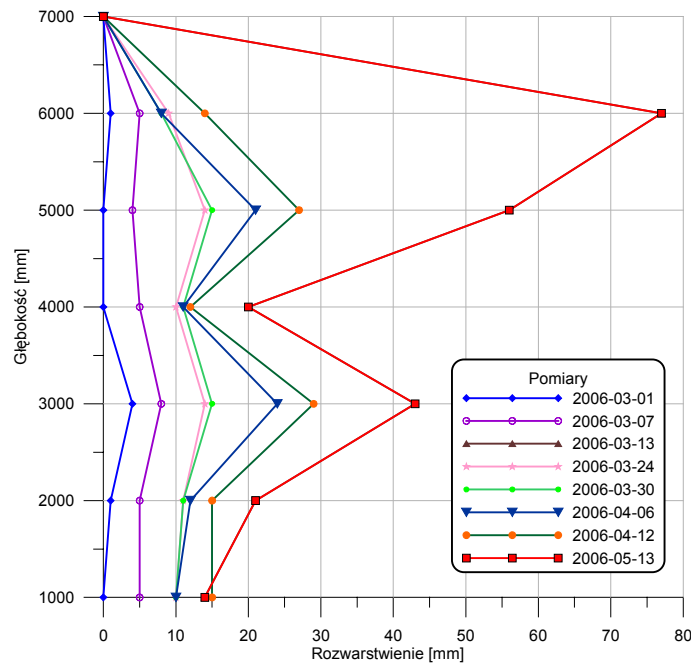
Do chwili wystąpienia tąpnięcia rozwarstwienia maksymalne wielkości 28 mm rejestrowano w chodniku 2a-E1 na stanowisku, zabudowanym w odległości 320 m od powierzchni (rys. 6.36). Po tym zdarzeniu nastąpił gwałtowny przyrost mierzonych wielkości do 77 mm na głębokości 6 m.



Rys. 6.34. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1 – 220 m



Rys. 6.35. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1 – 270 m

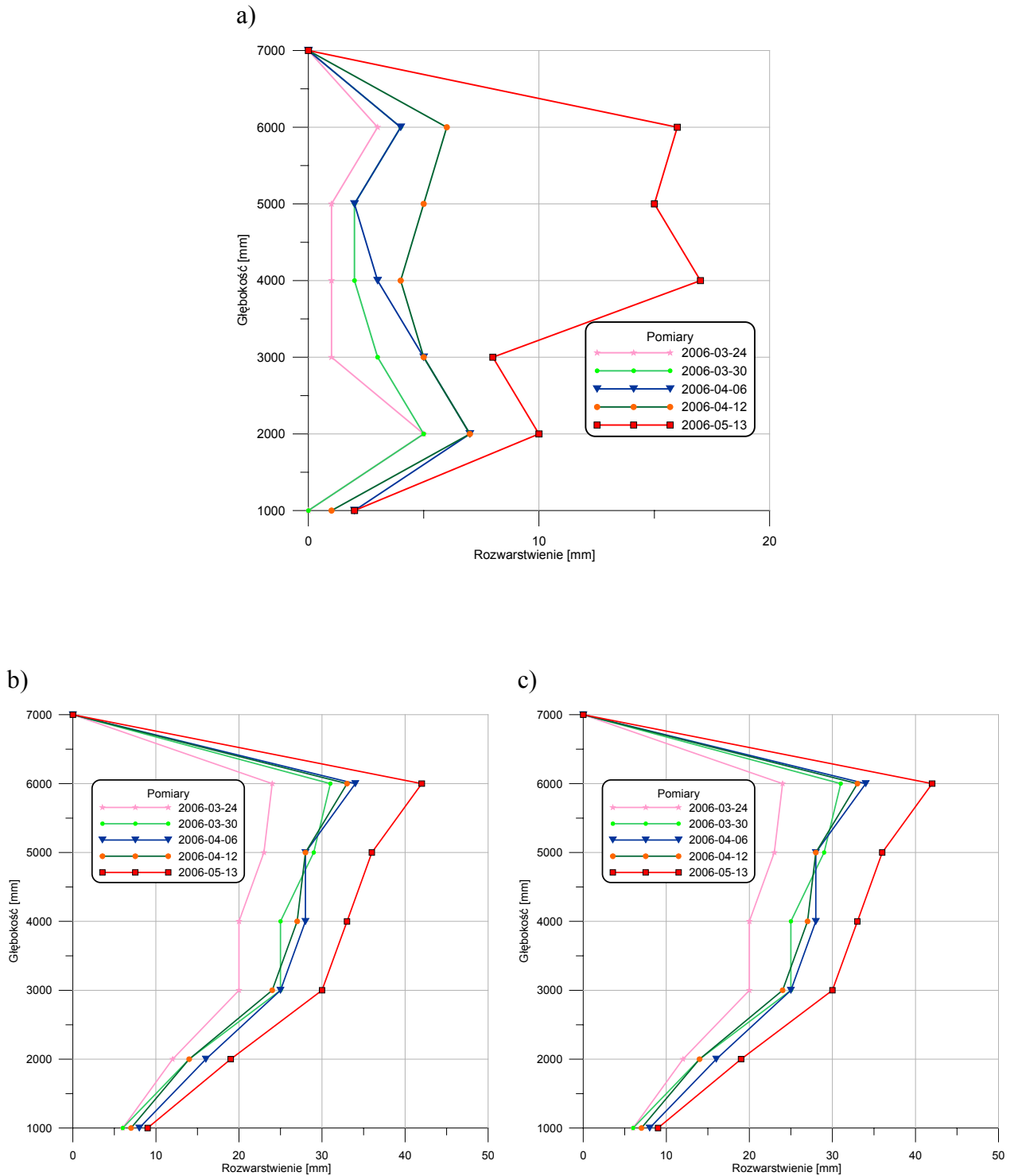


Rys. 6.36. Rozwarstwienia warstw stropowych - chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1 – 320 m

Chodnik 2a-E1 znacznie wcześniej narażony był na oddziaływanie zjawisk dynamicznych w postaci wstrząsów. Na jego obudowę oddziaływały także zroby wcześniej wyeksploatowanych partii pokładu. Na poprzednich wykresach zostały przedstawione tylko rozwarstwienia warstw stropowych w osi wyrobiska. Stanowisko zabudowane na 420 m wyrobiska różniło się od pozostałych tym, że mierzono na nim także rozwarstwienia warstw będących w ociosach analizowanego wyrobiska. Pomiarów prowadzono do chwili wystąpienia tąpnięcia w przedmiotowym chodniku. Stanowisko w tym czasie znajdowało się w odległości ok. 200 m od frontu eksploatacyjnego. Największe rozwarstwienia rzędu 42 mm zarejestrowano po stronie prowadzonej eksploatacji ścianą II-E1 (rys. 6.37). Po stronie chodnika 2-E1 odległego 8 m od chodnika 2a-E1 zarejestrowano rozwarstwienie dochodzące do 21 mm. W stropie chodnika zarejestrowano przemieszczenia o wartości 17 mm.

W przypadku przemieszczeń warstw ociosowych, tąpnięcie nie wywołało jednak większego ich przyrostu. Można zatem stwierdzić, że w porównaniu ze stropowymi warstwami łupkowo-piaskowcowymi znacznie słabsze ociosowe warstwy węgla zostały wcześniej mocno naruszone sąsiednią eksploatacją oraz wstrząsami.

Aktywność sejsmiczną w przypadku KWK „Rydułtowy-Anna” należy więc łączyć z warstwami stropowymi i spagowymi, a nie z samym pokładem węgla. Mała wytrzymałość węgla pokładu 703/1 nie pozwala na gwałtowne pękanie i przemieszczanie się pod wpływem zjawisk wysokoenergetycznych.



Rys. 6.37. Rozwarstwienia - chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1 – 420 m. Otwory wykonane:
a) w osi wyrobiska, b) od strony ściany II-E1, c) od strony chodnika 2-E1

6.4. POMIARY AKTYWNOŚCI SEJSMOAKUSTYCZNEJ

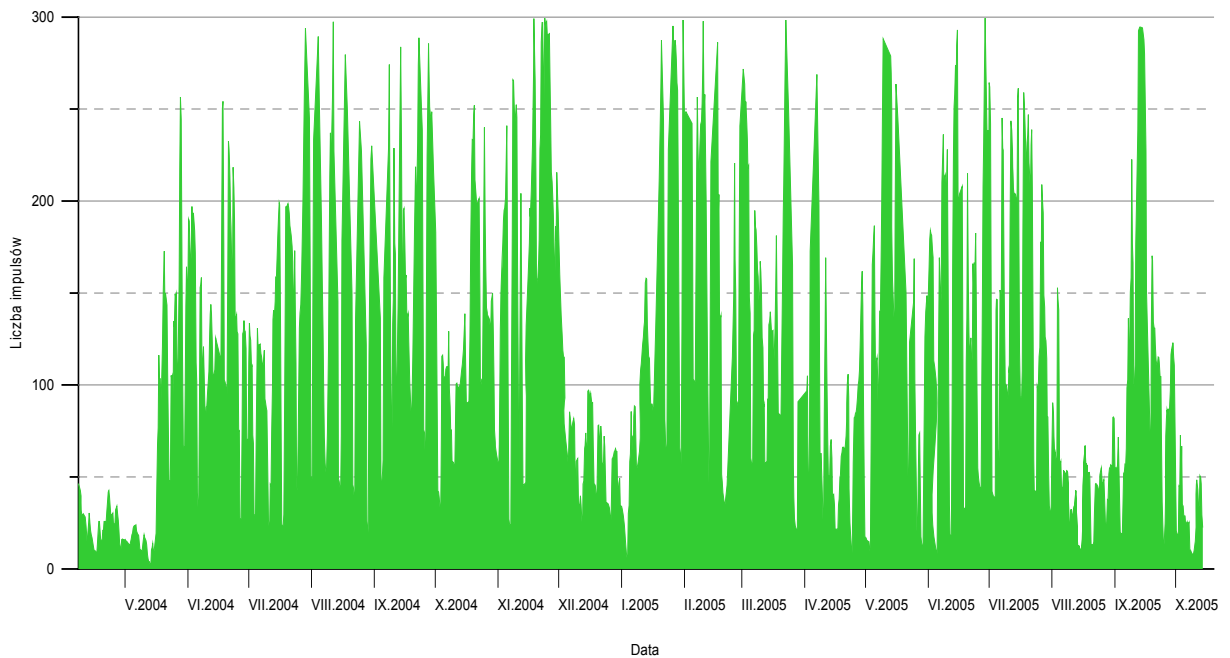
6.4.1. Chodnik 5-E1 w pokładzie 703/1

Na podstawie obserwacji sejsmoakustycznych, podczas których rejestrowano liczbę impulsów oraz ich energię, można stwierdzić, że w trakcie całej eksploatacji pokładu 703/1 ścianą V-E1 aktywność sejsmoakustyczna kształtowała się na jednakowym poziomie (rys. 6.38 i rys. 6.39). W okresach, w których zarejestrowano średnio ponad 200 zjawisk sejsmoakustycznych w ciągu doby, odnotowano także największe zmiany rozwarstwień skał stropowych oraz wymiarów wyrobiska. Rejon E1 kopalni podczas eksploatacji pokładu 703/1 charakteryzował się zwiększoną aktywnością sejsmiczną. Występowanie licznych krawędzi wytworzonych w pokładach 620/1-2 i 624 oraz oddziaływanie uskoków przyczyniło się w znaczny sposób do zwiększenia sejsmiczności tego rejonu kopalni.



Rys. 6.38. Energia impulsów sejsmoakustycznych - chodnik 5-E1

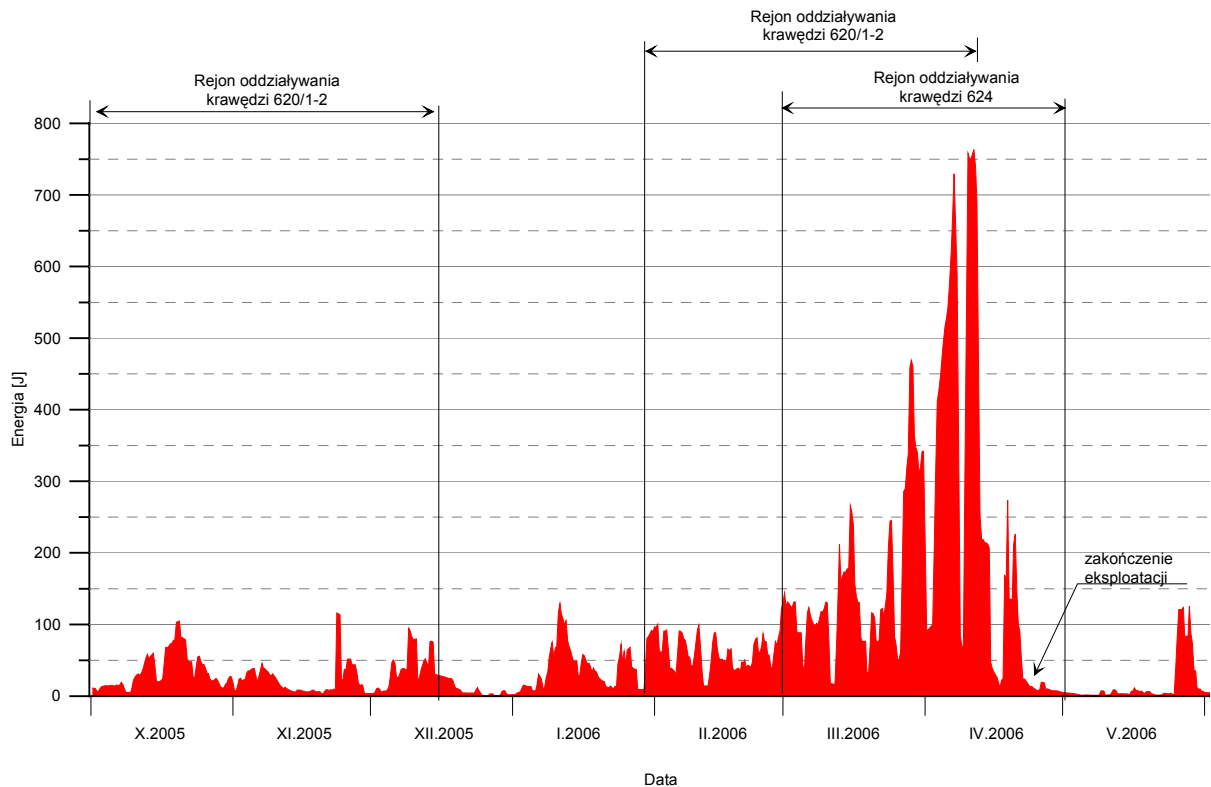
Liczba impulsów podobnie jak ich energia kształtowała się na jednakowym poziomie w trakcie całej eksploatacji pokładu 703/1 ścianą V-E1 (rys. 6.39). Spadek liczby impulsów sejsmoakustycznych rejestrowano jedynie w weekendy, które często ze względów organizacyjno - technicznych miały tylko jedną zmianę wydobywczą.



Rys. 6.39. Liczba impulsów sejsmoakustycznych - chodnik 5-E1

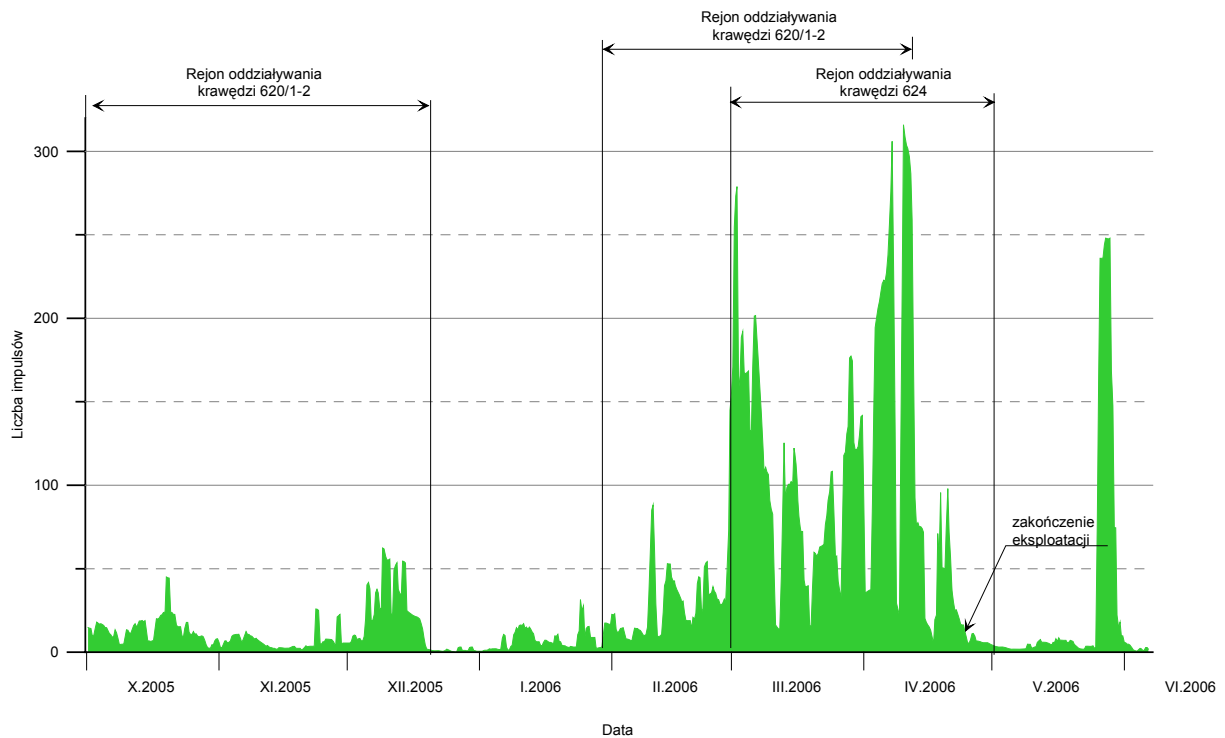
6.4.2. Chodnik podścianowy E-E1 w pokładzie 703/1

Podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E-E1 aktywność sejsmoakustyczna przybierała na sile pod koniec eksploatacji (rys. 6.40 i rys. 6.41). Średnia liczba impulsów sejsmoakustycznych wynosiła ponad 200 na zmianę. Energia impulsów zarejestrowanych przez geofony sporadycznie przekraczała $10E2$ J. Wzrost energii impulsów oraz ich liczby widoczny jest podczas zbliżania się frontu ścianowego w rejon oddziaływania pokładów wyżej leżących. Pierwszy przyrost energii impulsów nastąpił podczas początkowego etapu eksploatacji w okresie tym rejon ściany znajdował się pod wpływem zaszciości eksploatacyjnych wytworzonych w pokładzie 620/1-2. Następnie podczas eksploatacji w rejonie gdzie wpływ krawędzi był minimalny energia impulsów zmalała do średniej wartości 36 J. W dalszej części eksploatacji pokładu 703/1, podczas gdy front ściany I-E-E1 znajdował się w rejonie oddziaływania krawędzi pokładu 620/1-2 oraz 624, energia ulegała systematycznemu zwiększeniu, osiągając maksymalnie wartość 760 J na zmianę. Ma to odzwierciedlenie w ilości impulsów, ich energii oraz przyroście rozwarstwień na stanowiskach w odległości 640 m do 720 m od powierzchni I-E-E1.



Rys. 6.40. Energia impulsów sejsmoakustycznych - chodnik podścianowy E-E1

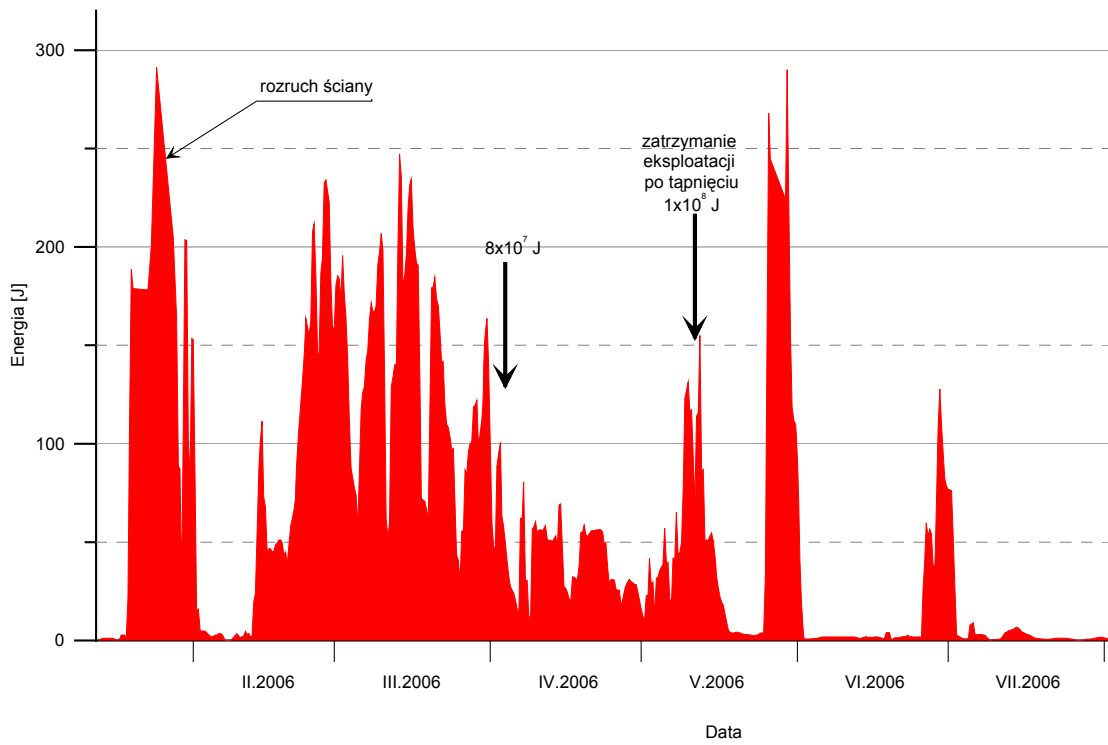
Ogólna liczba impulsów sejsmoakustycznych odnotowanych w trakcie badań łączy się z energią sejsmoakustyczną wyzwoloną w trakcie pęknięcia i kruszenia warstw skalnych. W pierwszym okresie eksploatacji liczba impulsów sejsmoakustycznych sporadycznie przekraczała 50. W okresie tym front ściany pozostawał pod wpływem krawędzi pokładu 620/1-2. Następnie liczba impulsów uległa zmniejszeniu i sporadycznie przekraczała 30 impulsów na zmianę. W okresie tym ściana znajdowała się poza wpływami krawędzi eksploatacyjnych oraz zarejestrowano najmniej wstrząsów górotworu. W końcowej fazie eksploatacji ściany w rejonie oddziaływania krawędzi pokładu 620/1-2 i 624 nastąpił wzrost liczby impulsów. Pomimo niskiej energii geofony rejestrowały w okresach wzmożonej aktywności sejsmicznej górotworu do około 300 impulsów na zmianę.



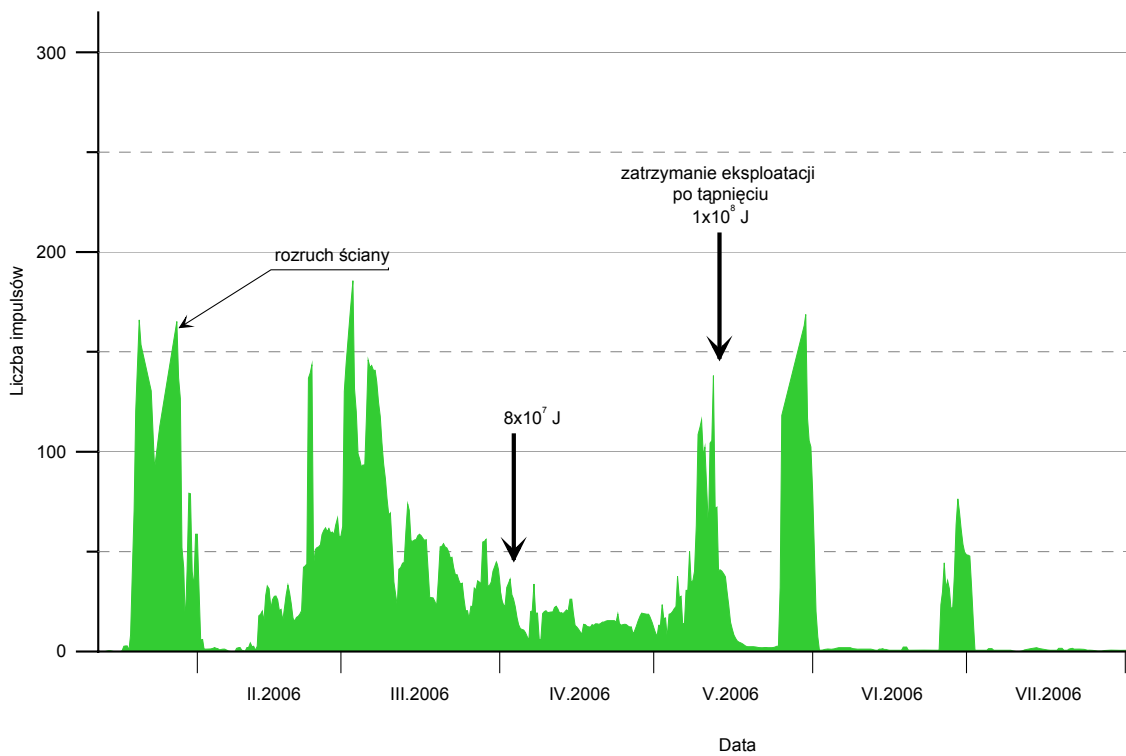
Rys. 6.41. Liczba impulsów sejsmoakustycznych - chodnik podścianowy E-E1

6.4.3. Chodnik 2a-E1 w pokładzie 703/1

Podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianą II-E1 aktywność sejsmoakustyczna utrzymywała się na wysokim poziomie okresowo nawet powyżej $2E2$ J na zmianę. Najwyższe wartości energii sejsmoakustycznej zarejestrowano podczas rozruchu ściany. Zwiększenie energii impulsów w tych okresach związane było z występowaniem szeregu zakłóceń związanych z pracami prowadzonymi w wyrobisku. Po okresie rozruchu można wyróżnić etap eksploatacji (12.02.2006÷03.04.2006), w którym postęp ściany był większy niż 60 m/miesiąc. Średnia energia sejsmoakustyczna w tym okresie wynosiła 120 J. Zmniejszenie obserwowanej emisji sejsmoakustycznej nastąpiło w kwietniu po wstrząsie energii 8×10^7 J w dniu 03.04.2006. Po tym okresie w maju nastąpił systematyczny wzrost zarówno liczby impulsów, jak i ich energii aż do dnia 13.05.2006, w którym nastąpiło tąpnięcie (rys. 6.42 i rys. 6.43). Wraz z postępem ściany przybywało wstrząsów górotworu, które są zjawiskami o niższej częstotliwości oraz wyższej energii. Liczne wstrząsy występowały jednak w rejonie eksploatacji ściany I-E1. Podczas największej aktywności sejsmicznej zarejestrowano także największe zmiany wysokości wyrobiska spowodowane wypiętrzaniem spagu.



Rys. 6.42. Energia impulsów sejsmoakustycznych - chodnik 2a-E1



Rys. 6.43. Liczba impulsów sejsmoakustycznych - chodnik 2a-E1

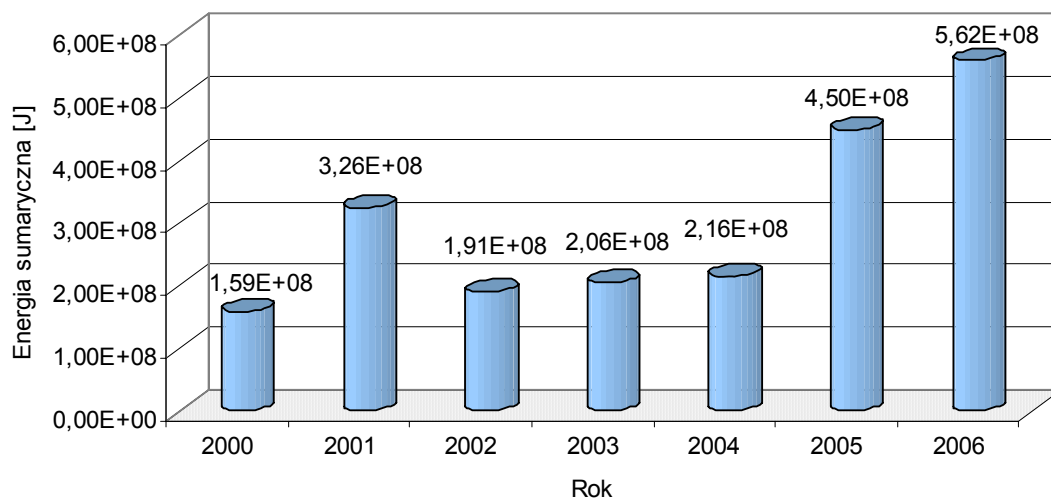
6.5. POMIARY SEJSMOLOGICZNE

Eksploatację pokładu 703/1 w rejonie E1 cechuje duża aktywność sejsmiczna. Prowadzenie eksploatacji w istniejących warunkach górniczo-geologicznych oraz sąsiedztwo niecki jakłowieckiej powoduje, szczególnie w ostatnich latach, występowanie wstrząsów o dużych energiach. Wynika to z istnienia dużych naprężeń w zwięzłych warstwach górotworu szczególnie w rejonie, gdzie występują krawędzie i resztki wytworzone w trakcie dotychczasowej eksploatacji. W warunkach kopalni „Rydułtowy-Anna” Ruch I najwyraźniej obserwowane jest to przy prowadzeniu eksploatacji ścianowej pod krawędziami nadbudowy (szczególnie pokładów 615/1, 620/1, 624, 626/2, 629/1-2 i 630/1), gdy przebieg ich jest zbliżony do równoległego w stosunku do linii frontu ściany. Z obserwacji wynika, że pomimo znacznej odległości tych pokładów od stropu pokładu 703/1, wynoszącej odpowiednio 710 m, 530 m, 390 m, 320 m, 210 m i 130 m - resztki i krawędzie pozostawione w tych pokładach mają decydujący wpływ na rejestrowaną aktywność sejsmiczną w trakcie prowadzenia eksploatacji pokładu 703/1 w rejonie E1 kopalni.

Zwiększonej aktywności sejsmicznej sprzyja prowadzenie przez kopalnię eksploatacji pokładów węgla w modelu wielopokładowym przy zachowaniu kierunku eksploatacji z góry w dół. W tym bowiem przypadku systematyczne zmniejszanie się zasobów w pokładach węgla o niezbyt regularnym zaleganiu, nieregularnej miąższości oraz występowanie licznych zaburzeń w postaci uskoków, doprowadziło do powstania szeregu krawędzi oraz resztek, których wzmożony wpływ ujawnił się przy przekroczeniu eksploatacją poziomu 800 m. Niekorzystny układ krawędzi oraz pozostawionych resztek występuje przede wszystkim w rejonie analizowanych wyrobisk ścianowych, tj.: I-E-E1, V-E1 oraz II-E1. Prowadzona aktualnie eksploatacja pokładu 703/1 jako pierwsza podbudowuje w całości wszystkie zaszczości pozostawione w pokładach wyżej leżących. Wskutek tego następuje (choć nie w pełnym zakresie) łamanie się mocnych warstw skalnych, zalegających w stropie pokładów 629/1, 626/2, 624, 620/1 i 615/1.

Warstwą, która najczęściej jest źródłem zjawisk wysokoenergetycznych jest kompleks piaskowca zameckiego, którego łączna miąższość wynosi ok. 180 m, a wytrzymałość na ścislenie waha się w granicach 80÷140 MPa. W trakcie dotychczasowej eksploatacji zauważono, że wielkość postępu dobowego ścian nie ma tak istotnego wpływu na wzrost aktywności sejsmicznej, jak usytuowanie linii ich frontu w stosunku do przebiegu krawędzi i występowania resztek nadbudowy, oraz brak systematyczności (postoje) w eksploatacji. Roczna energia sumaryczna wstrząsów górotworu, spowodowanych eksploatacją pokładów

węgla przez KWK „Rydułtowy-Anna” Ruch I, systematycznie rośnie, osiągając w roku 2005 wartość $4,50E8$ J, natomiast w roku 2006 wartość ta wynosiła już $5,62E8$ J (rys. 6.44).

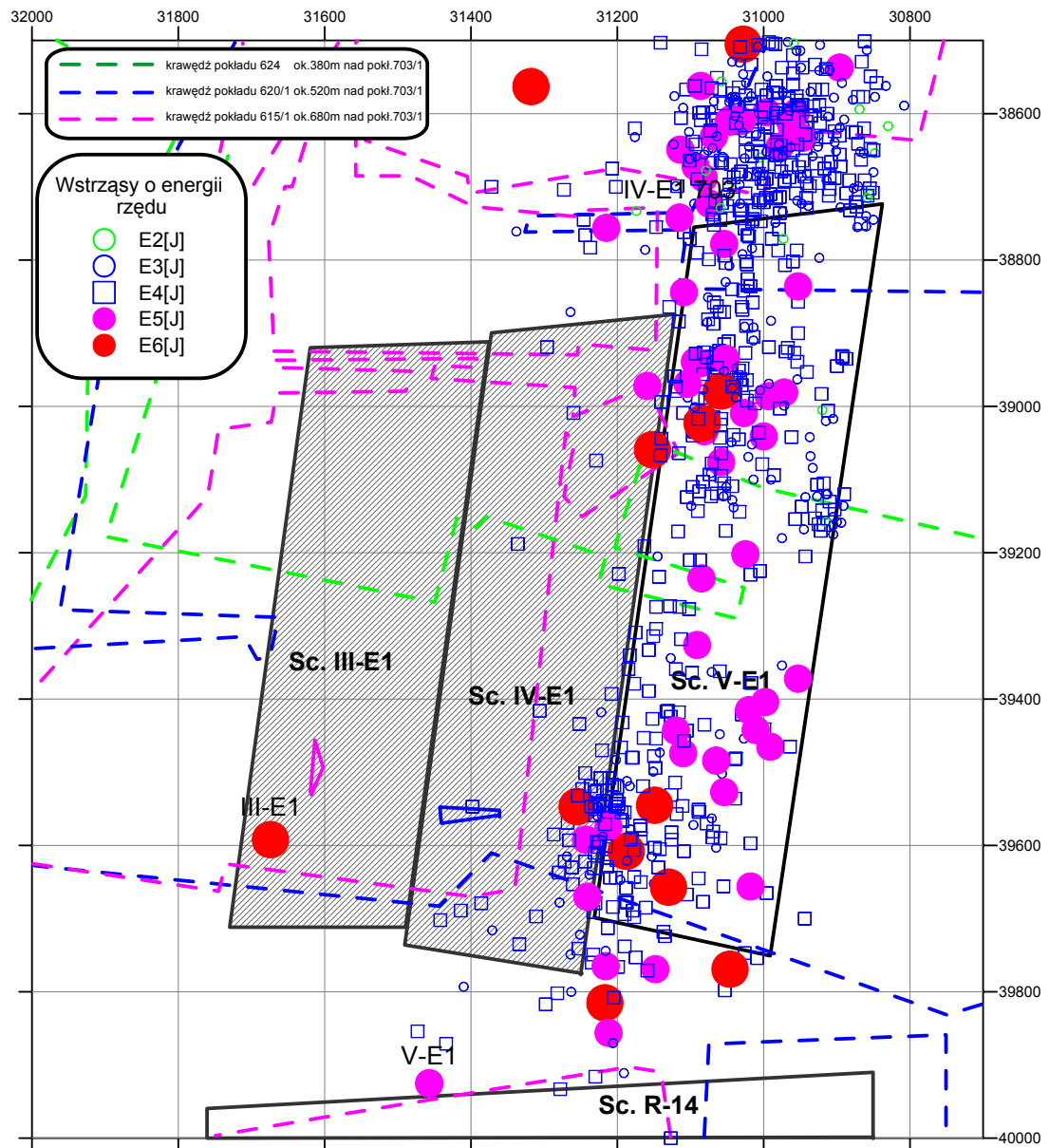


Rys. 6.44. Roczna energia sumaryczna wstrząsów górotworu zarejestrowanych podczas eksploatacji pokładów KWK „Rydułtowy”

6.5.1. Aktywność sejsmiczna spowodowana eksploatacją pokładu 703/1 ścianą V-E1

Występowanie wstrząsów wywołanych eksploatacją ściany V-E1 należy powiązać z faktem powiększenia się powierzchni odsłonięcia stropu w rejonie E1 kopalni. Ściana V-E1 w pokładzie 703/1 była trzecią z kolei ścianą eksploatującą pokład 703/1 w rejonie E1. Hipocentrum wstrząsów wysokoenergetycznych lokalizowano w kompleksie piaskowców zalegających nad pokładem 627. Potwierdzeniem tego jest fakt, że wstrząsy wysokoenergetyczne były odczuwalne zarówno w wyrobiskach podziemnych, jak i na powierzchni.

Śledząc rozmieszczenie wstrząsów niskoenergetycznych ($10^3 \div 10^4$ J) należy stwierdzić, że zdecydowana większość z nich wystąpiła w polu ściany lub w bezpośrednim jej sąsiedztwie (rys. 6.45). Wstrząsy te były bezpośrednio związane z bieżącą eksploatacją, tj. występowały systematycznie w pobliżu przesuwanego się frontu eksploatacyjnego ściany V-E1, przy czym większa ich liczba wystąpiła na wybiegu ściany, tj. w odległości $300 \div 500$ m od frontu ściany. Ogółem w trakcie eksploatacji analizowanego fragmentu ściany zarejestrowano 746 wstrząsów niskoenergetycznych.



Rys. 6.45. Wstrząsy górotworu zarejestrowane podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianą V-E1

Strefa występowania wstrząsów wysokoenergetycznych związana jest z krawędziami pokładu 624 oraz pokładów wyżej leżących, głównie 620/1-2 i 615/1-2. W trakcie eksploatacji ściany zarejestrowano 60 wstrząsów wysokoenergetycznych. Brak skutków tych wstrząsów w wyrobiskach podziemnych sugeruje, że są one związane z oddziaływaniem krawędzi lub resztek pokładów wyżej leżących o przebiegu równoległym oraz prostopadłym do frontu eksploatacyjnego ściany V-E1 w pokładzie 703/1. Ogółem z rejonu ściany V-E1 odnotowano w sumie 806 wstrząsów (tab. 6.3), z czego wstrząsy wysokoenergetyczne stanowiły 7,4%.

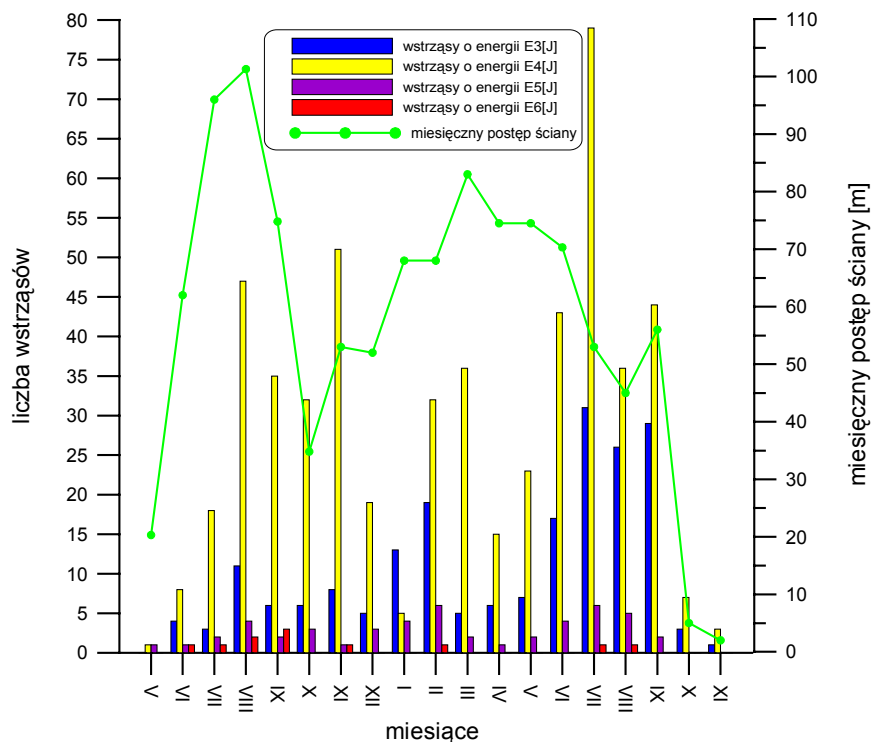
Tablica 6.3. Wstrząsy zarejestrowane podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianą V-E1

Rok	Miesiąc	Postęp [m]	Liczba wstrząsów							Miesięczna energia sumaryczna [J]	E/W [J/t]
			E2[J]	E3[J]	E4[J]	E5[J]	E6[J]	E7[J]	razem		
2004	V	20	0	0	1	1	0	0	2	2,20E+05	17,66
	VI	62	0	4	8	1	1	0	14	4,75E+06	121,94
	VII	96	0	3	18	2	1	0	24	7,30E+06	124,42
	VIII	101	0	11	47	4	2	0	64	1,15E+07	155,75
	IX	69	0	6	35	2	3	0	46	1,17E+07	252,99
	X	35	0	6	32	3	0	0	41	3,60E+06	158,72
	XI	53	0	8	51	1	1	0	61	5,11E+06	143,02
	XII	52	0	5	19	3	0	0	27	2,14E+06	69,00
2005	I	68	0	13	5	4	0	0	22	3,15E+06	83,51
	II	68	0	19	31	6	1	0	57	6,77E+06	150,66
	III	83	1	5	36	2	0	0	44	2,14E+06	39,96
	IV	74,5	1	6	15	1	0	0	23	1,38E+06	28,75
	V	74,5	3	7	23	2	0	0	35	1,81E+06	36,07
	VI	70,3	0	17	43	4	0	0	64	4,02E+06	80,21
	VII	53	3	31	79	6	1	0	120	8,04E+06	212,79
	VIII	45	2	25	36	5	1	0	69	5,16E+06	155,69
	IX	56	3	29	44	2	0	0	78	2,80E+06	65,03
	X	5	0	3	7	0	0	0	10	2,01E+05	54,58
	XI	0	1	1	3	0	0	0	5	1,07E+05	0,00
Suma:			14	199	533	49	11	0	806	8,19E+07	-

Z analizy aktywności sejsmicznej, która wystąpiła podczas eksploatacji ściany V-E1 w pokładzie 703/1 wynika, że liczebność wstrząsów i ich energia nie zależała od miesięcznego postępu ściany (rys. 6.46 i rys. 6.47), a jedynie od sytuacji górnictwo-geologicznej. Najwięcej wstrząsów wysokoenergetycznych (84%) zarejestrowano podczas eksploatacji w rejonie oddziaływania krawędzi pokładu 620/1-2 oraz 624. Po wyjściu frontu ściany spod oddziaływania tych krawędzi zarówno energia, jak i liczba wstrząsów systematycznie malały.



Rys. 6.46. Energia sumaryczna wstrząsów górotworu zarejestrowanych w poszczególnych miesiącach eksploatacji pokładu 703/1 ścianą V-E1

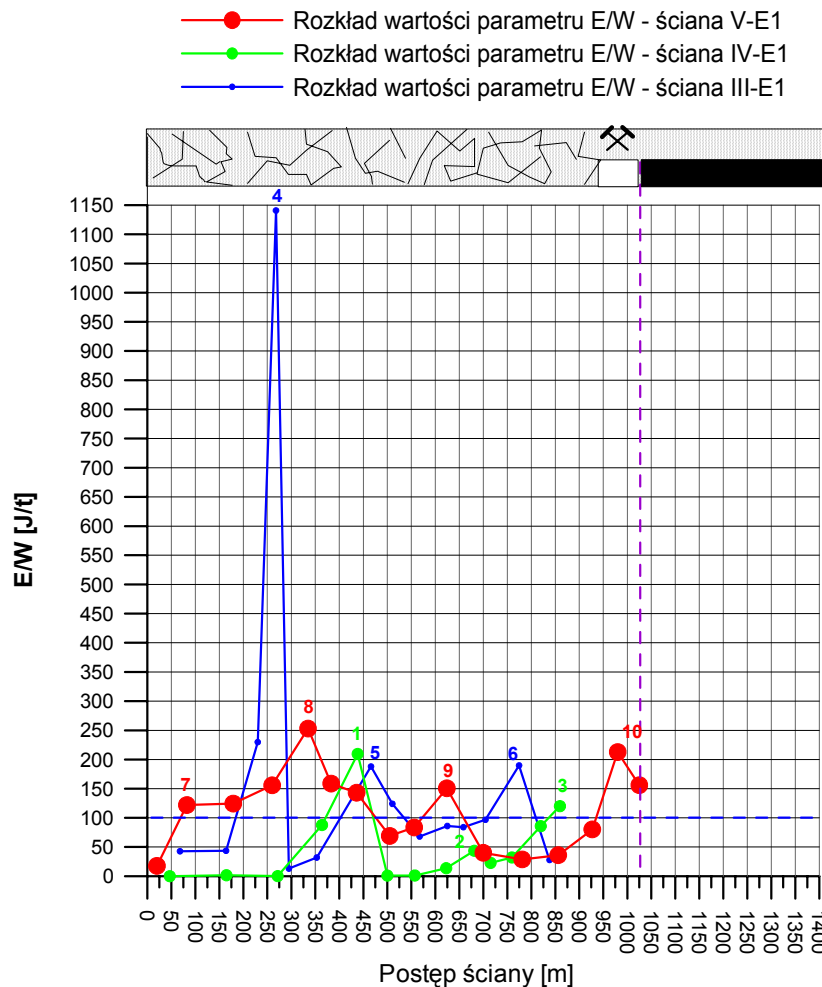


Rys. 6.47. Liczba wstrząsów górotworu zarejestrowanych w poszczególnych miesiącach eksploatacji pokładu 703/1 ścianą V-E1

Na rys. 6.48 zaprezentowano zmiany wskaźnika intensywności sejsmicznej dla partii E1 pokładu 703/1, eksploatowanej kolejnymi ścianami, tj. IV-E1, III-E1 oraz V-E1. Wskaźnik

ten dla określonych interwałów czasowych, jak wspomniano wcześniej, jest definiowany jako stosunek wielkości wyzwolonej energii sejsmicznej E [J] do jednostkowego wydobycia z danego rejonu eksploatacyjnego W [t]. Zmiany wartości wskaźnika intensywności sejsmicznej związane były z oddziaływaniem w poszczególnych etapach eksploatacji pokładu 703/1 krawędzi lub resztek wytworzonych w pokładach wyżej leżących. Kolejne lokalne wartości maksymalne wskaźnika E/W związane są:

- ze zbliżaniem się frontu ściany do krawędzi pokładu 624 (punkty 1, 2, 9),
- z oddziaływaniem krawędzi pokładu 620/1-2 (punkt 5),
- ze zbliżaniem się frontu ściany do krawędzi pokładu 620/1-2 oraz 615/1 (punkty 4, 7, 8 i 10)
- ze zbliżaniem się frontu ściany do krawędzi pokładów 615/1 (punkty 3, 6).

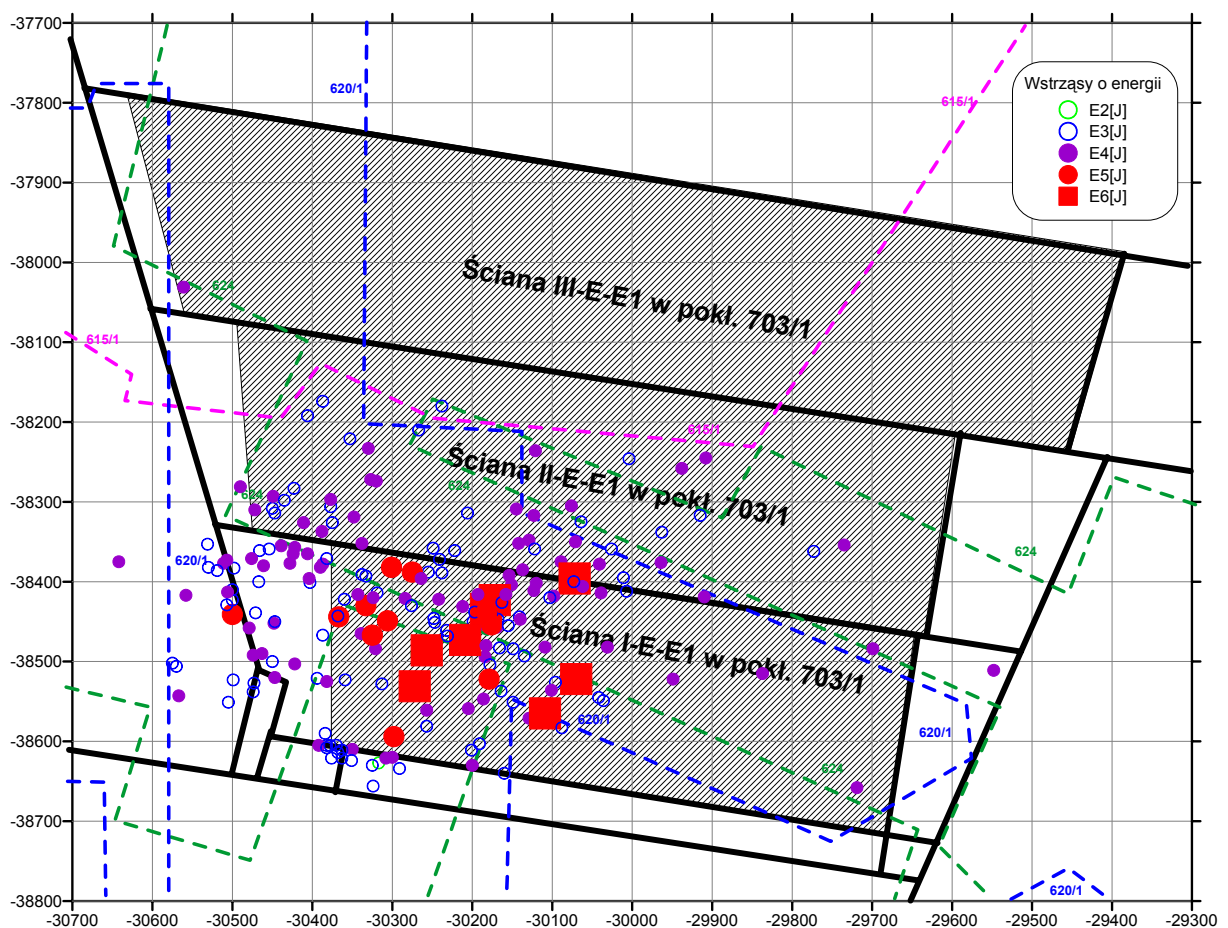


Rys. 6.48. Wskaźnik intensywności sejsmicznej - ściana IV-E1, III-E1 i V-E1 w pokładzie 703/1

6.5.2. Aktywność sejsmiczna spowodowana eksploatacją pokładu 703/1 ścianą I-E-E1

Ściana I-E-E1 w pokładzie 703/1 była trzecią z kolei ścianą, którą eksploatowano pokład 703/1 w rejonie E-E1. Występowanie wstrząsów wywołanych eksploatacją ściany I-E-E1 należy powiązać z faktem powiększenia się powierzchni odsłonięcia stropu we wschodniej partii rejonu E1 kopalni. Hipocentra wstrząsów wysokoenergetycznych lokalizowano w kompleksie piaskowca zameckiego, zalegającego nad pokładem 627.

Podobnie jak w przypadku eksploatacji pokładu 703/1 ścianą V-E1, wstrząsy niskoenergetyczne ($10^3 \div 10^4$ J) występowały w polu ściany lub w bezpośrednim jej sąsiedztwie (rys. 6.49). Wstrząsy te były bezpośrednio związane z bieżącą eksploatacją, tj. występowały systematycznie w pobliżu przesuwanego się frontu eksploatacyjnego ściany I-E-E1, przy czym większa ich liczba wystąpiła na końcowym wybiegu ściany.



Rys. 6.49. Wstrząsy górotworu zarejestrowane podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E-E1

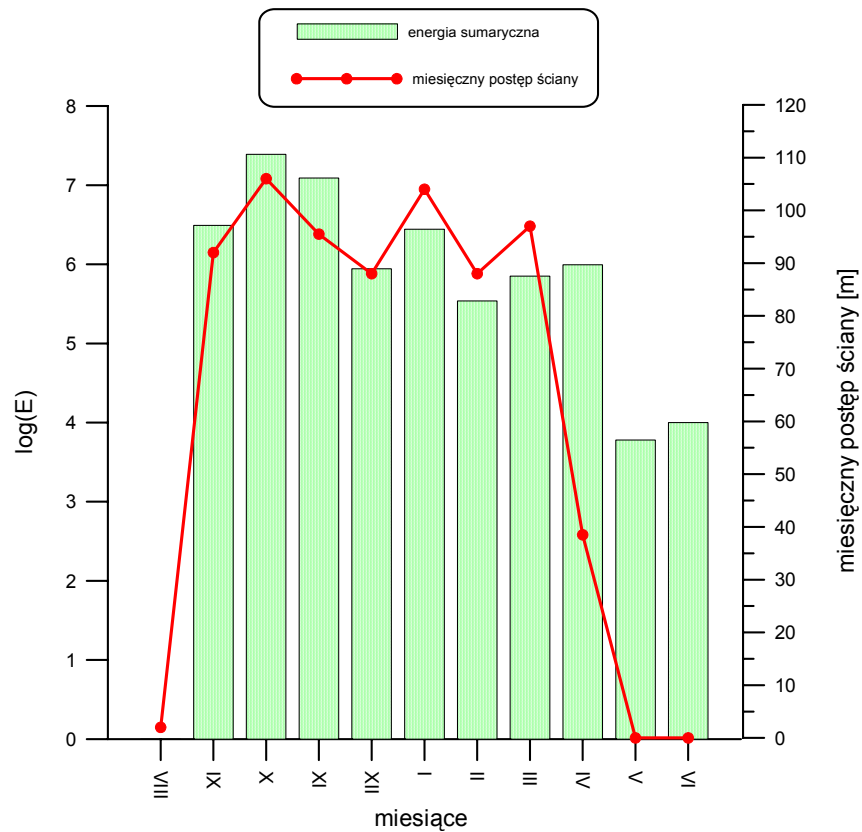
Podczas eksploatacji ściany I-E-E1 w pokładzie 703/1 zarejestrowano ogółem 212 wstrząsów górotworu, z czego 11 o energii rzędu E5 J oraz jeden o energii rzędu E6 J

(tab. 6.4). Obszary zgrupowania wstrząsów wysokoenergetycznych uzyskano podczas zbliżania się frontu ściany I-E-E1 do krawędzi eksploatacyjnych w pokładach wyżej leżących.

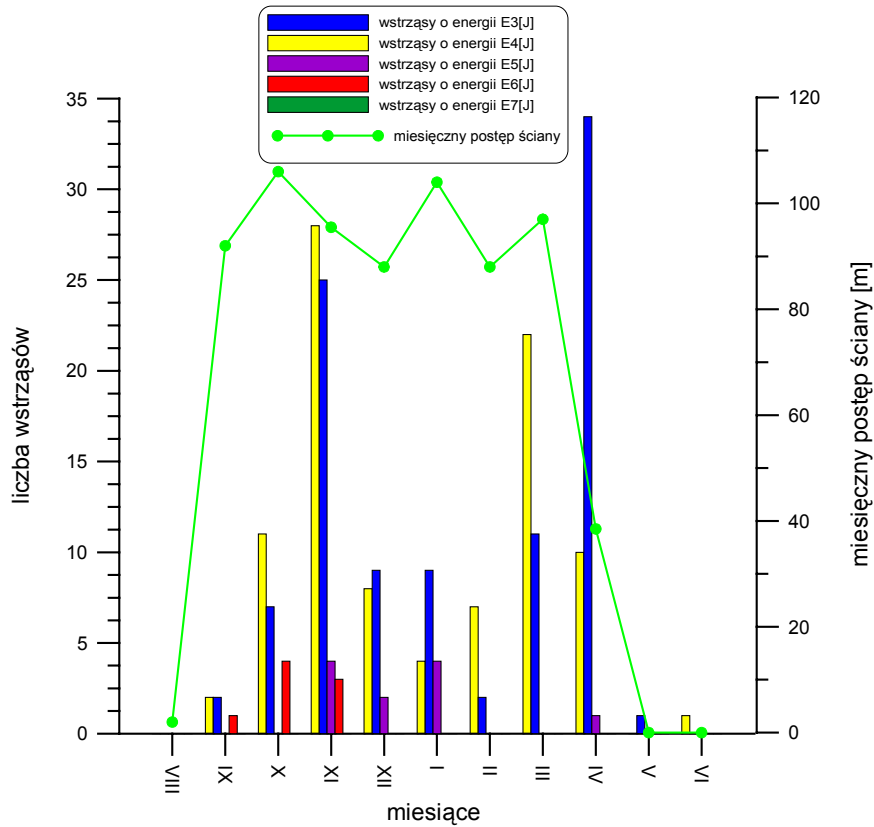
Tablica 6.4. Wstrząsy zarejestrowane podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E-E1

Rok	Miesiąc	Postęp [m]	Liczba wstrząsów								Miesięczna energia sumaryczna [J]	E/W [J/t]
			E2[J]	E3[J]	E4[J]	E5[J]	E6[J]	E7[J]	E8[J]	Razem		
2005	VIII	2,3	0	0	0	0	0	0	0	0	0,00E+00	0
	IX	92,0	0	2	2	0	1	0	0	5	3,10E+06	43
	X	106,0	0	7	11	0	4	0	0	22	2,45E+07	293
	XI	95,5	1	25	28	4	3	0	0	61	1,23E+07	170
	XII	88,0	0	9	8	2	0	0	0	19	8,78E+05	13
2006	I	104,0	0	9	4	4	0	0	0	17	2,77E+06	32
	II	88,0	0	2	7	0	0	0	0	9	3,45E+05	5
	III	97,0	0	11	22	0	0	0	0	33	7,06E+05	10
	IV	38,5	0	34	10	1	0	0	0	45	9,87E+05	34
	V	-	0	1	0	0	0	0	0	1	6,00E+03	-
Suma:			1	100	92	11	8	0	0	212	4,56E+07	-

Zarówno sumaryczna energia wstrząsów, jak i ich liczebność w poszczególnych klasach od 10^3J do 10^7J nie zależały od miesięcznego postępu frontu eksploatacji ściany I-E-E1, a jedynie od sytuacji górnictwo-geologicznej w danym rejonie (rys. 6.50 i rys. 6.51). Miesięczny postęp ściany w okresie pełnych zdolności wydobywczych tj. od grudnia 2005 do marca 2006 wynosił od 88 m do 106 m. Średnia wartość postępu miesięcznego ściany w tym okresie wynosiła 95 m. Podczas eksploatacji ściany I-E-E1 potwierdziły się doświadczenia zebrane w trakcie prowadzenia badań, a związane z występowaniem silnych wstrząsów w rejonie zalegania resztek węglowych nadbudowy, ograniczonych krawędziami o równoległym przebiegu do frontu eksploatowanej ściany. Hipocentra tych wstrząsów znajdowały się na stosunkowo małej głębokości, czego dowodem jest duży zasięg odczuwania wstrząsów na powierzchni terenu objętego wpływami eksploatacji, zaś wysoka energia wskazuje, że zjawiska te występują w grubych ławach piaskowców, które zalegają od stropu pokładu 629/1-2 do spągu pokładu 613/1. Łączna ich grubość wynosi około 180 m.

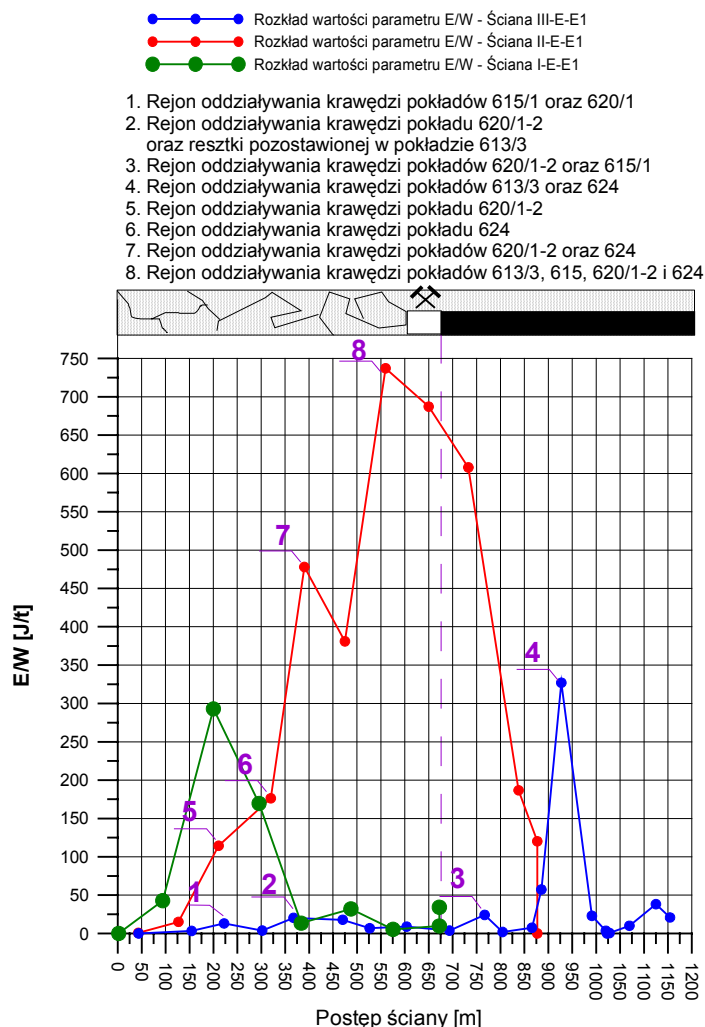


Rys. 6.50. Energia sumaryczna wstrząsów górotworu zarejestrowanych w poszczególnych miesiącach eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E-E1



Rys. 6.51. Liczba wstrząsów zarejestrowanych w poszczególnych miesiącach eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E-E1

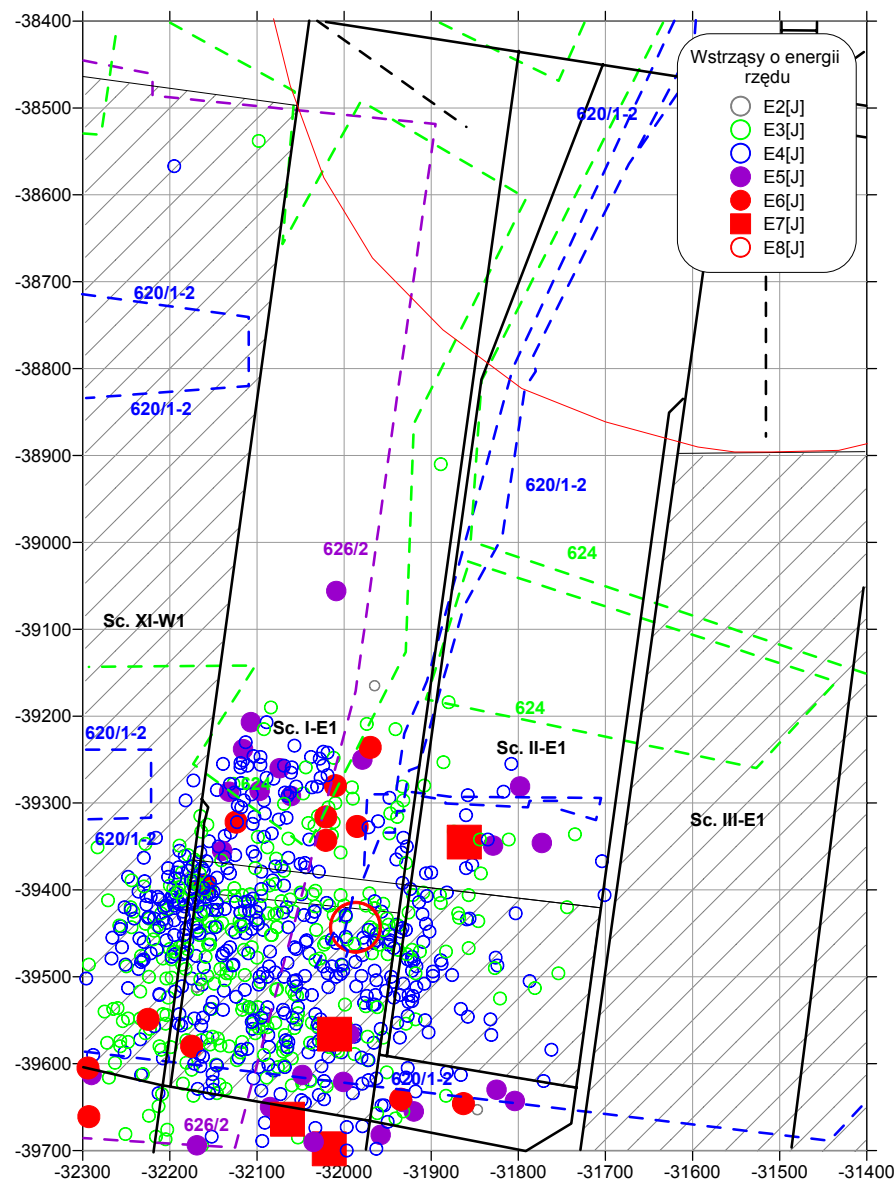
Wykorzystując dane związane z wstrząsami górotworu oraz z wielkością wydobywania, wykonano obliczenia wskaźnika intensywności sejsmicznej dla trzech kolejnych ścian w rejonie E-E1. Z zależności wskaźnika intensywności sejsmicznej od miejsca usytuowania ściany wynika, że eksploatacja pokładu 703/1 ścianą I-E-E1 różniła się od poprzednich pod względem sejsmiczności (rys. 6.52). Podczas eksploatacji tego fragmentu pokładu zwiększoną aktywność sejsmiczną zarejestrowano na początkowym etapie eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E-E1. Jednakże wstrząsy w tym okresie występowały w znacznej odległości od chodnika podścianowego E-E1. Oddziaływanie wstrząsów na obudowę zaobserwowano dopiero w rejonie wyrobiska w odległości od 900 m do 1150 m od dowerzchni I-E-E1. Wstrząsy, które wystąpiły na tym etapie eksploatacji pokładu 703/1 znajdowały się w większości do 100 m od analizowanego wyrobiska.



Rys. 6.52. Wskaźnik intensywności sejsmicznej - ściany III-E-E1, ściany II-E-E1 i ściany I-E-E1 w pokładzie 703/1

6.5.3. Aktywność sejsmiczna spowodowana eksploatacją pokładu 703/1 ścianami I-E1 oraz II-E1

Ściany I-E1 oraz II-E1 prowadzone były jako ściany zamykające rejon E1. Z uwagi na sposób eksploatacji należy je traktować jako jedno wyrobisko ścianowe o długości frontu eksploatacyjnego rzędu 500 m. Zdecydowana większość wstrząsów wystąpiła w polu eksploatacji ściany I-E1 (rys. 6.53), jednakże wstrząsy te nie pozostały bez wpływu na obudowę chodnika 2a-E1.



Rys. 6.53. Wstrząsy zarejestrowane podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianami I-E1 i II-E1

Podczas eksploatacji ścian I-E1 i II-E1 w pokładzie 703/1 zarejestrowano ogółem 853 wstrząsów górotworu, z czego 26 o energii rzędu E5 J, 13 o energii E6 J, 4 o energii E7 J,

oraz jeden o energii $1,23E8$ J (tab. 6.5 i 6.6). Energia sumaryczna wstrząsów górotworu wyniosła $3,43E8$ J.

Tablica 6.5. Wstrząsy zarejestrowane podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianą I-E1

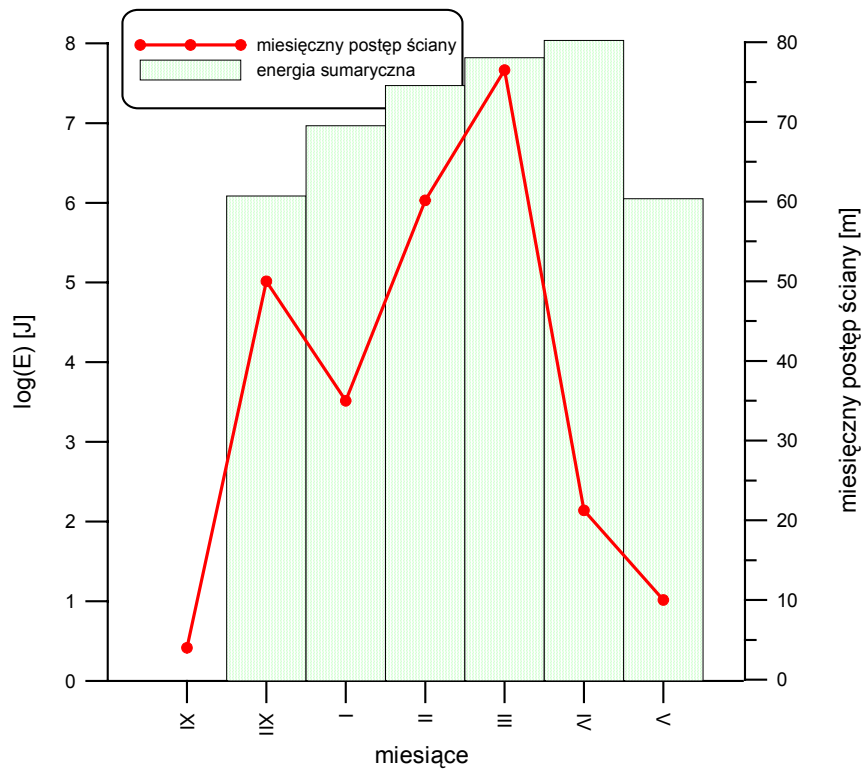
Rok	Miesiąc	postęp [m]	Liczba wstrząsów								Miesięczna energia sumaryczna [J]	E/W [J/t]
			E2[J]	E3[J]	E4[J]	E5[J]	E6[J]	E7[J]	E8[J]	Razem		
2005	XI	4	0	0	0	0	0	0	0	0	0,00E+00	0
	XII	50	0	33	8	1	0	0	0	42	1,22E+06	34
2006	I	44,0	1	52	23	1	2	0	0	79	8,96E+06	266
	II	56,8	1	84	97	1	1	0	0	184	6,86E+06	179
	III	77,0	0	52	132	8	5	1	0	198	4,67E+07	900
	IV	19,0	0	38	61	1	2	1	0	103	2,85E+07	2137
	V	13,3	0	19	42	1	1	0	0	63	4,78E+06	1973
Suma:			2	278	363	13	11	2	0	669	9,70E+07	-

Tablica 6.6. Wstrząsy zarejestrowane podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianą II-E1

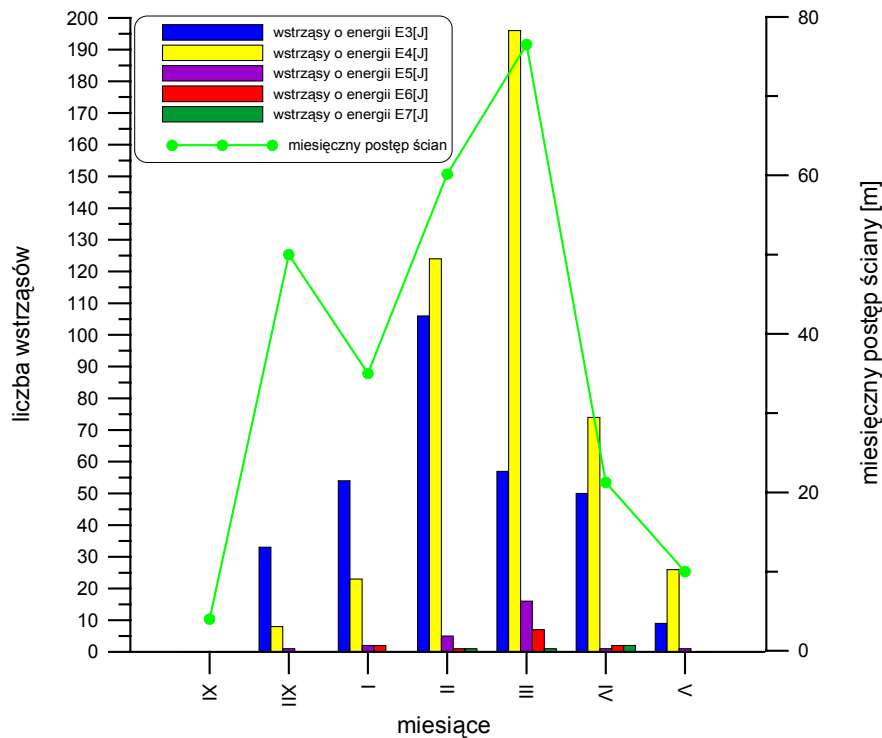
Rok	Miesiąc	Postęp [m]	Liczba wstrząsów								Miesięczna energia sumaryczna [J]	E/W [J/t]
			E2[J]	E3[J]	E4[J]	E5[J]	E6[J]	E7[J]	E8[J]	Razem		
2006	I	26,0	0	2	0	1	0	0	0	3	3,07E+05	17
	II	63,5	1	22	27	4	0	1	0	55	2,26E+07	375
	III	76,0	0	5	64	8	2	0	0	79	1,94E+07	269
	IV	23,5	0	12	13	0	0	1	0	26	8,06E+07	5110
	V	16,0	0	12	8	0	0	0	1	21	1,23E+08	7507
Suma:			1	53	112	13	2	2	1	184	2,46E+08	-

Podczas eksploatacji przedmiotowych ścian prowadzono próby ograniczenia zarówno energii, jak i liczebności indukowanych wstrząsów. Jednakże działania te były nieskuteczne. Sumaryczna energia wstrząsów oraz liczebność w poszczególnych klasach od 10^2 J do 10^8 J nie zależały od miesięcznego czy też dziennego postępu frontu eksploatacji ściany I-E1 i II-E1, a jedynie od sytuacji górnico-geologicznej w danym rejonie (rys. 6.54 i rys. 6.55). Hipocentra analizowanych wstrząsów znajdowały się na różnych głębokościach. Dowodem tego była skala oddziaływania poszczególnych wstrząsów na obudowę chodnika 2a-E1.

Największy wpływ na zmiany przekroju wyrobiska miały wstrząsy niskoenergetyczne, zlokalizowane w niewielkiej odległości od eksploatowanego pokładu. W przypadku wstrząsów wysokoenergetycznych, zlokalizowanych w odległości powyżej 100 m, oddziaływania z reguły nie było. Wyjątek stanowił wstrząs o energii $1,23 \times 10^8$ J, którego skutkiem było tąpnięcie.



Rys. 6.54. Energia sumaryczna wstrząsów zarejestrowanych w poszczególnych miesiącach eksploatacji pokładu 703/1 ścianami I-E1 i II-E1



Rys. 6.55. Liczba wstrząsów zarejestrowanych w poszczególnych miesiącach eksploatacji pokładu 703/1 ścianami I-E1 i II-E1

7. ANALIZA WYNIKÓW POMIARÓW KOPALNIANYCH

Analizy przeprowadzone w poprzednich rozdziałach pracy uwzględniały wyniki pomiarów *in situ* tylko dla jednej mierzonej wielkości. Znalezienie relacji pomiędzy poszczególnymi parametrami prowadzonego monitoringu, powinno dać odpowiedź na temat wpływu aktywności sejsmicznej górotworu, czy też zaszłości eksploatacyjnych na możliwość utrzymania wyrobisk przygotowawczych. Zakres obserwacji, na podstawie których oceniono wpływ zarówno zaszłości eksploatacyjnych, jak i wstrząsów górotworu na utrzymanie wyrobiska górniczego był szeroki i dotyczył zarówno metod geofizycznych, jak i geomechanicznych. Łącznie w analizowanych wyrobiskach tj. chodniku 5-E1, chodniku podścianowym E-E1 oraz chodniku 2a-E1 zastosowano cztery metody geofizyczne i cztery geomechaniczne, które przedstawiono w tablicach 7.1 i 7.2.

Tablica 7.1. Zestawienie wyrobisk w których prowadzone były obserwacje geofizyczne oraz ich rodzaj

Lp.	Nazwa wyrobiska	Rodzaj prowadzonych obserwacji			
		Sejsmologia liczba sejsmometrów	Sejsmoakustyka liczba geofonów	Wiercenia sondażowe liczba pasów pomiarowych	Rozeznanie górnice
1	Chodnik 5a-E1	TAK 16	TAK 2	TAK 2	TAK
2	Chodnik podścianowy E-E1	TAK 16	TAK 2	TAK 2	TAK
3	Chodnik 2a-E1	TAK 16	TAK 2	TAK 2	TAK

Tablica 7.2. Zestawienie wyrobisk w których prowadzone były pomiary oraz ich rodzaj

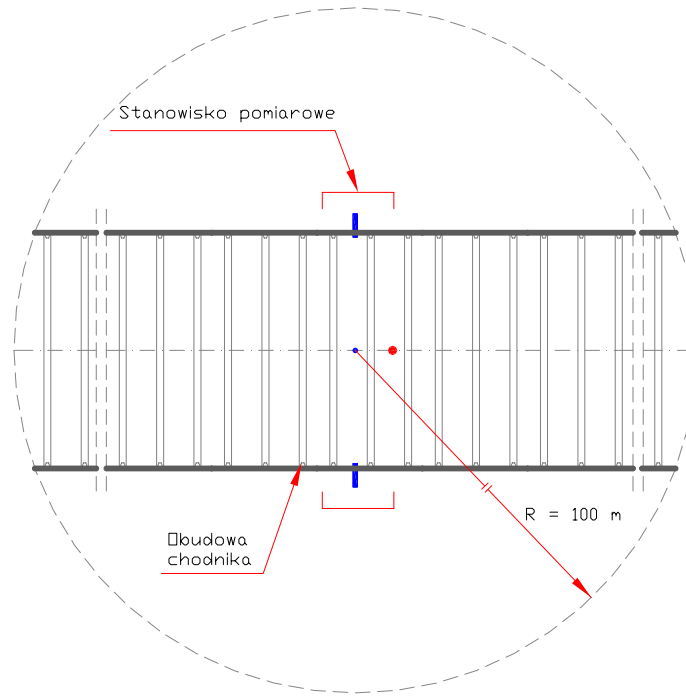
Lp.	Nazwa wyrobiska	Rodzaj prowadzonych pomiarów			
		Geodezyjne	Rozwarstwień	Penetrometryczne	Endoskopowe
1	Chodnik 5a-E1	TAK 23	TAK 9	TAK 2	TAK 3
2	Chodnik podścianowy E-E1	TAK 15	TAK 12	NIE	TAK 2
3	Chodnik 2a-E1	TAK 6	TAK 6	TAK 2	NIE

Duża liczba wykonanych obserwacji daje możliwość szczegółowej analizy czynników, mających wpływ na utrzymanie wyrobisk przyścianowych. Na ich podstawie można wyodrębnić te, które w głównej mierze decydują o możliwości utraty stateczności i deformacji obudowy w wyrobisku chodnikowym.

Wielkościami porównywalnymi dla wszystkich wyrobisk są zmiany wysokości oraz szerokości wyrobiska. Zmiany te mierzono na kilkudziesięciu stanowiskach pomiarowych we wszystkich trzech monitorowanych wyrobiskach, jednakże ich przebieg jest w dużym stopniu zróżnicowany na każdym stanowisku pomiarowym. Ich intensywność zależna była od energii wstrząsu oraz jego lokalizacji. Dlatego, aby wykazać wpływ oddziaływania wstrząsów na obudowę, zaprezentowano zmiany wymiarów wyrobiska w zależności od energii wstrząsów.

Energię wstrząsów oraz ich lokalizację określano przy pomocy 16 sejsmometrów zabudowanych w różnych rejonach kopalni. Doświadczenia zebrane podczas prowadzenia badań pozwoliły na dokonanie selekcji wstrząsów, tak by można było rozpatrywać zjawiska, które miały istotny wpływ na stateczność wyrobiska. Do analizy wzięto pod uwagę tylko wstrząsy zaistniałe w odległości do 100 m od wybranego stanowiska. Założono, że na deformację obudowy mają zarówno energia wstrząsu, jak i jego odległość od stanowiska. W związku z tym dla określenia intensywności wpływu zjawisk sejsmicznych na obudowę wyrobisk korytarzowych posłużono się tzw. współczynnikiem oddziaływania wstrząsu. Przez współczynnik oddziaływania wstrząsu należy rozumieć stosunek sumarycznej energii wszystkich wstrząsów niskoenergetycznych, które wystąpiły w odległości do 100 m od wybranego stanowiska pomiarowego (rys. 7.1).

Wizje lokalne przeprowadzone po wstrząsach wysokoenergetycznych, tj. powyżej 10^5 J, pozwalają stwierdzić, że wstrząsy te nie miały istotnego wpływu na stan obudowy. Doświadczenia zebrane podczas eksploatacji pokładu 703/1 wskazują na to, że wstrząsy wysokoenergetyczne związane są z pękaniem mocnych warstw skalnych, zalegających w znacznej odległości od eksploatowanego pokładu. Z wykonanych specjalnie na potrzeby pracy badań i obserwacji wynika, że w poszczególnych fazach eksploatacji dochodziło do wstrząsów, których wartość energii wahała się najczęściej w granicach od 10^3 J do 10^5 J. Sumaryczna energia wstrząsów oraz ich liczebność w poszczególnych klasach nie zależały od miesięcznego postępu frontu eksploatacji ścian, a jedynie od sytuacji górniczo geologicznej w danym rejonie.



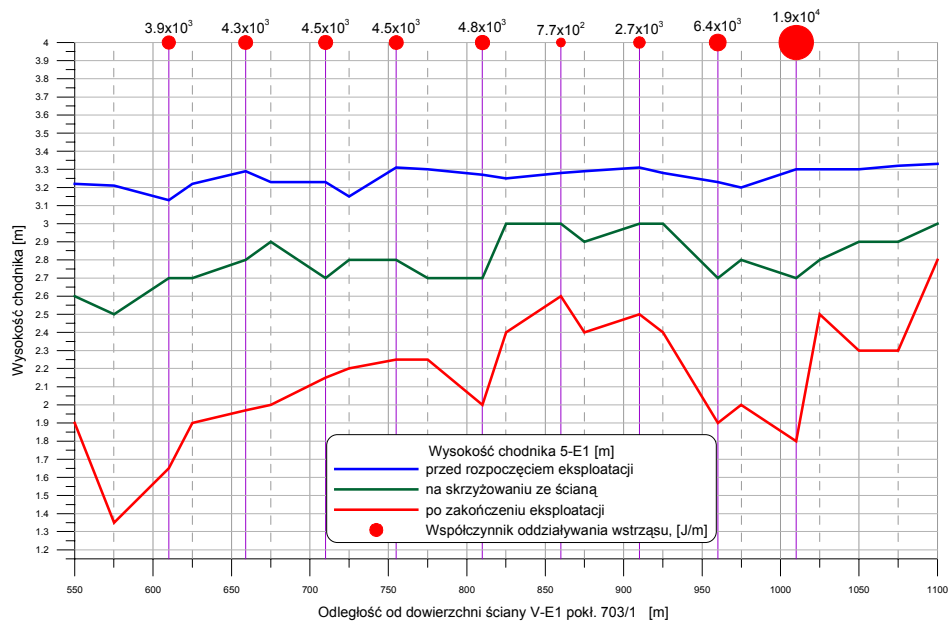
Rys. 7.1. Zasięg oddziaływania wstrząsów na wyrobisko

Z analizy rozkładu aktywności sejsmicznej wynika, że wstrząsy wysokoenergetyczne są zlokalizowane w miejscach przecięcia się kilku krawędzi wyżej zalegających pokładów. Energia oraz liczba obserwowanych wstrząsów systematycznie rosły, wówczas gdy fronty eksploatacji ścian zbliżały się równolegle do krawędzi pokładów wyżej leżących. Wyniki obserwacji wskazują, że wszystkie wstrząsy wysokoenergetyczne były bezpośrednio związane z załamywaniem się mocnych warstw piaskowców, zalegających głównie powyżej eksploatowanego pokładu. Jako przyczynę można upatrywać przekroczenie granicznych parametrów wytrzymałościowych warstw nadległych, spowodowane systematycznym powiększaniem się powierzchni odsłonięcia stropu nad wyeksploatowaną częścią pokładu.

Na kolejnych wykresach 7.2÷7.4 przedstawiono rozkład współczynnika oddziaływania wstrząsu wzdłuż obserwowanych wyrobisk korytarzowych - chodnika 5-E1, chodnika podścianowego E-E1 oraz chodnika 2a-E1. Na wykresie wskaźnik oddziaływania wstrząsu przedstawiony jest w postaci czerwonych kół, im większe koło tym większa wartość wskaźnika oddziaływania wstrząsu.

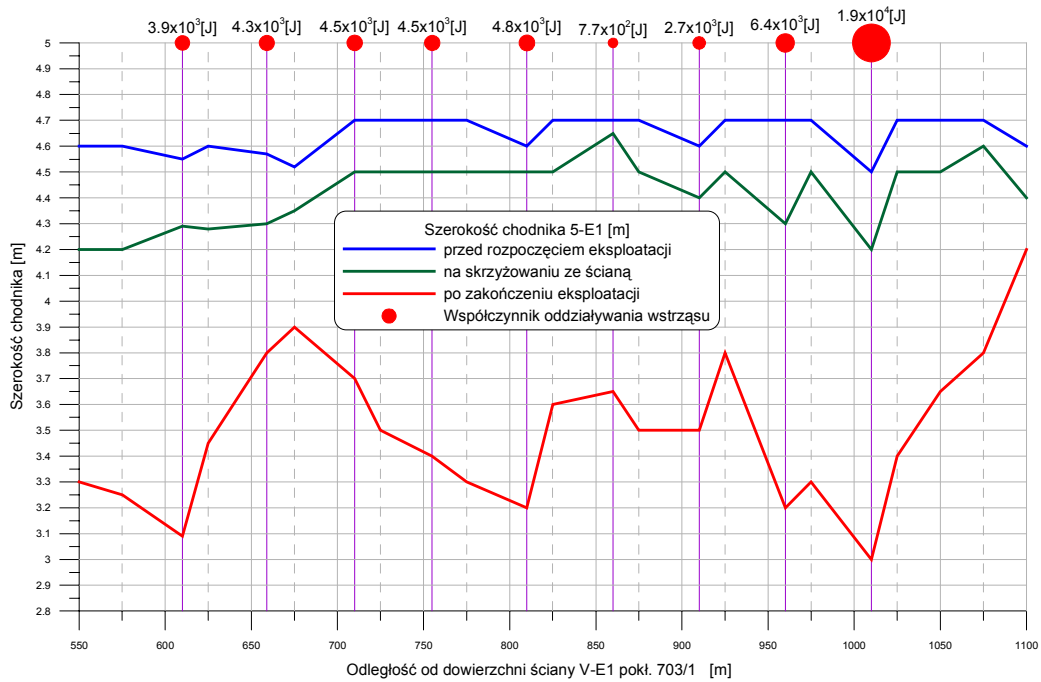
W chodniku 5-E1, będącym chodnikiem podścianowym ściany V-E1 w pokładzie 703/1, dokonano porównania wartości współczynnika oddziaływania wstrząsu ze zmianą wymiarów wyrobiska odnotowaną na 23 stanowiskach. Wartość współczynnika oddziaływania wstrząsu dla ww. wyrobiska wahała się od $2,7 \times 10^3$ J/m do $1,9 \times 10^4$ J/m.

Wysokość wyrobiska wyraźnie ulegała zmianie w miejscu występowania wstrząsów (rys. 7.2). W miejscach, gdzie współczynnik ten był większy niż 5×10^3 J/m, po przejściu ściany doszło do zmiany wymiarów wyrobiska rzędu nawet 1,5 m (960÷1010 m). Zwiększona liczba wstrząsów w tym miejscu wynika z oddziaływania krawędzi pokładu 620/1-2. W otoczeniu odcinka wyrobiska od 960 do 1010 m wyrobiska zarejestrowano ogółem 45 wstrząsów o sumarycznej energii rzędu $1,07E6$ J. Średnia odległość epicentralna wstrząsów górotworu od analizowanego rejonu wynosiła 58 m. Porównywalną wartość zmiany wysokości zanotowano także na 575 m chodnika 5-E1 mimo, że wartość współczynnika oddziaływania wstrząsu nie przekroczyła 4×10^3 J/m.



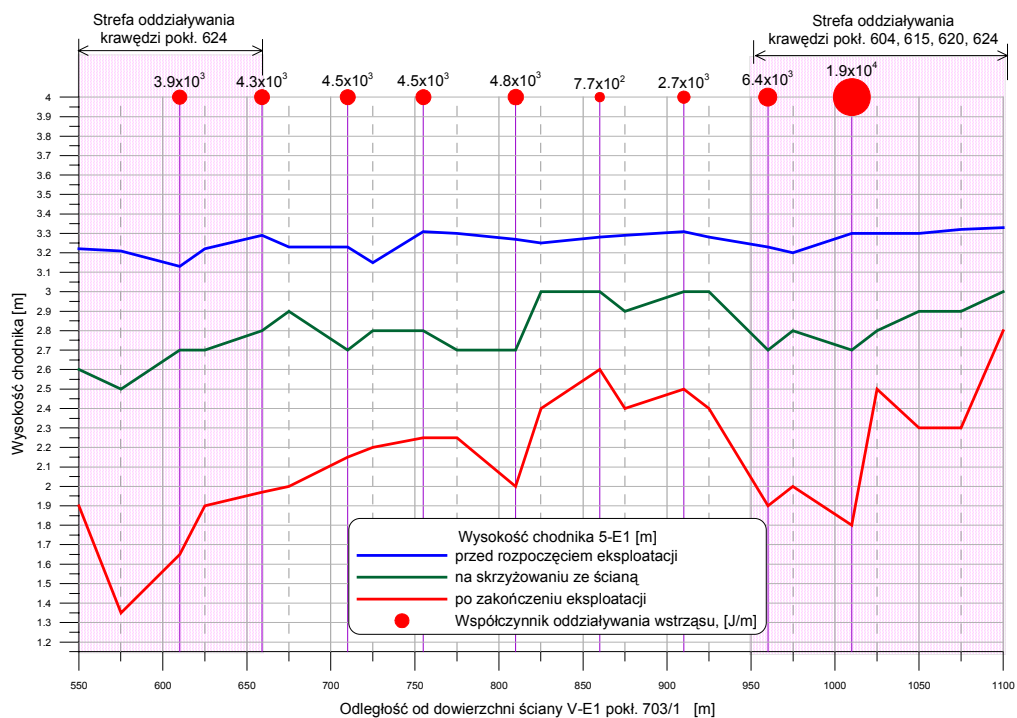
Rys. 7.2. Zmiany wysokości chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1

Podobna zależność jak w przypadku wysokości, zachodzi podczas pomiarów szerokości chodnika 5-E1. Szerokość wyrobiska uległa największej zmianie w miejscach, w których zarejestrowano najwięcej wstrząsów górotworu, tj. na około 1015 m wyrobiska (rys. 7.3). Należy jednakże zwrócić uwagę na fakt, że wydatek energetyczny nie musi decydować o największej konwergencji wyrobiska. Na 865 m wyrobiska wartość współczynnika oddziaływania wstrząsu była bliska 8×10^3 J/m, czyli o ok. 70% wyższa niż zarejestrowana na wcześniejszym stanowisku, tj. 815 m, a w tym przypadku zmiana zarówno wysokości, jak i szerokości chodnika 5-E1 była niższa odpowiednio o 0,6 m i 0,4 m. W rejonie 800 m chodnika następowało jednak silne oddziaływanie krawędzi pokładu 624, która pomimo dużej odległości sprzyjała zaciskaniu wyrobiska.



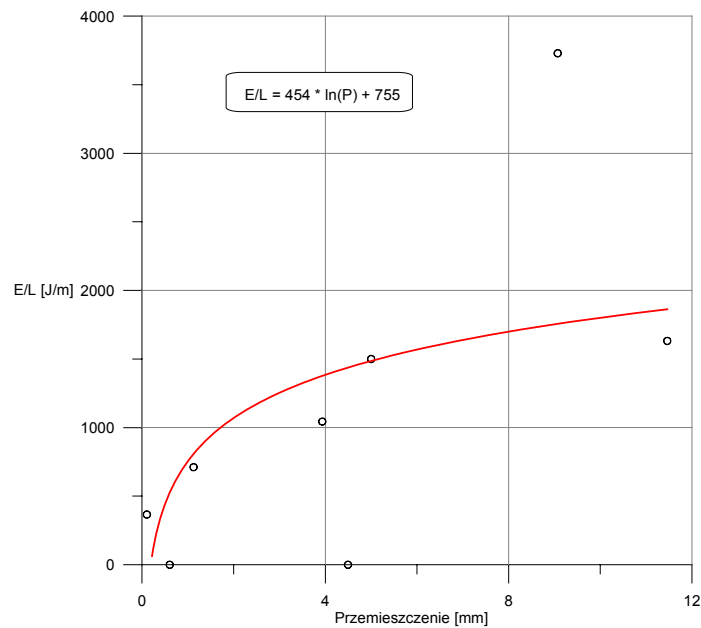
Rys. 7.3. Zmiany szerokości chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1

Analizując strefy oddziaływania krawędzi eksploatacyjnych na chodnik 5-E1 (rys 7.4) wynika, że w miejscach ich występowania przemieszczenia konturów wyrobiska są znaczne, a stateczność wyrobiska jest zagrożona. Nawet krawędzie pokładów odległych (powyżej 100 m) nie pozostawały bez wpływu na aktywność sejsmiczną w rejonie ściany, a więc i na wymiary wyrobiska w rejonie ich oddziaływania.

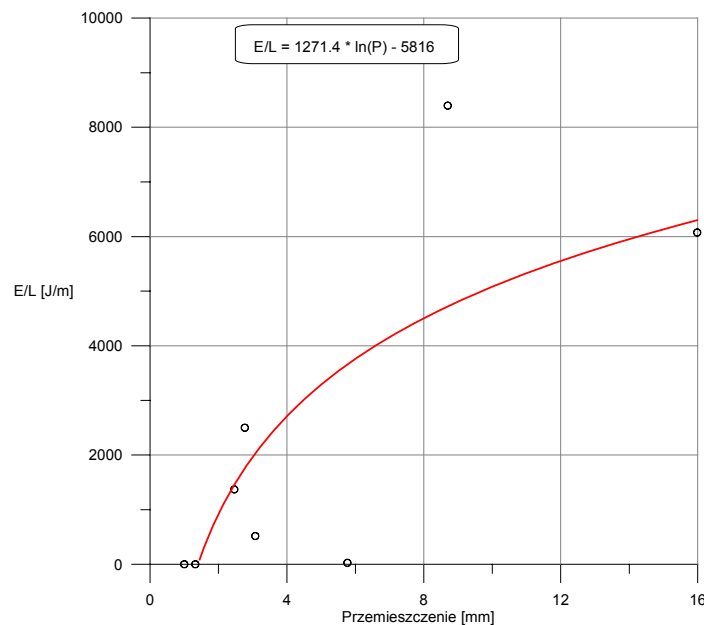


Rys. 7.4. Wpływ oddziaływania krawędzi na wysokość chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1

Potwierdzeniem powyższej zależności jest dokonana obserwacja rozwarstwień warstw skalnych na głębokości 5 m od konturu wyrobiska pod wpływem wstrząsów górotworu, które zostały zarejestrowane w odległości 960 m oraz 1010 m od dowierzchni ściany V-E1 w pokładzie 703/1 (rys 7.5 i rys. 7.6). Rozwarstwienia są tym większe im większy jest współczynnik oddziaływania wstrząsu. Rozwarstwienia osiągają wartość rzędu 16 mm, jeżeli współczynnik oddziaływania wstrząsu wynosił 6074 J/m (rys.7.6). Nie można jednak na podstawie otrzymanych wyników jednoznacznie określić funkcji, jaka łączyłaby oba parametry. Współczynnik korelacji wynosi tu ok. 0,78, lecz wymagałby dalszych badań.

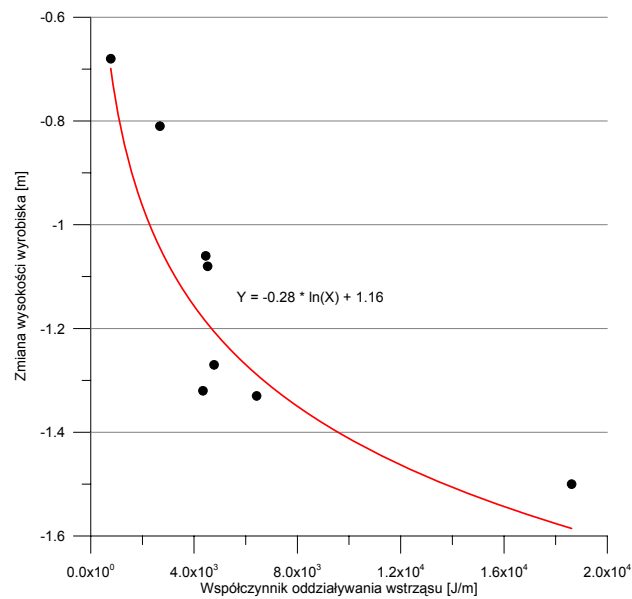


Rys. 7.5. Rozwarstwienie warstw skalnych na głębokości 5 m pod wpływem oddziaływania wstrząsów – chodnik 5-E1 (960 m) pokład 703/1



Rys. 7.6. Rozwarstwienie warstw skalnych na głębokości 5 m pod wpływem oddziaływania wstrząsów – chodnik 5-E1 (1010 m) pokład 703/1

Na podstawie uzyskanych pomiarów wyznaczono także zależności pomiędzy wstrząsami górotworu a zmianami wymiarów wyrobiska. Zmiany wysokości chodnika pod wpływem oddziaływania wstrząsów prezentuje rys. 7.7. Na podstawie jego analizy można stwierdzić, że istnieje wyraźny związek pomiędzy oddziaływaniem wstrząsów górotworu a zmianą wysokości wyrobiska. Z wykresu wynika, że największe końcowe zmiany wysokości wyrobiska po przejściu ściany zachodziły w miejscach, gdzie współczynnik oddziaływania wstrząsu przekraczał wartość $4,0 \times 10^3$ J/m. Zmiany wysokości wyrobiska sięgały w tym przypadku wartości 1,3 m.

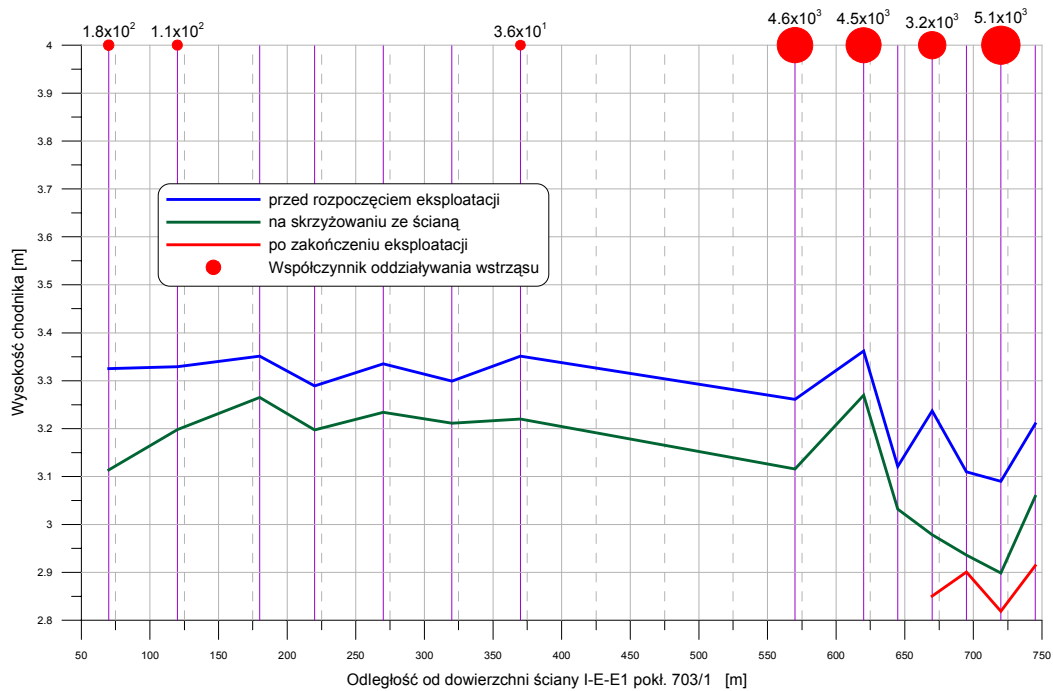


Rys. 7.7. Wpływ oddziaływania wstrząsów na końcowe zmiany wysokości chodnika 5-E1 po przejściu ściany

Dla chodnika podścianowego ściany I-E-E1 wykonanego w pokładzie 703/1 porównanie zmiany konwergencji w zależności od wskaźnika oddziaływania wstrząsu dokonano wykorzystując pomiary z 15 stanowisk. Z uwagi na mniejszą liczbę wstrząsów indukowanych eksploatacją ściany I-E-E1, oddziaływania wstrząsów na zmiany geometrii wyrobiska nie są tak widoczne jak w przypadku chodnika 5-E1 (rys. 7.8 i rys. 7.9). W rejonie od 575 m do 750 m chodnika podścianowego E-E1 zarejestrowano ogółem 23 wstrząsy o sumarycznej energii rzędu $2,88 \times 10^5$ J. Średnia odległość epicentralna wstrząsów górotworu od analizowanego rejonu wynosiła 50 m. Współczynniki oddziaływania wstrząsu były około dziesięciokrotnie niższe niż w przypadku zarejestrowanym w chodniku 5-E1. Zakres wartości współczynników dla badanego odcinka wyrobiska wyniósł $1,1 \times 10^2$ J ÷ $4,6 \times 10^3$ J/m.

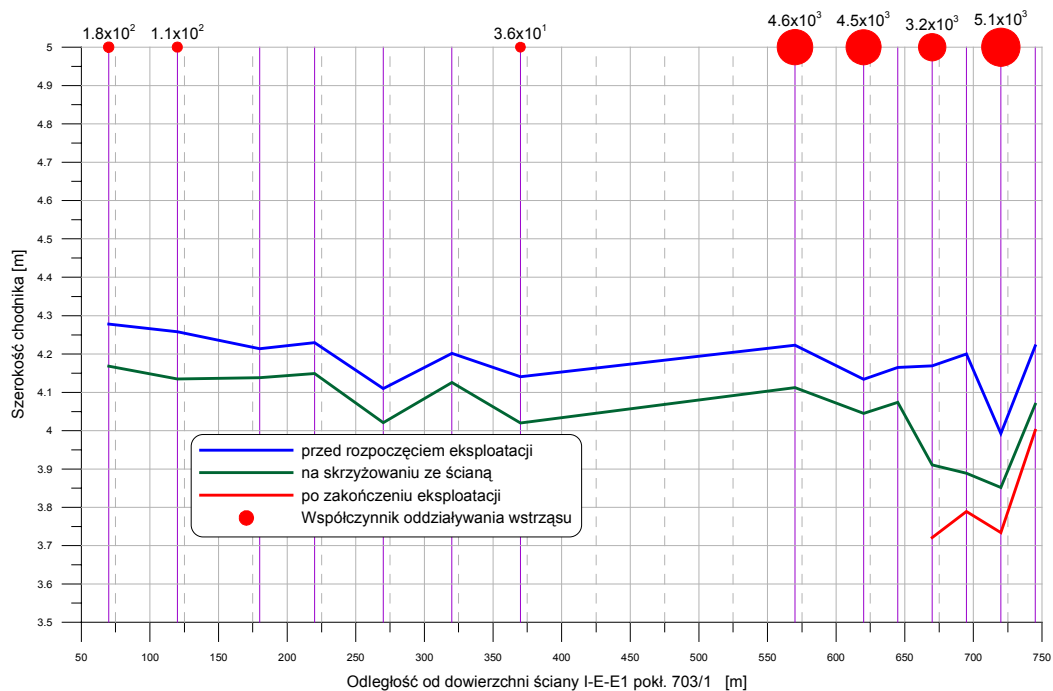
W przypadku zmiany wysokości wyrobiska w miejscu, gdzie współczynnik oddziaływania wstrząsu był rzędu $1 \div 2 \times 10^2$ J/m doszło do zmiany wymiarów wyrobiska ok. $0,15 \div 0,2$ m (50 m ÷ 150 m), natomiast tam, gdzie współczynnik oddziaływania wstrząsu był

bliski 5×10^3 J/m, doszło do zmiany wymiarów wyrobiska rzędu 0,3 m ($575 \text{ m} \div 750 \text{ m}$). Zwiększona liczba wstrząsów w tym miejscu wynika z oddziaływania krawędzi pokładu 620.



Rys. 7.8. Zmiany wysokości chodnika podścianowego E-E1 w pokładzie 703/1

Szerokość wyrobiska uległa największej zmianie w miejscach, w których zarejestrowano najwięcej wstrząsów górotworu, podobnie jak w przypadku zmiany wysokości wyrobiska. Wahala się ona od 0,05 m do 0,38 m na końcu monitorowanego odcinka, gdzie współczynnik oddziaływania wstrząsu wynosił ok. $3 \div 5 \times 10^3$ J/m (rys. 7.9).

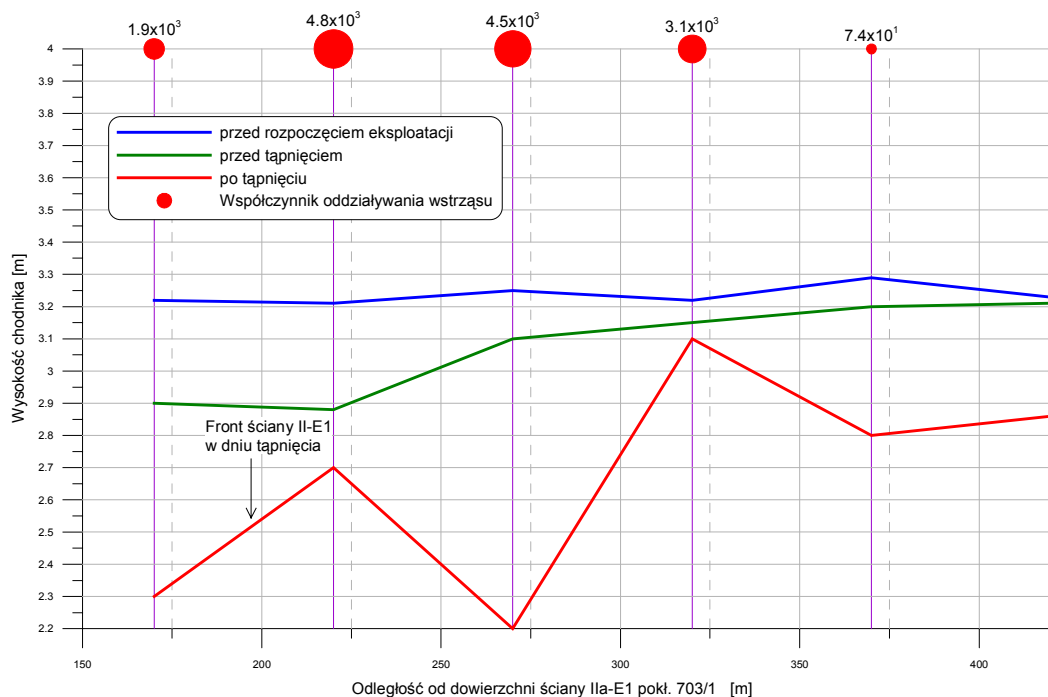


Rys. 7.9. Zmiany szerokości chodnika podścianowego E-E1 w pokładzie 703/1

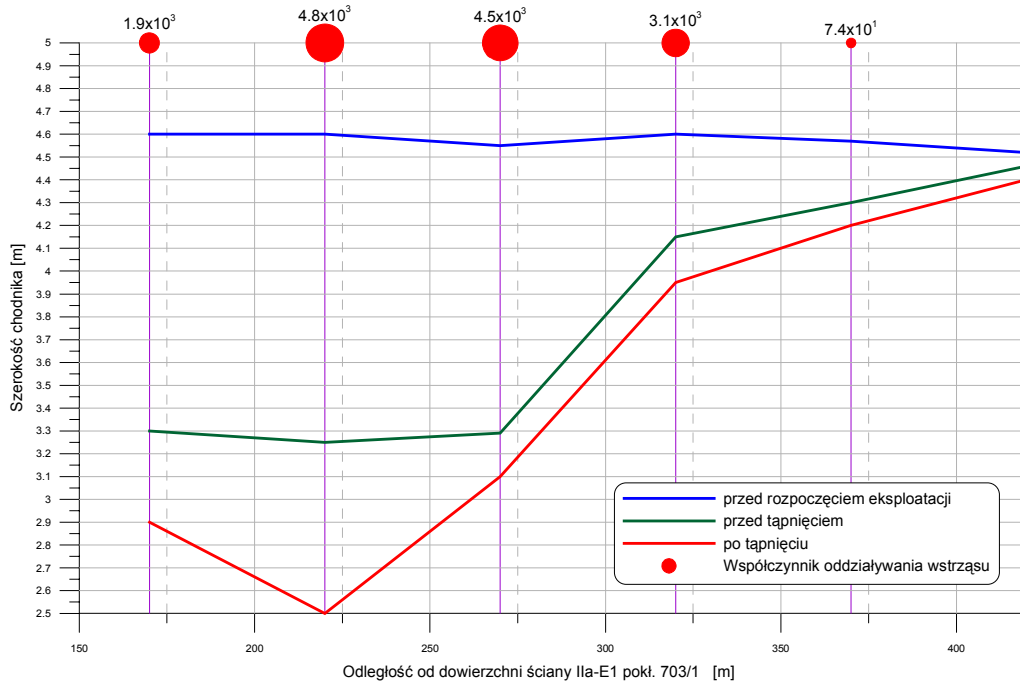
W chodniku 2a-E1, będącym chodnikiem podścianowym ściany II-E1 w pokładzie 703/1, zabudowano 6 stanowisk do pomiaru konwergencji. W promieniu 100 m od chodnika 2a-E1 zarejestrowano w sumie 19 wstrząsów. Współczynnik oddziaływania wstrząsu osiągnął najwyższą wartość rzędu $4,8 \times 10^3$ J/m.

Na rys. 7.10 przedstawiono przebieg zmian konwergencji pionowej (wysokości wyrobiska) w czasie dla wszystkich stanowisk pomiarowych, w trzech najważniejszych fazach istnienia wyrobiska, podobnie jak dla wyrobisk wcześniej omawianych. W miejscach, gdzie współczynnik oddziaływania wstrząsu był większy niż $4,5 \times 10^3$ J/m, dochodziło do zmiany wymiarów wyrobiska powyżej 0,3 m (270÷320 m). Zwiększona liczba wstrząsów w rejonie obu eksploatowanych ścian nie pozostawała bez wpływu na obudowę chodnika. Zmianom wysokości wyrobiska pod wpływem wstrząsów, towarzyszyły także zmiany szerokości wyrobiska (rys. 7.11). Największe zmiany wywołał wstrząs z dnia 13.05.2006, który spowodował tąpnięcie w chodniku 2a-E1, pomimo jego lokalizacji w zrobach ściany I-E1. Należy zwrócić uwagę, że po wstrząsie następowało odprężanie warstw skalnych, co powodowało zmianę wymiarów wyrobiska zarówno w pionie, jak i w poziomie. Dla konwergencji pionowej zmiany wynosiły do 0,9 m, natomiast dla konwergencji poziomej 0,43 m.

Do czasu wystąpienia tąpnięcia podczas pomiarów wykonywanych w chodniku 2a-E1 nie stwierdzono powstawania zsuwów na obudowie. Jednakże po tąpnięciu pomierzone maksymalne zsuwy wynosiły od 0,6 m do 0,9 m.

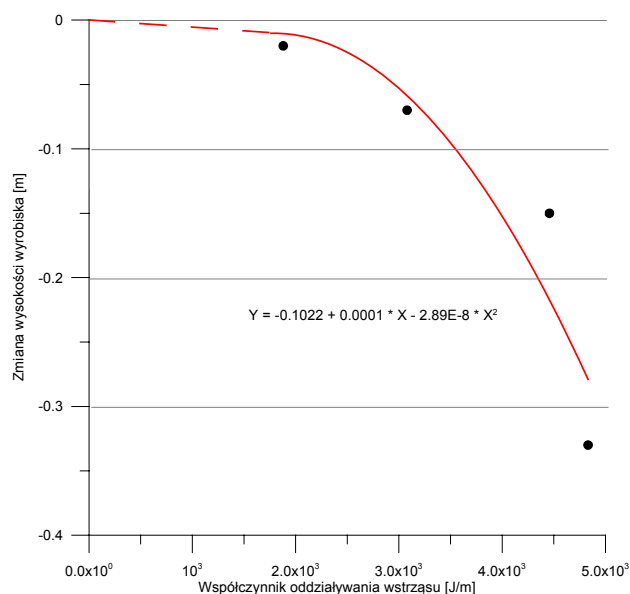


Rys. 7.10. Zmiany wysokości chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1



Rys. 7.11. Zmiany szerokości chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1

Zmniejszanie się wysokości wyrobiska pod wpływem wstrząsów górotworu (przed zaistniałym tąpnięciem) zaobserwowano także w sąsiednim przyścianowym chodniku 2a-E1 podczas wybierania ściany II-E1 (rys. 7.12). Pomimo niewielkiej sumarycznej energii wstrząsów, dla których współczynnik oddziaływania wstrząsu wynosił $4,8 \times 10^3$ J/m, zaobserwowano ruchy górotworu, w następstwie czego wystąpiło zmniejszenie gabarytów wyrobiska o 0,33 m. Wartość konwergencji także w tym przypadku wzrastała wraz ze wzrostem współczynnika oddziaływania wstrząsu na wyrobisko.



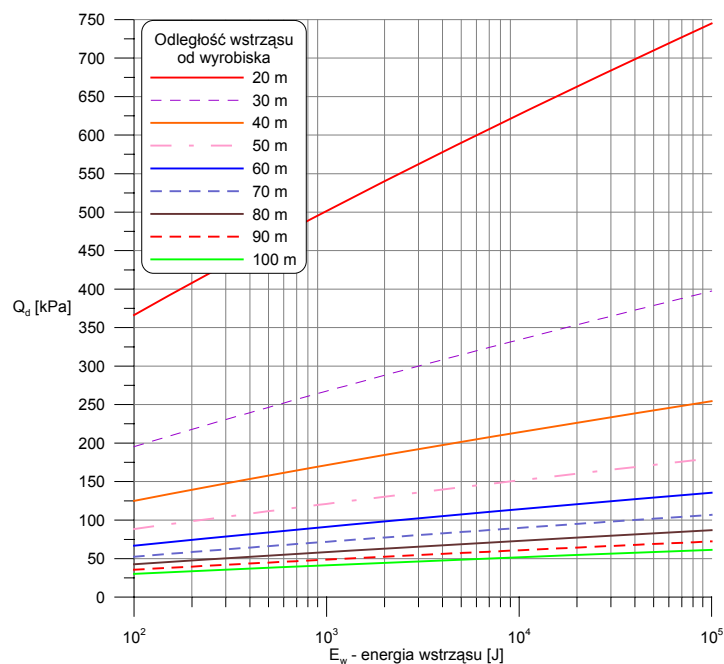
Rys. 7.12. Wpływ oddziaływania wstrząsów na zmiany wysokości chodnika 2a-E1 (przed tąpnięciem)

Rozpatrując wpływ oddziaływania wstrząsów na obudowę należy wziąć pod uwagę, że znajomość energii i odległości ogniska wstrząsu od projektowanego wyrobiska daje możliwość określenia dodatkowego tzw. dynamicznego obciążenia obudowy wyrobiska korytarzowego. W rzeczywistości określa ono wielkość dodatkowego naprężenia (obciążenia jednostkowego wyrażonego w Paskalach), jakiemu może zostać poddana obudowa w wyniku zaistniałego wstrząsu.

Na podstawie wzorów (3.3) i (3.4) cytowanych w rozdziale trzecim pracy wyznaczono wartości tego obciążenia, przyjmując parametry odpowiadające warunkom górniczym, jakie występują wokół analizowanych wyrobisk pokładu 703/1 w rejonach E1 oraz E-E1. Przyjęto zatem, że:

- gęstość objętościowa węgla - $\rho_w = 1299,7 \text{ kg/m}^3$,
- energia wstrząsu - $A_s = 1\text{E}2 \text{ J} \div 1\text{E}5 \text{ J}$,
- moduł Younga dla węgla - $E_w = 2084 \text{ MPa}$,
- odległość wstrząsu od wyrobiska - $r = 0 \text{ m} \div 100 \text{ m}$,
- wytrzymałość na ściskanie węgla - $R_c = 30,77 \text{ MPa}$.

Ponieważ w obliczeniach rozważono możliwość wystąpienia wstrząsu nisko- i średnioenergetycznego, a więc z zakresu energii od $1 \times 10^2 \text{ J}$ do $1 \times 10^5 \text{ J}$, dla rozpatrywanej w niniejszym rozdziale odległości 100 m od wyrobiska, otrzymano szereg wyników. Wyniki obliczeń dynamicznego oddziaływania wstrząsów przedstawiono zatem w formie wykresu (rys.7.13).



Rys. 7.13. Obciążenie dynamiczne obudowy wyznaczone dla warunków KWK „Rydułtowy-Anna” – pokład 703/1 - rejon E1 oraz E-E1

Na podstawie analizy powyższego wykresu można stwierdzić, że wzrost energii wstrząsu oraz spadek odległości hipocentrum powoduje istotny wzrost obciążenia przenieszonego dynamicznie na obudowę. Ma to jednak miejsce przede wszystkim wówczas, gdy odległość ogniska wstrząsu od wyrobiska jest nie większa niż 50 m. Wartość jednostkowego obciążenia dynamicznego obudowy w analizowanym przedziale wyemitowanej energii będzie wtedy wynosić od 87 kPa do 178 kPa przy odległości hipocentrum 40 m od wyrobiska i od 195 kPa do 397 kPa przy odległości hipocentrum 20 m od wyrobiska. Dla większych odległości obciążenie to waha się w przedziale $30 \div 133$ kPa.

Biorąc pod uwagę wskaźnik nośności odrzwi obudowy podporowej ŁP, który dla odrzwi wielkości 8, 9 i 10 dla kształtowników od V25 do V36 wynosi się od 178 kN/m do 225 kN/m, obciążenie dynamiczne może zwiększyć nacisk na obudowę ponad 2-krotnie.

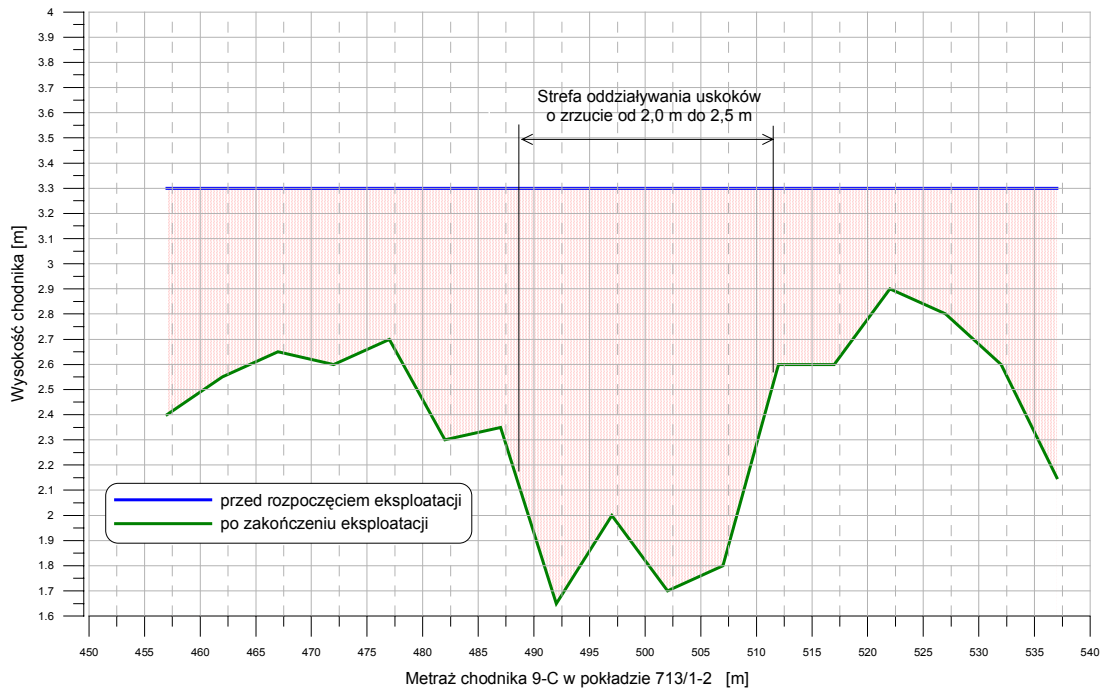
Powyższa analiza potwierdza zatem spostrzeżenia dokonane w rozdziałach poprzednich pracy, gdzie wskazano na duże znaczenie wpływu wstrząsów górotworu na obudowę wyrobisk górniczych. Ponadto współczynnik oddziaływania wstrząsu może być dobrym miernikiem określania wpływu zjawisk sejsmicznych na możliwość utrzymania wyrobisk przygotowawczych w kopalniach węgla. Przedstawia on bowiem sumaryczną energię wydatkowaną na dany odcinek wyrobiska, gdzie obudowa może ulegać nadmiernym deformacjom.

Jakkolwiek wstrząsy górotworu są jednym z najważniejszych czynników, które wpływają na stateczność wyrobiska chodnikowego i możliwe deformacje znajdującej się w nim obudowy, to równie ważnym czynnikiem, jaki powoduje nadmierną koncentrację naprężeń w otoczeniu wyrobisk są zaburzenia geologiczne. Występują one w postaci uskoków, fałdów czy też ścienień lub wyklinowań pokładów praktycznie na wybiegu każdego drążonego obecnie wyrobiska przygotowawczego. Górotwór w rejonie nieciągłości geologicznych jest zwykle naturalnie osłabiony i nie przeciwstawia się naprężeniom związanym z pracami górnictwymi tak silnie, jak w przypadku warstw nienaruszonych.

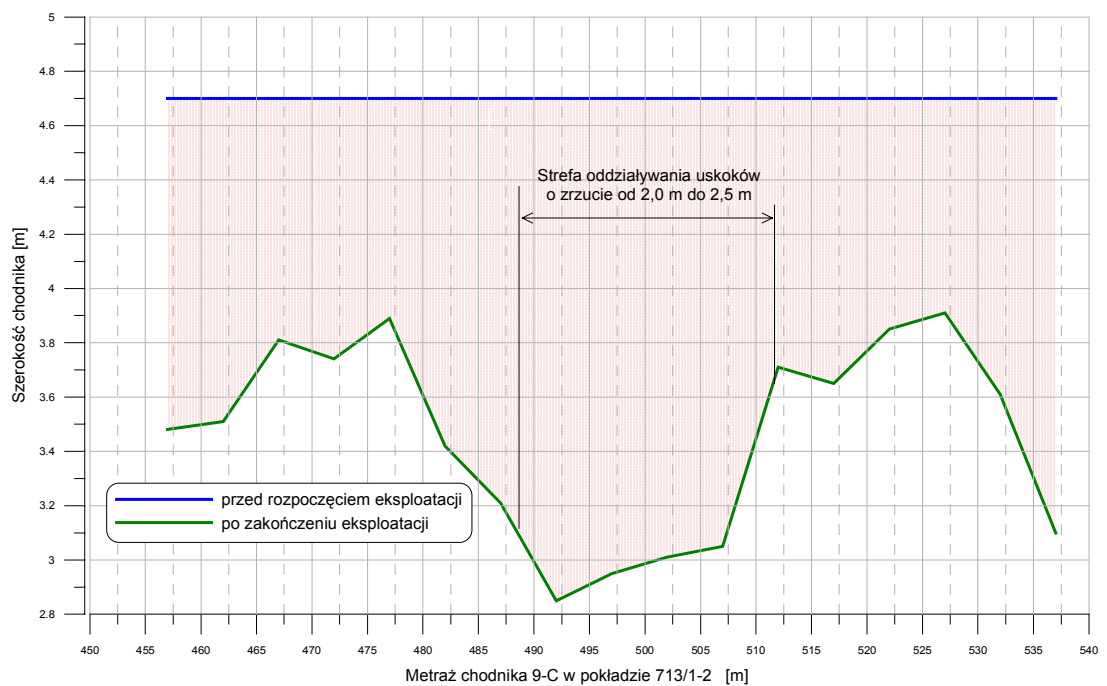
W celu pokazania wpływu uskoków na pracę obudowy podporowej na rys. 7.14 przedstawiono wykres zmian wysokości chodnika 9-C w pokładzie 713/1-2. Na jego wybiegu na odcinku 487 ÷ 513 m wystąpiły dwa uskoki o zrzutach 2,0 m oraz 2,5 m. W miejscu oddziaływania tych zaburzeń wysokość wyrobiska uległa zmianie o 1,65 m - z 3,3 m do ok. 1,65 ÷ 1,70 m, a więc nawet o ok. 47 ÷ 50%. Na odcinku chodnika nie poddanego wpływom uskoków wysokość wyrobiska wynosiła 2,7 ÷ 2,9 m, a więc była o ponad 1 m większa niż

w strefie zaburzonej tektonicznie. Generalnie jednak przejście frontu ściany spowodowało co najmniej 40-centymetrowe zmniejszenie wysokości analizowanego chodnika.

Szerokość wyrobiska na badanym odcinku, gdzie występowało oddziaływanie uskoków zmniejszyła się również znacznie o 1,77 m. Konwergencja ta w porównaniu z odcinkiem, gdzie wpływ ten nie występował była większa o 0,92 m (rys. 7.15).

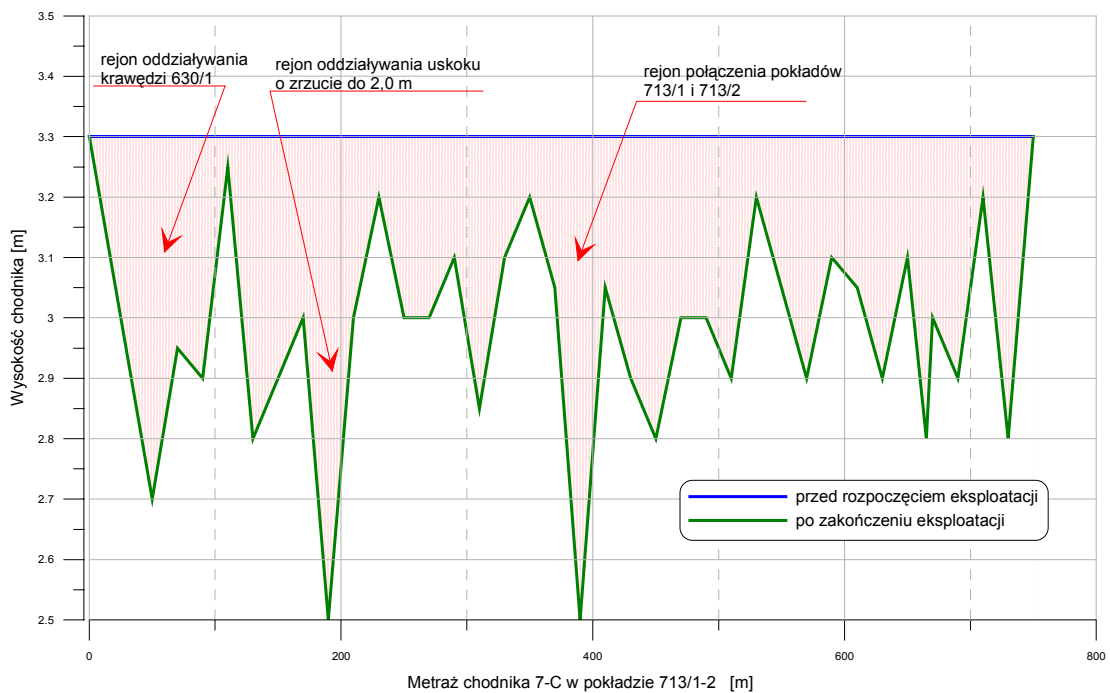


Rys. 7.14. Wpływ oddziaływania uskoku na zmiany wysokości chodnika 9-C w pokładzie 713/1-2



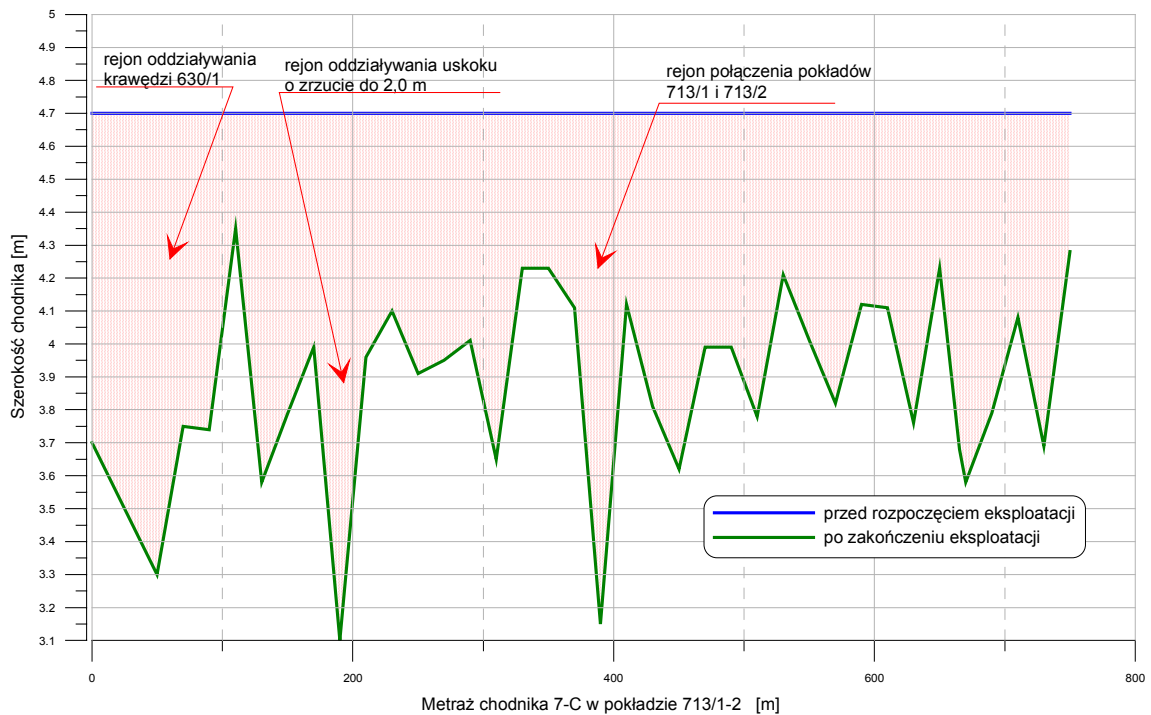
Rys. 7.15. Wpływ oddziaływania uskoku na zmiany szerokości chodnika 9-C w pokładzie 713/1-2

W przypadku chodnika 7-C w pokładzie 713/1-2 na konwergencje wyrobiska miały wpływ: krawędź pokładu 630/1, uskok o zrzucie ok. 2,0 m oraz strefa połączenia pokładów 713/1 i 713/2 (rys. 7.16). W tym przypadku maksymalne zmiany wysokości wyrobiska zaobserwowano w rejonie uskoju oraz połączenia pokładów i wynosiły one ok. 0,8 m. Nieco mniejszy wpływ wykazała krawędź pokładu 630/1, która spowodowała zmianę wysokości chodnika 7-C z 3,3 m do 2,68 m. Na pozostałych odcinkach wyrobiska, gdzie nie występowały zaburzenia geologiczne oraz naprężenia związane z krawędziami nadbudowy wysokość wyrobiska na skutek prowadzonej eksploatacji ścianowej zmniejszyła się od 0,04 m do 0,59 m.



Rys. 7.16. Zmiany wysokości chodnika 7-C w pokładzie 713/1-2

Analizując wykres zmian szerokości chodnika 7-C w pokładzie 713/1-2 (rys. 7.17), wykonanej w obudowie ŁP-8 można stwierdzić, że jest on bardzo podobny do zmian jego wysokości. W tym przypadku największy wpływ na konwergencję poziomą miały nieciągłości geologiczne oraz krawędzie nadbudowy. Szerokość wyrobiska w rejonie oddziaływania krawędzi pokładu 630/1 zmniejszyła się o 1,40 m, w rejonie uskoju o zrzucie ok. 2,0 m o 1,59 m, a w strefie połączenia pokładów 713/1 i 713/2 o 1,55 m. Na pozostałych odcinkach chodnika zmiany nie były aż tak widoczne i wahały się od 0,31 m do 1,12 m, średnio oscylując w granicach 0,8 m.



Rys. 7.17. Zmiany szerokości chodnika 7-C w pokładzie 713/1-2

Chcąc ocenić wagę czynników wpływających na deformacje górotworu wokół wyrobisk chodnikowych, przeanalizowano wielkość konwergencji zarówno pionowej, jak i poziomej w analizowanych wcześniej wyrobiskach. W tabelicy 7.3. przedstawiono zbiorczo wyniki pomiarów geodezyjnych wykonanych w wyrobiskach, które były poddane wpływom wstrząsów, uskoków, krawędzi eksploatacyjnych oraz wyklinowań pokładów. Dla każdego analizowanego wyrobiska przedstawiono najmniejsze i największe pomierzone wartości konwergencji, w zależności od lokalizacji reperów pomiarowych. W ostatniej kolumnie tabelicy podano procentową proporcję pomiędzy wartościami skrajnymi.

Analizując wartości konwergencji zamieszczone w tabelicy 7.3. można stwierdzić, że największe zmiany gabarytów obserwowanych wyrobisk przygotowawczych zachodzą w przypadku wystąpienia wstrząsów. Największa zmiana wysokości wynosiła 1,88 m, a szerokości – 2,07 m (pola koloru zielonego). Biorąc pod uwagę fakt, że wszystkie wyrobiska wykonane zostały w obudowie ŁP8, a więc o nominalnej wysokości 3,3 m i szerokości 4,7 m, zmiana wysokości chodnika dochodzi do 57%, a szerokości do 44%. Z punktu widzenia utrzymania funkcjonalności wyrobiska oraz pracy obudowy są to wartości zdecydowanie zbyt wysokie, mogące doprowadzić do zakłóceń wentylacyjnych i transportowych. Istotna jest także uwaga, że tąpnięcie, jakie wystąpiło w rejonie chodnika 2a-E1 nie spowodowało większych deformacji przekroju wyrobiska w porównaniu z wyrobiskami, gdzie odnotowywano jedynie wstrząsy (chodniki 5-E1 i E-E1). W obu

wspomnianych wyrobiskach wydatek energii oddziaływującej na obudowę (pomimo braku wstrząsu) był jednak znacznie wyższy, tzn. o rząd i dwa rzędy wielkości licząc w Joulach. Jednocześnie może się zdarzyć, że wstrząsy nie będą znacząco wpływać na warstwy skalne w otoczeniu wyrobiska, tak jak miało to miejsce w chodniku E-E1, gdzie zmiana wymiarów pionowych chodnika praktycznie nie wystąpiła.

Tablica 7.3. Konwergencja wyrobisk poddanych wpływom wstrząsów oraz zaburzeń górniczych i geologicznych

Wyrobisko	Czynnik wpływający na deformację	Konwergencja pionowa Δw [m]	Konwergencja pozioma Δs [m]	Proporcja pomiędzy konwergencją max i min [%]	
				w	s
chodnik 5-E1, p. 703/1	wstrząsy o wydatku $1,07E6$	1,88	1,46	w	35,6
	brak	0,67	0,61	s	41,7
chodnik E-E1, p. 703/1	wstrząsy o wydatku $2,88E5$	0,21	0,49	w	114,3
	brak	0,24	0,23	s	46,9
chodnik 2a-E1, p. 703/1	wstrząsy o wydatku $1,44E4$ + tąpnięcie	1,05	2,07	w	12,3
	brak	0,13	0,63	s	30,4
chodnik 9-C, p. 713/1-2	uskoki o zrzutach 2,0m i 2,5m	1,65	1,77	w	23,6
	brak	0,39	0,85	s	48,0
chodnik 7-C, p. 713/1-2	krawędź pokładu 630/1 – odległość pionowa ok. 220m	0,61	1,40	w	6,2
	uskok o zrzucie 2m	0,79	1,59		
	połączenie pokładów 713/1 i 713/2	0,80	1,54	s	19,5
	brak	0,05	0,31		

Analizując wyniki konwergencji wyrobisk poddanych oddziaływaniu innych czynników górniczych i geologicznych (chodniki 7-C i 9-C) można stwierdzić, że najistotniejszym z punktu widzenia utrzymania stateczności wyrobisk jest wpływ uskoków. Maksymalne zmiany wysokości wyrobisk wyniosły 1,65 m, a szerokości – 1,77 m (pola koloru pomarańczowego), co odpowiada kolejno 50% i 37% nominalnych wymiarów wyrobiska.

W analizowanym przypadku krawędź wyżej zalegającego pokładu również powodowała istotne zmiany wymiarów wyrobiska choć znajdowała się ona aż 220 m powyżej analizowanego chodnika. Połączenie pokładów 713/1 i 713/2 również znacząco wpływało na konwergencję wyrobiska.

Wystąpienie jakiegokolwiek czynnika, które może zmienić stan naprężenia wokół wyrobiska przygotowawczego, prowadząc do przemieszczania się warstw skalnych i zaciskania wyrobiska, powoduje co najmniej 50÷60 % zwiększenie konwergencji. Przy zaleganiu nieco słabszych warstw łupkowych w otoczeniu wyrobiska wszystkie analizowane czynniki, a więc wstrząsy, uskoki, krawędzie eksploatacyjne i połączenia (wyklinowania) pokładów powodują zmiany wysokości i szerokości nawet powyżej 90% w stosunku do odcinków wyrobisk niezakłóconych ww. czynnikami.

Na podstawie szeregu obserwacji, przeprowadzonych na stanowiskach pomiarowych, zabudowanych w chodnikach przyścianowych, można zatem odtworzyć przebieg niszczenia warstw stropu bezpośredniego: w odległości ok. 40 m przed frontem ściany następuje wyraźny przyrost ilości spękań oraz sumarycznej wielkości rozwarstwień. Powodem tego jest zbliżający się front ścianowy oraz oddziaływanie wstrząsów górotworu bezpośrednio związanych z eksploatacją pokładu. W odległości do 20 m przed frontem ściany następuje dalsza propagacja spękań. Największe zmiany zarówno wysokości wyrobiska, jak i jego szerokości można zaobserwować w odległości do ok. 40 m za frontem ściany.

Wobec powyższego istnieje więc możliwość wyprzedzającego działania w zakresie zabezpieczania obudowy wyrobisk przygotowawczych, a więc ograniczenia deformacji obudowy poprzez wzmocnienie wyrobiska na pewnej długości. Funkcjonalność wyrobiska w dużej mierze zależy od aktywności sejsmicznej górotworu. Z uzyskanych doświadczeń wynika, że sumaryczna energia wstrząsów oraz ich liczebność w poszczególnych klasach zależały od sytuacji górniczo-geologicznej w danym rejonie. W poszczególnych fazach eksploatacji dochodziło do wstrząsów, których energia wahała się w granicach od 10^3 J do 10^6 J. Z analizy rozkładu aktywności sejsmicznej wynika, że wstrząsy wysokoenergetyczne są zlokalizowane zwykle w miejscach przecięcia się kilku krawędzi wyżej zalegających pokładów. Energia oraz liczba wstrząsów systematycznie rośnie, gdy front eksploatacji ściany zbliża się równolegle do krawędzi pokładów wyżej leżących. Wyniki obserwacji wskazują, że wszystkie wstrząsy są bezpośrednio związane z załamywaniem się mocnych warstw piaskowców, zalegających głównie powyżej eksploatowanego pokładu. Jako przyczynę można upatrywać przekroczenie granicznych parametrów wytrzymałościowych warstw nadległych, spowodowane systematycznym powiększaniem się powierzchni odsłonięcia stropu nad wyeksploatowaną częścią pokładu.

Reasumując, na podstawie wykonanej analizy wyników obserwacji kopalnianych oraz przedstawionych zależności pomiędzy czynnikami geologicznymi i górniczymi a wymiarami

wyrobisk chodnikowych, można powiedzieć, że na zmianę geometrii (konwergencję) wyrobisk przygotowawczych mają wpływ następujące czynniki:

- ⇒ występowanie wstrząsów górotworu w odległości do 100 m od wyrobiska,
- ⇒ właściwości skał otaczających wyrobisko,
- ⇒ przyrost rozwarstwień skał stropowych,
- ⇒ prowadzenie wyrobiska w zasięgu resztki lub krawędzi,
- ⇒ sumowanie się wpływów co najmniej dwóch resztek lub krawędzi,
- ⇒ podwyższona aktywność sejsmoakustyczna lub sejsmiczna,
- ⇒ prowadzenie przodka w sąsiedztwie linii wymycia lub połączenia pokładów,
- ⇒ występowanie uskoków.

8. METODYKA OKREŚLANIA STREF SZCZEGÓLNEGO ZAGROŻENIA DEFORMACJAMI OBUDOWY

Z przeprowadzonych badań wynika, że wyróżnione w rozdziale 7 czynniki wpływają istotnie na utrzymanie wyrobisk przygotowawczych, czyli na ich funkcjonalne użytkowanie. Dysponując informacjami o roli poszczególnych czynników w konkretnych warunkach górniczo-geologicznych, na przykład dla danego pola ścianowego, można z określonym przybliżeniem dokonać oceny możliwości utrzymania wyrobiska przygotowawczego w sąsiednim, nowym polu eksploatacyjnym. Zasadniczą rzeczą jest określenie roli poszczególnych czynników w procesie utrzymania wyrobiska przygotowawczego.

Na podstawie uzyskanych wyników badań można stwierdzić, że dla wyrobisk przygotowawczych będących w fazie drażenia istnieje możliwość wyznaczenia stref, których utrzymanie będzie utrudnione. Wcześniejsze wyznaczenie przed rozpoczęciem robót eksploatacyjnych strefy tzw. szczególnego zagrożenia deformacjami obudowy, daje możliwość wykonania wzmocnienia wyrobiska z odpowiednim wyprzedzeniem czasowym. Aktualnie w odniesieniu do wyrobisk przygotowawczych z obudową łukową najbardziej efektywnym sposobem wzmocnienia jest zastosowanie jednego z wariantów obudowy kotwiowej, co przedstawiono w rozdziale czwartym niniejszej pracy. W przypadku małej koncentracji naprężeń wynikających z lokalnych warunków górniczo-geologicznych wzmocnianie realizowane jest za pomocą stojaków i podciągów.

W świetle przeprowadzonych przez autora badań kopalnianych oraz przeprowadzonej analizy deformacji obudowy wyrobisk przygotowawczych poddanych wybranym wpływom czynników górniczych i geologicznych, proponuje się stworzenie klasyfikacji dla określania stref wyrobisk korytarzowych zagrożonych deformacjami obudowy. Przyjęto w niej, że na utrzymanie wyrobisk przygotowawczych wpływa zasadniczo siedem czynników:

1. wstrząsy górotworu, zlokalizowane w odległości do 100 m od wyrobiska,
2. stopień szczelinowatości warstw stropowych, który można scharakteryzować endoskopowym wskaźnikiem jakości górotworu ERMF,
3. rozwarstwienie warstw stropowych, gdzie najważniejszym parametrem jest zasięg strefy spękań,
4. wpływ pozostawionych resztek lub krawędzi, w rejonie których prowadzone jest wyrobisko,
5. nakładanie się wpływów oddziaływania resztek lub krawędzi,
6. aktywność sejsmoakustyczna,

7. zaburzenia geologiczne – uskoki, wymycia, fałdy połączenia pokładów.

Każdy z wyróżnionych czynników może przybierać wartości podzielone na kilka przedziałów. Każdemu przedziałowi wartości danego parametru odpowiada określona nota punktowa. Ogólna liczba punktów dla danej sytuacji górniczo-geologicznej jest wynikiem sumowania wartości przypadających na poszczególne czynniki i może wahać się w przedziale od 0 do 35 punktów. W zależności od uzyskanej liczby punktów dla analizowanego odcinka wyrobiska należy określić jego stan, a następnie zastosować określony sposób postępowania, polegający na odpowiednim zabezpieczeniu wyrobiska, realizowanym na przykład poprzez wzmocnienie obudowy.

Wymienione czynniki wpływające na zachowanie się wyrobiska przygotowawczego w długim okresie czasu zestawiono w tablicy 8.1.

W przypadku oceny rozwarstwień skał stropowych posłużono się klasyfikacją górotworu ocenianej na podstawie badań endoskopowych (Małkowski 2003, Majcherczyk et al. 2006).

Tablica 8.4. Czynniki wpływające na zagrożenie deformacjami obudowy wyrobisk przygotowawczych

L.p.	Czynnik	Definicja czynnika	Wartość punktowa
1.	Doświadczenia kopalni wskazują na możliwość występowania w partii lub rejonie pokładu wstrząsów górotworu w odległości do 100 m wyrobiska wstrząsów, których współczynnik oddziaływania wynosi	0 - brak wstrząsów w rejonie chodnika	0
		$E/W < 1 \times 10^4$ J/m	2
		$E/W = 1 \times 10^4$ J ÷ 1×10^5 J/m	4
		$E/W > 1 \times 10^5$ J/m	5
2.	Występowanie rozwarstwień (wg skali ERMF) przed wystąpieniem wpływu ciśnienia eksploatacyjnego	klasa I - górotwór nienaruszony, jakość doskonała (rozwarście szczelin do kilku milimetrów, całkowita liczba spękań do 10)	0
		klasa II - górotwór blokowy, jakość bardzo dobra (rozwarście szczelin do 20 mm, całkowita liczba spękań mniejsza od 25)	1
		klasa III - górotwór słabo spękany, jakość dobra (rozwarście szczelin do 80 mm, całkowita liczba spękań mniejsza od 40)	2
		klasa IV - górotwór spękany, jakość średnia (rozwarście szczelin od 80 mm do 150 mm, całkowita liczba spękań mniejsza od 70)	3
		klasa V - górotwór zniszczony, jakość słaba (rozwarście szczelin od 150 mm do 250 mm, całkowita liczba spękań mniejsza od 100)	4
		klasa VI - górotwór całkowicie zniszczony, jakość bardzo słaba (rozwarście szczelin powyżej 250 mm, całkowita liczba spękań powyżej 100)	5

L.p.	Czynnik	Definicja czynnika	Wartość punktowa
3.	Zasięg strefy spękań	do 2 m	0
		od 2 m do 5 m	3
		powyżej 5 m	5
4.	Prowadzenie wyrobiska w zasięgu resztki lub krawędzi	brak krawędzi	0
		występowanie odległych krawędzi w odległości powyżej 100 m	2
		występowanie krawędzi w odległości do 100 m	5
5.	Sumowanie się wpływów, co najmniej dwóch resztek lub krawędzi	brak sumowania się wpływów	0
		sumowanie się wpływów	5
6.	Aktywność sejsmoakustyczna	normalna aktywność sejsmoakustyczna	0
		podwyższona aktywność sejsmoakustyczna	2
		wysoka aktywność sejsmoakustyczna	5
7.	Prowadzenie przodka w sąsiedztwie linii wymycia lub połączenia pokładów, występowanie uskoków	brak zaburzeń	0
		występowanie zaburzeń	5

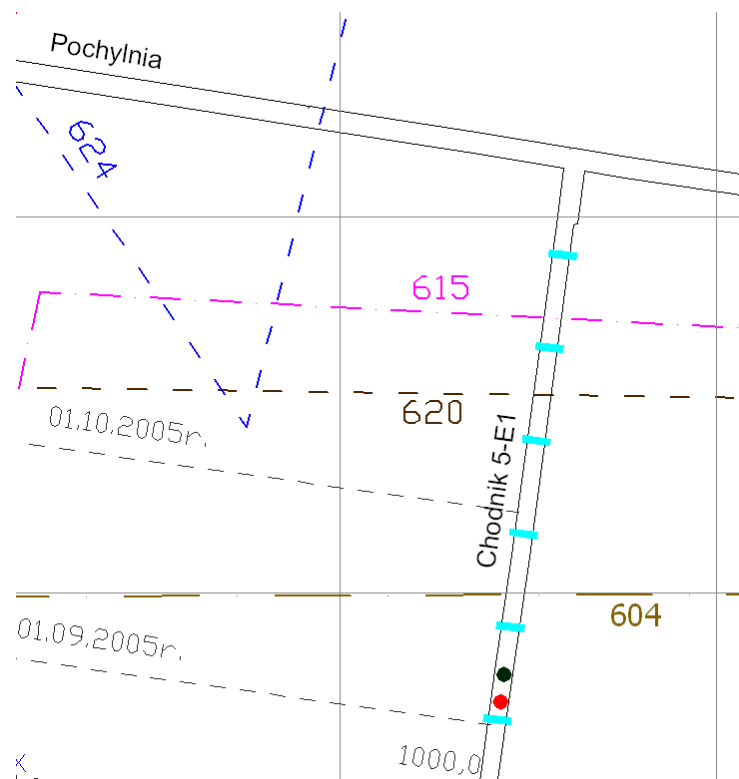
Doświadczenia autora w zakresie prowadzenia wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla pozwalają na zaproponowanie również odpowiedniego sposobu wzmocnienia wyrobisk, w zależności od wagi czynników wpływających na utratę ich funkcjonalności. Ilościową ocenę stanu wyrobiska przygotowawczego wraz z doбором sposobu wzmocnienia jego obudowy przedstawiono w tablicy 8.2. Dodatkowo stwierdzono, że nawet jeżeli sumaryczna liczba punktów określająca stan wyrobiska jest niska, ale jeden z czynników uwzględnionych w opisie stanu wyrobiska (tablica 8.1) osiąga maksymalną wartość punktową, należy rozważyć wzmocnienie chodnika na tym odcinku.

Tablica 8.5. Sposoby zabezpieczania stref wyrobiska zagrożonego deformacjami obudowy

Liczba punktów	Stan wyrobiska	Typ wzmocnienia	Uwagi
0 – 10	Stateczny	Wzmocnienie obudowy nie jest wymagane	Wzmocnienie chodnika prowadzone jest tylko w strefach szczególnego zagrożenia tapaniami
10 – 20	Mało stateczny	Należy rozważyć wzmocnienie wybranego odcinka wyrobiska	Zalecane jest wzmocnienie chodnika poprzez zabudowę podciągów, podbudowę stojaków typu SV lub Valent, ewentualne przykotwianie kotwami stalowymi
20 – 35	Niestateczny	Konieczne jest wzmocnienie wybranego odcinka wyrobiska	Zlecane jest wzmocnienie chodnika poprzez zabudowę podciągów, przykotwionych do stropu kotwami strunowymi o długości minimum 6m

Dla przykładu dokonano oceny stanu chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1 na odcinku 1000 m ÷ 1050 m według zaproponowanej metody (rys. 8.1).

Wyrobisko w tym rejonie poddane było oddziaływaniu wstrząsów górotworu. Współczynnik oddziaływania wstrząsu wynosił $1,9 \times 10^4$ J/m, co wg tabeli 8.1 daje 4 punkty. Na podstawie obserwacji endoskopowych oceniono górotwór wg skali ERMF jako słabo spękany, klasa III (2 pkt.). Podczas eksploatacji pokładu 703/1 zauważono propagację spękań do głębokości 6 m, zatem przyznano temu czynnikowi 5 punktów. Na analizowany odcinek wyrobiska oddziałują krawędzie pokładów wyżej leżących, tj. pokładu 624, 620/1-2, 615/3 i 604. Krawędzie te zalegają powyżej 100 m nad pokładem 703/1 (2 pkt.), ale ponieważ wpływy tych krawędzi sumują się, w ocenie należy uwzględnić dodatkowo 5 punktów. Podczas obserwacji sejsmoakustycznych zaobserwowano wysokie zmiany aktywności sejsmoakustycznej, co przypisuje temu czynnikowi 5 punktów. Ponieważ na analizowanym odcinku chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1 nie występowały zaburzenia tektoniczne, za czynnik związany z nieciągłościami nie przyznano żadnych punktów.



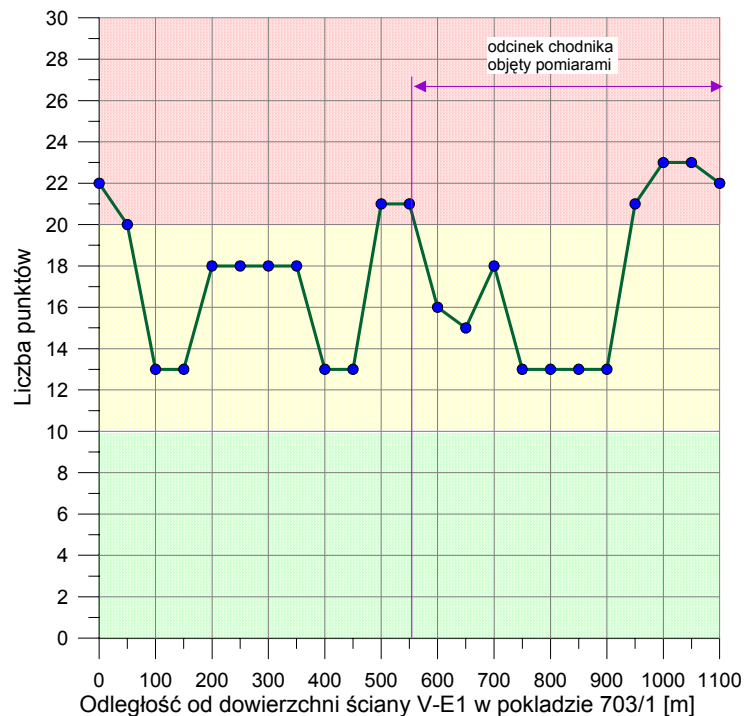
Rys. 8.1. Rejon chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1 – przykład obliczeniowy

Sumarycznie dla końcowego odcinka chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1 otrzymano 23 punkty, czyli na podstawie zalecanych działań, umieszczonych w tablicy 8.2, w celu zminimalizowania możliwego uszkodzenia obudowy, należałoby ten odcinek chodnika

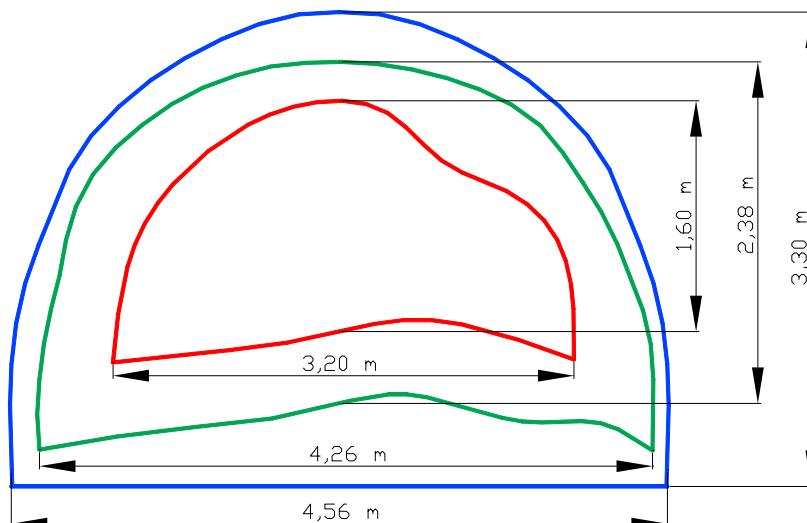
wzmocnić poprzez zabudowę podciągu oraz przykotwienie warstw stropowych kotwami strunowymi o długości około 6m.

Analogiczną analizę wykonano dla pozostałych odcinków chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1 i otrzymano w ten sposób wykres obrazujący stan wyrobiska na kolejnych jego odcinkach (rys. 8.2). na jego podstawie można stwierdzić, że wartość 20 punktów została przekroczona na pierwszym 50-metrowym odcinku wyrobiska, następnie na odcinku od 500 m do 560 m oraz na odcinku chodnika od 950 m do 1100 m. Na pozostałym wybiegu chodnika 5-E1 stan wyrobiska określono jako mało stateczny, przy wartości punktowej od 13 do 18.

Wynika z tego, że cały wybieg chodnika poddany był wpływom górnictwom i geologicznym. W celu zapewnienia minimalnych deformacji zaprojektowanej obudowy, całą długość chodnika należałoby wzmocnić co najmniej za pomocą podciągów, lub też stojaków typu SV lub Valent. Górotwór w tym rejonie można by było również wzmocnić kotwami stalowymi, przykatwiając na przykład łuki stropnicowe obudowy ŁP. Na trzech wymienionych wyżej odcinkach chodnika, gdzie wartość wskaźnika zagrożenia deformacjami obudowy przekroczyła 20, stateczność w długim okresie czasu mogłoby zapewnić jedynie wysokie kotwienie lub zabudowanie podciągu stalowego wzdłuż długości chodnika. Analizowane wyrobisko nie zostało jednak na stałe w żaden sposób wzmocnione. Jedynie wyprzedzająco 80 m przed skrzyżowaniem ze ścianą stosowano podciąg stalowy.



Rys. 8.2. Stan wyrobiska dla chodnika 5-E1 w pokładzie 703/1



Rys. 8.3. Schemat przedstawiający przekrój chodnika 5-E1 -1010 m (kolor niebieski – przed uruchomieniem eksploatacji, kolor zielony – skrzyżowanie wyrobiska ze ścianą, kolor czerwony – po zakończeniu eksploatacji)

Pomimo oddziaływania wielu czynników utrudniających utrzymanie wyrobiska nie prowadzono dodatkowego wzmocnienia obudowy i chodnik 5-E1 ulegał stałemu zaciskaniu. Schemat przedstawiający zmianę obrysu wyrobiska pokazuje rys. 8.3. Największe odkształcenia obudowy zaobserwowano od strony zrobów (prawy ocios), przy dużych zmianach całego przekroju wyrobiska. Uległ on zmniejszeniu z ok. $10,4 \text{ m}^2$ do ok. $3,6 \text{ m}^2$, zatem prawie trzykrotnie, co umożliwiło wykorzystanie go dla potrzeb następnej ściany, tylko jako wyrobiska przyścianowego wentylacyjnego. Wcześniejsze wzmocnienie obudowy zapobiegłoby w tym przypadku propagacji spękań, deformacji górotworu, a tym samym nadmiernemu obciążeniu obudowy. Dzięki wzmocnieniu obudowy gabaryty wyrobiska mogłyby zostać zachowane i stałoby się ono pełnowymiarowym chodnikiem nadścianowym, służącym celom transportowym.

Przeprowadzona ocena jakości górotworu za pomocą badań endoskopowych (ERMF) podczas drażenia wyrobiska wykazała, że górotwór należał do II lub też III klasy. Zasięg strefy spękań wynosił wówczas do 2,5 m. Podczas zbliżania się frontu wyrobiska ścianowego wielkość oraz liczba spękań systematycznie rosła, a zasięg strefy spękań wzrastał do ok. 6 m. Po przejściu frontu ścianowego górotwór został całkowicie zniszczony i zakwalifikowano go do klasy VI.

Ocena stanu zagrożenia deformacjami obudowy w chodniku 5-E1 w pokładzie 703/1 okazała się zatem jak najbardziej trafna.

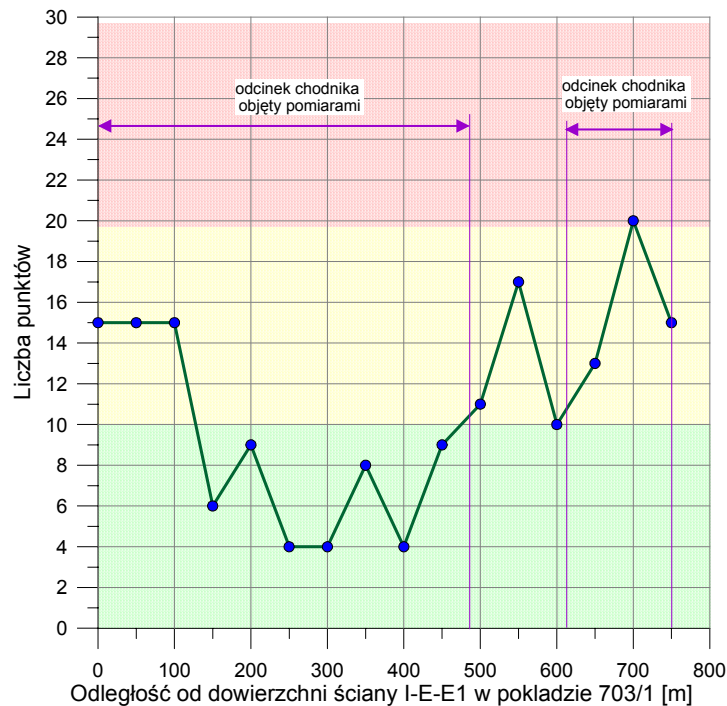
Ocenę punktową stanu wyrobisk przygotowawczych wykonano także dla obu wcześniej obserwowanych wyrobisk przyścianowych, tj. chodnika podścianowego E-E1 i chodnika

2a-E1 w pokładzie 703/1. Rozkład wartości wskaźnika stanu zagrożenia deformacjami obudowy wzdłuż wybiegu obu ww. wyrobisk przedstawiono na rysunkach 8.4 i 8.5.

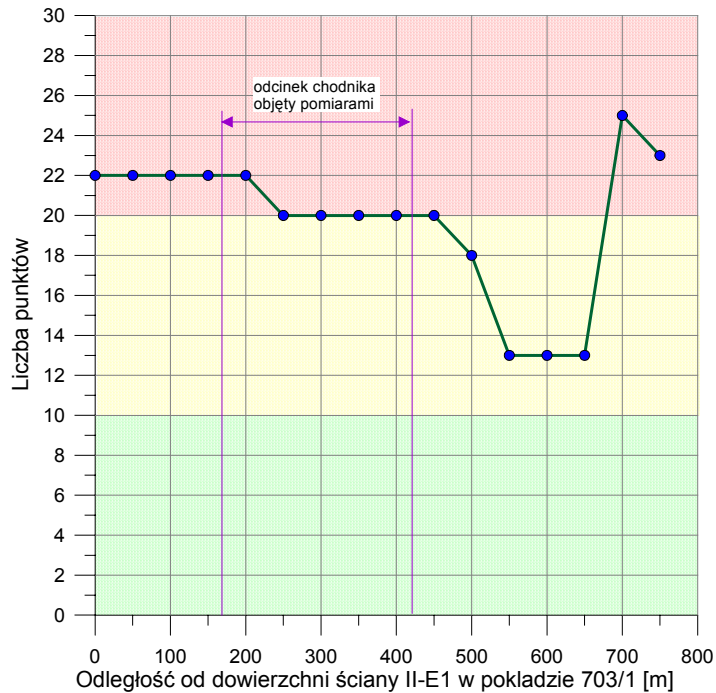
W przypadku chodnika podścianowego E-E1 można stwierdzić, że na odcinku 150 ÷ 450 m wyrobisko nie wymagało żadnego wzmocnienia, bowiem oceniono stan wyrobiska jako stateczny (liczba punktów od 4 do 9). Na początkowym i końcowym odcinku wyrobiska jego stan oceniono kolejno na 15 punktów i 11÷20 punktów. Wyżej wymienione odcinki chodnika podścianowego należałoby zatem wzmocnić podciągami, stojakami lub też zastosować kotwie, albo do przykotwienia obudowy łukowej, albo do przykotwienia skał pomiędzy łukami obudowy stalowej.

W przypadku chodnika podścianowego 2a-E1 można stwierdzić, że na odcinkach 0 ÷ 200 m i 650 ÷ 750 m wyrobisko oceniono jako niestateczne (liczba punktów 22 i 23÷25). Dla uniknięcia deformacji obudowy i nadmiernych przemieszczeń skał w jego otoczeniu wymagałoby ono stałych wzmocnień w postaci podciągów stalowych lub wyprzedzającego wysokiego kotwienia na znacznej głębokości. Na środkowym odcinku wyrobiska jego stan oceniono kolejno na 13÷20 punktów, zatem należałoby wykonać wzmocnienia w postaci podciągów, stojaków lub kotwi stalowych.

W obu analizowanych wyrobiskach nie stosowano jednak żadnych wzmocnień.

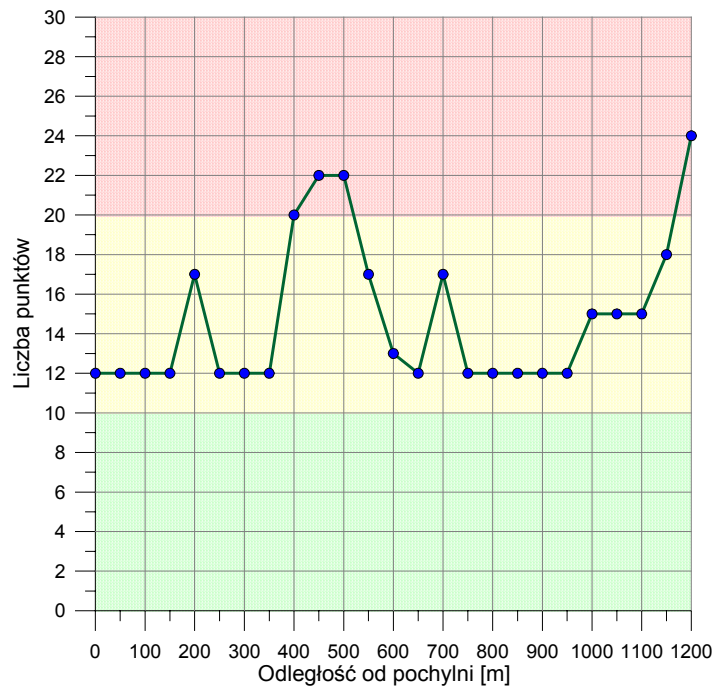


Rys. 8.4. Stan wyrobiska dla chodnika podścianowego E-E1 w pokładzie 703/1

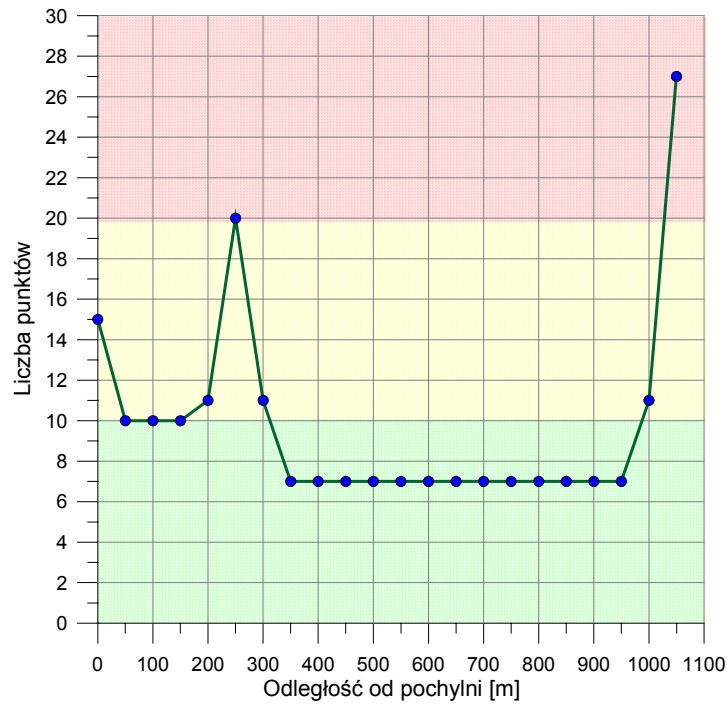


Rys. 8.5. Stan wyrobiska dla chodnika 2a-E1 w pokładzie 703/1

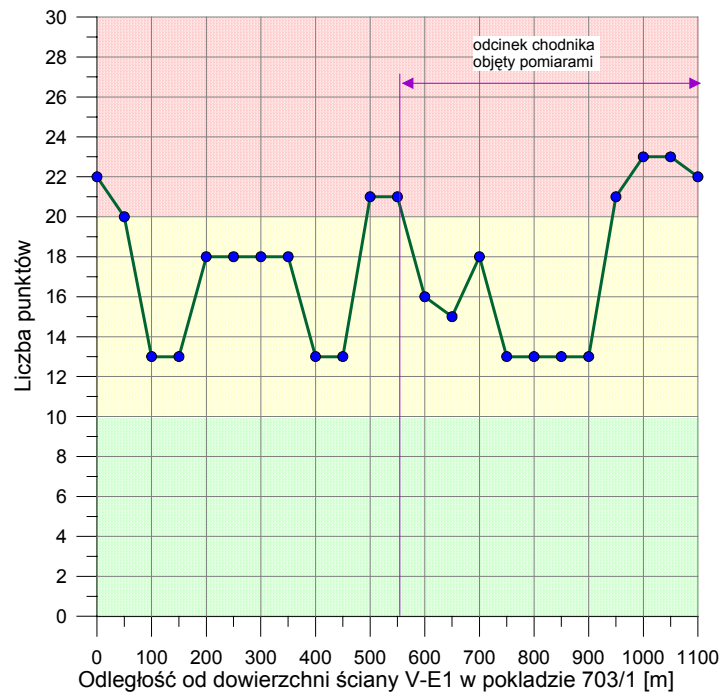
Dla sprawdzenia poprawności proponowanej metody określono stan trzech innych wyrobisk przygotowawczych będących w fazie drążenia, wykorzystując przedstawione w tabeli 8.1 czynniki wpływające na zagrożenie deformacjami obudowy. Do tego celu wytypowano trzy chodniki drążone w rejonie W1 i E1 kopalni, w różnych pokładach 703, 706 i 713/1-2. Ocenę stanu dla tych wyrobisk przedstawiono na wykresach na rysunkach 8.6÷8.8.



Rys. 8.6. Stan wyrobiska dla chodnika 7-E1 w pokładzie 703/1



Rys. 8.7. Stan wyrobiska dla chodnika 1-E1 w pokładzie 706



Rys. 8.8. Stan wyrobiska dla chodnika 14-W1 w pokładzie 713/1-2

Na podstawie otrzymanych wartości punktowych dla tych wyrobisk (rys. 8.6÷8.8), można stwierdzić, że chodnik 7-E1 w pokładzie 703/1 na całej długości jest mało stateczny, a lokalnie (na 50-metrowym środkowym i końcowym odcinku) niestateczny; chodnik 1-E1 w pokładzie 706 na początkowym 300-metrowym odcinku jest mało stateczny, następnie stateczny, a na końcowym wybiegu (1000 ÷ 1050 m) – niestateczny, natomiast chodnik

14-W1 w pokładzie 713/1-2 na całej długości jest mało stateczny lub niestateczny. Najwyższą wartość punktową równą 27 przypisano końcowemu wybiegowi chodnika 1-E1 w pokładzie 706. Zgodnie z tablicą 8.2 odcinek ten powinien zostać najlepiej wzmocniony, tym bardziej, że na końcu tego wyrobiska, które będzie wyrobiskiem przyścianowym zostanie wykonana przecinka likwidacyjna.

Analizując otrzymane wartości określające zagrożenie deformacjami obudowy na wybiegu wszystkich trzech wyrobisk, można zauważyć, że wartość punktowa większa niż 20, która klasyfikuje wyrobisko jako niestateczne, jest przekroczona zwykle nieznacznie o 2 lub 3 punkty. Można zatem na tych odcinkach zalecać wzmocnienie obudowy poprzez zabudowę takich samych wzmocnień, jak w przypadku wyrobiska mało statecznego, a więc z notą punktową $11 \div 20$. Rodzaj wzmocnień powinien być ściśle dopasowany do warunków górnico-geologicznych w miejscu wykonywanej analizy oraz uwzględniać rodzaj skał występujących w bezpośrednim stropie wyrobiska. W tym przypadku strefy uskokowe wykluczają praktycznie możliwość wykonywania wzmocnień za pomocą kotwi (w szczególności wklejanych kotwi krótkich stalowych) i wymagają użycia podciągów, lub stojaków ciernych, a w wyjątkowo niekorzystnych sytuacjach geologicznych (szerokie strefy uskokowe) hydraulicznych. Intensywność oddziaływania krawędzi eksploatacyjnych zależy głównie od ich odległości od pokładu, stąd proponowany sposób wzmocnienia powinien uwzględniać przede wszystkim zasięg stref spękań obserwowanych bezpośrednio nad wyrobiskiem. Odpowiednio wczesne skotwienie warstw stropowych lub przykotwienie łuków stropowych może być w tym przypadku dobrą alternatywą wzmocnienia dla zachowania stateczności wyrobiska i niedopuszczenia do deformacji wstępnie zaprojektowanej obudowy.

Należy w tym miejscu zaznaczyć, że dla wszystkich trzech analizowanych chodników największe wartości punktowe określające stan wyrobiska uzyskano w miejscach oddziaływania krawędzi zalegających w odległości do 100 m od analizowanego pokładu oraz w miejscach krzyżowania się kilku krawędzi eksploatacyjnych.

9. PODSUMOWANIE I WNIOSKI KOŃCOWE

Utrzymanie wyrobisk przygotowawczych w kopalniach węgla kamiennego ma niezwykle istotne znaczenie z punktu widzenia bezpieczeństwa i funkcjonalności. Dlatego też prowadzenie badań w warunkach *in situ* nad utrzymaniem tych wyrobisk, umożliwia poznanie mechanizmu oddziaływania górotworu na obudowę w złożonych warunkach górniczo-geologicznych.

Celem niniejszej pracy była analiza wpływu zaszłości eksploatacyjnych oraz aktywności sejsmicznej górotworu na utrzymanie wyrobisk przygotowawczych w pokładach węgla kamiennego. Przeprowadzono szerokie badania „*in situ*” w trzech wyrobiskach chodnikowych w KWK „Rydułtowy-Anna”, wykorzystując ogółem 90 stanowisk pomiarowych. Doświadczenia zebrane podczas dotychczasowej eksploatacji pozwoliły zaplanować cykl badań na etapie projektowania analizowanych wyrobisk chodnikowych. Wszystkie stanowiska pomiarowe oraz cykle pomiarowe wykonano specjalnie pod kątem niniejszej pracy. Na każdym z wyróżnionych odcinków pomiarowych prowadzono pomiary przez okres od sześciu do dziewięciu miesięcy. Najczęściej na poszczególnych odcinkach pomiarowych wykonano: badania własności wytrzymałościowych poszczególnych warstw litologicznych, endoskopowy pomiar zasięgu strefy spękań, pomiar rozwarstwienia i liczby spękań oraz geodezyjne pomiary konwergencji. Rejon prowadzenia badań objęty był także obserwacją sejsmologiczną oraz sejsmoakustyczną.

Analiza otrzymanych wyników wskazuje, że wpływ zaszłości eksploatacyjnych oraz aktywności sejsmicznej górotworu na utrzymanie wyrobisk przygotowawczych w pokładach węgla kamiennego jest bardzo złożony, przy czym nie można dokonać oceny stanu wyrobisk przyścianowych na podstawie pomiarów jednego czy dwóch parametrów. Tylko badanie kilku wielkości pozwala na jednoznaczną opinię.

Na podstawie przeprowadzonych obserwacji kopalnianych oraz badań laboratoryjnych można sformułować następujące wnioski:

1. Wyniki pomiarów kopalnianych wskazują, że deformacje obudowy wyrobisk przygotowawczych występują najczęściej w miejscach oddziaływania zaszłości wytworzonych w pokładach wyżej leżących oraz w miejscach, w których występuje zwiększona aktywność sejsmologiczna, czy też sejsmoakustyczna.
2. W rejonach wyrobisk poddanych obserwacjom aktywność sejsmoakustyczna była dość duża. W trakcie eksploatacji ściany V-E1 w pokładzie 703/1 w rejonie chodnika 5-E1 i ściany I-E-E1 - chodnik E-E1 rejestrowano średnio ponad 200 zjawisk

- sejsmoakustycznych w ciągu doby. Podczas eksploatacji pokładu 703/1 ścianą II-E1 - chodnik 2a-E1 aktywność sejsmoakustyczna utrzymywała się na wysokim poziomie, nawet powyżej 2E2 J na zmianę.
3. Ogółem w rejonie ściany V-E1 odnotowano w sumie 806 wstrząsów, z czego wstrząsy wysokoenergetyczne stanowiły 7,4%, podczas eksploatacji ściany I-E-E1 zarejestrowano ogółem 212 wstrząsów górotworu (z czego 11 o energii rzędu E5 J oraz jeden o energii rzędu E6 J), a podczas eksploatacji ścian I-E1 i II-E1 zarejestrowano ogółem 853 wstrząsów górotworu, z czego 26 o energii rzędu E5 J, 13 o energii E6 J, 4 o energii E7 J, oraz jeden o energii $1,23 \times 10^8$ J, przy sumarycznym wydatku energii wstrząsów $3,43 \times 10^8$ J.
 4. Warstwą która najczęściej jest źródłem zjawisk wysokoenergetycznych w obszarze górniczym kopalni „Anna – Rydułtowy” jest kompleks piaskowca zameckiego, którego łączna miąższość wynosi ok. 180 m, a wytrzymałość na ściskanie waha się w granicach $80 \div 140$ MPa. Średnia wytrzymałość na ściskanie i na rozciąganie warstw stropowych, które dla analizowanych wyrobisk stanowią łupku ilaste i piaszczyste wynosi: dla chodnika 5-E1: $R_c = 47,8$ MPa, $R_r = 3,1$ MPa; dla chodnika E-E1: $R_c = 37,0$ MPa, $R_r = 2,4$ MPa; dla chodnika 2a-E1: $R_c = 36,2$ MPa, $R_r = 2,9$ MPa.
 5. Obserwacje endoskopowe strefy spękań, rozwarcia szczelin oraz ilości spękań analizowane łącznie wykazują, że obszar, w którym obserwowane jest rozdzielanie warstw stropowych, czyli zasięg strefy spękań zmienia się w zakresie od 2 m do 6 m.
 6. Pomiar rozwarstwień w stropie wyrobisk wykazał, że w przypadku zastosowania dowolnego schematu obudowy, rozwarstwienia występują w pakiecie skał stropowych do wysokości $2,0$ m \div $2,5$ m. Dane te potwierdzały wykonane obserwacje endoskopowe. W większości przypadków wartość mierzonych rozwarstwień różniła się od rozwarcia szczelin określanych endoskopem, przyjmując wartość mniejszą lub większą.
 7. Zmiany konwergencji i rozwarstwień w czasie zachodzą nieregularnie, przy czym największe ruchy górotworu wokół wyrobiska obserwuje się z reguły w okresie zbliżania się frontu ścianowego na odległość ok. 40 m od analizowanego miejsca. Stwierdzono przy tym, że duże zmiany konwergencji – zmniejszenie wysokości o 1,5 m, występują w przypadku dużej aktywności sejsmicznej określonej współczynnikiem oddziaływania wstrząsu na poziomie 5×10^3 J/m.

8. W oparciu o pomiary i obserwacje w warunkach naturalnych wyróżniono czynniki, które w znaczący sposób wpływają na utrzymanie chodnika narażonego na oddziaływanie wstrząsów. Do czynników tych zaliczono: wskaźnik oddziaływania wstrząsu, wielkość rozwarstwień, zasięg strefy spękań, występowanie resztek i krawędzi, nakładanie się krawędzi, aktywność sejsmiczna, zaburzenia w pokładzie.
9. Wymienionym czynnikom przypisano noty punktowe, co pozwoliło na ocenę zagrożenia deformacjami obudowy wyrobisk przygotowawczych poddanych wpływom eksploatacji. Wyróżniono trzy stopnie zagrożenia, dla których zaproponowano różne sposoby wzmocnienia obudowy.
10. Przedstawiona metoda określania stref szczególnego zagrożenia deformacjami obudowy w przypadku wyrobisk przyścianowych pozwala w danym rejonie eksploatacyjnym wyznaczyć takie ich fragmenty, w których konieczne jest wzmocnienie obudowy. Zarówno rodzaj, jak i sposób wzmocnienia zależy od spodziewanego efektu, jaki wywiera górotwór na obudowę. Zastosowanie w praktyce proponowanej metody pozwoli zachować funkcjonalność wyrobiska. Koszty związane ze wzmocnieniem wyrobisk będą optymalne bowiem zabezpieczeniu poddane zostają tylko określone odcinki analizowanego wyrobiska.
11. Zaprezentowany sposób oceny miejsc szczególnie narażonych na deformacje obudowy nie obejmuje z pewnością wszystkich przypadków, jednak w warunkach KWK „Rydułtowy-Anna” jest ona przydatna. Zastosowanie odpowiedniego wzmocnienia obudowy, po określeniu stref narażonych na deformacje, pozwala zmniejszyć konwergencję wyrobiska, zależną od parametrów wytrzymałościowo – odkształceniowych górotworu oraz zastosowanego rodzaju obudowy. W celu rozszerzenia zakresu jej wykorzystania niezbędne są dalsze badania w odmiennych warunkach górniczo-geologicznych.

LITERATURA

1. Aki K., Paul R.: *Quantitative Seismology, 2nd Edition*. University Science Books, San Francisco 2002.
2. Barton N. R.: *Review of a new shear strength criterion for rock joints*. Engineering Geology, no 7, s. 287-332, 1973.
3. Bieniawski Z.T.: *Engineering Rock Mass Classification*. Wiley, New York 1989.
4. Bigby D., Bloor A., Chester C.: *Novel mobile and portable methods for detecting rock failure*. HSE Books, Norwich 2004.
5. Bigby D., Cassie J.: *Stability and support of sides of mine roadways*. HSE Books, Norwich 2003.
6. Biliński A., Dreiner B., Kostyk T.: *Geomechaniczny monitoring zmechanizowanych ścian zlokalizowanych na dużych głębokościach*. Prace naukowe GIG, 1996.
7. Biliński A., Kostyk T.: *Wpływ wstrząsów górotworu na obudowę wyrobiska eksploatacyjnego* Miesięcznik WUG nr 4, 1993.
8. Biliński A., Kostyk T.: *Obciążenie obudowy wyrobisk w chodnikach przyścianowych*. Przegląd Górniczy nr 6, 1994. s. 3-7.
9. Biliński A.: *Przejawy ciśnienia górotworu w polach eksploatacji ścianowej w pokładach węgla*. Zesz. Nauk. Polit. Śl., nr 221, 1986.
10. Biliński A.: *Wyniki badań ruchów górotworu w polach eksploatacji ścianowej*. Prace GIG, Katowice 1999.
11. Boatwright J. and Fletcher J.: *The partition of radiated energy between P and S waves*. Bulletin of the Seismological Society of America, California 1984.
12. Brown E.T. (ed): *Rock Characterization, Testing and Monitoring ISRM Suggested Method*. Pergamon Press, Oxford 1981.
13. Butra J., Orzepowski S.: *Ocena stateczności stropu wyrobiska na podstawie pomiaru prędkości jego rozwarstwienia*. Bezp. Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 5, 2001, s.22-30.
14. Cała M., Piechota S., Tajduś A.: *Stan naprężenia w górotworze w otoczeniu pól ścianowych w kopalni „Bogdanka”*. Wiadomości Górnicze, Katowice 2004.
15. Chrostek J., Mol P., Zacharski M.: *Metoda zwiększania stateczności przestrzennej łukowej stalowej obudowy chodnikowej*. Bezp. Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 2, 2001, s.13-18.
16. Chudek M.: *Obudowa wyrobisk górniczych*. Cz. I, Wyd. Śląsk. 1986.
17. Chudek M., Duży S., Kleta H., Kłeczek Z., Stoiński K., Zorychta A.: *Zasady doboru i projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych i ich połączeń w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny*. Gliwice-Kraków-Katowice 2000.
18. Chudek M., Duży S., Kleta H.: *Praktyczne aspekty projektowania stalowej obudowy łukowej podatnej*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe nr 4, 1999, s. 15-22.
19. Chudek M., Zorychta A.: *Obciążenia dynamiczne obudowy wyrobisk górniczych powodowanych wstrząsami masywu skalnego*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, miesięcznik WUG nr 11, Katowice 1996.
20. Chudek M.: *Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu*. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2002.
21. Chudek M.: *Obciążenia dynamiczne obudowy wyrobisk górniczych powodowanych wstrząsami masywu skalnego*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 11, 1996, s. 10-13.
22. Cieślak J., Jakubowski J., Tajduś A.: *Zastosowanie pewnych modeli MES i MEB do modelowania deformacji konturu wyrobiska tunelowego w górotworze spękanym*. XXIV Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu, Wrocław 2001.
23. Domańska D., Wichur A.: *Badania nad wyznaczeniem nośności odrzwi obudowy stalowej łukowej*. Materiały konferencyjne XXV Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, Zakopane 2002, s. 135-148.
24. Domańska D.: *Metoda szacowania nośności odrzwi obudowy stalowej łukowej*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe nr 3, 2002, s. 14-21.
25. Drzewiecki J.: *Prędkość eksploatacji a zagrożenie wyrobisk górniczych zjawiskami dynamicznymi*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, miesięcznik WUG nr 1, Katowice 2002.
26. Drzęźła B.: *Guidelines for design of seismic network configuration*. 5th Conference on Acoustic Emission. The Pennsylvania State University, Pennsylvania 1991.
27. Drzęźła B.: *Utrudnienia w pionowej lokalizacji ognisk wstrząsów górotworu w oparciu o metodę P w przypadku płaskich sieci sejsmometrów*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Gliwice 2000.
28. Drzęźła B.: *Zasady projektowania konfiguracji sieci sejsmometrów*. Przegląd Górniczy nr 11. Katowice 1994.
29. Drzęźła B., Mendera Z., Barchan A., Głęb L., Schinohl J.: *Obudowa górnicza. Zasady projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny*. Wydanie II – poprawione, Gliwice 2000.

30. Dubiński J.: *Application of the underground seismic measurements to assessment of rockburst hazard*, Seismogenic Process Monitoring, Tokyo 2002.
31. Dubiński J.: *Assessment of rockburst prevention using seismic profiling and tomography techniques in Polish coal mines*. Proc. of the 4th Int. Symp. on Rockbursts and Seismicity in Mines. Kraków, ed. Balkema, Rotterdam 1997.
32. Dubiński J.: *Sejsmiczna metoda wyprzedzającej oceny zagrożenia wstrząsami górnictwami w kopalniach węgla kamiennego*. Rozprawa habilitacyjna, Katowice 1990.
33. Dubiński J., Baranowski Z., Krzyżowski A., Zuberek W.: *Geofizyczne metody oceny i kontroli zagrożenia tąpniętami w kopalniach Rudzkiej Spółki Węglowej S.A.*. PTPNoZ. Sosnowiec 1996.
34. Dubiński J., Konopko W.: *Tąpnięcia - ocena, prognoza, zwalczanie*. GIG Katowice 2000.
35. Dubiński J., Lipowczan A.: *Analysis of the tremor influence on miners during the rockbursts occurring in hard coal mines in Poland*. Proc. of the 27th Intern Conf. of Safety in Mines Research Institutes. Ed. Oxford and IBH Publ.Co.Pvt. Ltd. New Dehli, Calcutta 1997.
36. Dubiński J., Mutke G., Stec K.: *Source characteristics of the mine tremors from the Upper Silesian Coal Basin – Poland*. Proc. of the 9th International Congress on Rock Mechanics. ISRM, vol. II, Paris 1999.
37. Dubiński J., Mutke G.: *Characteristics of near-field peak velocity in the Upper Silesian coal mines*. Proc. of the 4th Int. Symp. on Rockbursts and Seismicity in Mines. Kraków 1997.
38. Dubiński J., Pilecki Z., Zuberek W.: *Badania geofizyczne w kopalniach*. SIGMiE PAN. Kraków 2001.
39. Duży S.: *Stateczność obudowy kotwiono-podporowej i skał otaczających chodniki przyścianowe poddane oddziaływaniu czynnego frontu eksploatacyjnego w świetle badań w kopalni*. Nowoczesne technologie górnictwa 2001 – Kotwienie, s.97-108.
40. Duży S.: *Utrzymanie stateczności chodników przyścianowych w strefie wpływu czynnego frontu eksploatacyjnego w świetle prowadzonych badań*. Budownictwo górnictwa i tunelowe 4/2001 – Gliwice 2001.
41. Evans A.: *Residual Stress Measurement Using Acoustic Emission*. Journal of the American Ceramic Society Volume 58 Issue 5-6, Washington 1975.
42. Fabich S., Pytel W., Skorpiak L.: *Badania zachowania się obudowy kotwowej i stropu wyrobisk na podstawie pomiarów wielopunktowymi sondami ekstensometrycznymi i kotwiami oprzyrządowanymi*. Cuprum nr 17, Wrocław 2000.
43. Ficek J., Głuch P., Preidl W.: *Obudowa podporowa – przykotwiana dla przecinek ścianowych*. Zeszyty naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z 246, 2000, s. 169-181.
44. Ficek J., Kalrus Z.: *Drażenie wyrobisk korytarzowych o zwiększonym rozstawie odrzwi – aspekt techniczny i ekonomiczny*. Materiały konferencyjne X Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk 2001, 545-560.
45. Ficek J., Konsek S., Sobik M.: *Rozwiązania w zakresie obudowy przecinek rozruchowych i likwidacyjnych w kopalni „Jankowice”*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z 246 2000, s. 135-153.
46. Filcek H., Walaszczyk J., Tajduś A.: *Metody komputerowe w geomechanice górnictwa*. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1994.
47. Franek J.: *Możliwości chemii a zagrożenia górnictwa*. GZN 2006, GIG Katowice 2006.
48. Gale W. J. : *Experience of field measurement and computer simulation methods for pillar design*. Wollongong East 1999.
49. Gale W. J., Blackwood R. L.: *Stress distributions and rock failure around coal mine roadways*. Int. J. Rock Mech. Min. Scie. & Geomech. Vol. 24, nr 3, 1987, p.165-173.
50. Gerlach Z.: *Empiryczne modele przewidywania stanu zwiększonego zagrożenia tąpniętami w oparciu o wyniki sejsmologii górnictwa*. Praca doktorska, AGH Kraków 1991.
51. Głuch P.: *Doświadczenia ze stosowania specjalnych obudów podporowych w trudnych warunkach górnictwa geologicznych*. Budownictwo Górnictwa i Tunelowe nr 1, 2000, s. 23-33.
52. Głuch P.: *Sposoby wzmacniającego oddziaływania obudowy na masyw skalny*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z 246 2000, s. 231-242.
53. Głuch P.: *Sposób poprawy utrzymania chodników przyścianowych*. Wiadomości Górnictwa 10/2000, s. 456-462.
54. Goszcz A.: *Elementy mechaniki skał oraz tąpnięcia w polskich kopalniach węgla i miedzi.*, SEP, Kraków 1999.
55. Goszcz A.: *Wybrane problemy zagrożenia sejsmicznego i zagrożenia tąpniętami w kopalniach podziemnych.*, SEP, Kraków 2004.
56. Hałat W.: *Rozwiązania klasyczne a wyniki obliczeń numerycznych w geomechanice*. Materiały konferencyjne XXIII Zimowej Szkoły Mechaniki Górniczej, Bukowina Tatrzańska 2000, s. 93-111.
57. Health and Safety Commission: *The control of ground movement in mines. The Mines (Control of Ground Movement) Regulations 1999*. HSE Books, London 1999.
58. Hoek E. Carranza-Torres C., Corkum B.: *Hoek-Brown failure criterion – 2002 edition*. Proc. North American Rock Mechanics Society Meeting in Toronto, 2002.

59. Hoek E., Kaiser P.K., Bawden W.F.: *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. A.A. Balkema, Rotterdam/Brookfield, 1995.
60. Hoek E.: *Practical Rock Engineering*. Rockscience Inc. 1998, www.rockscience.com.
61. Homel J., Stoiński K., Stefaniak D.: *Metoda oceny uszkodzeń obudowy korytarzowej powodowanych wstrząsami górotworu*. Przegląd Górniczy nr 6, 1994. s. 7-12.
62. Jędryś M.: *Strefa spękań górotworu wokół wyrobiska korytarzowego w zależności od pierwotnego stanu naprężenia w świetle obliczeń numerycznych*. 10 Jubileuszowe Międzynarodowe Sympozjum Geotechnika-Geotechnics 2002, Gliwice – Ustroń 2002, s.231-239.
63. Jing L.: *A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering*. Int. Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol. 40, Issue 3, 2003, s. 283-353
64. Kidybiński A.: *Kryteria uszkodzenia lub zniszczenia wyrobisk korytarzowych i komorowych wskutek wstrząsów*. Miesięcznik WUG nr 5, 1999, s. 4-9.
65. Kidybiński A.: *Obciążenie obudowy chodnikowej w trakcie wstrząsu górotworu – wg badań numerycznych modeli cząstkowych*. Przegląd górniczy, 2007, s. 9-14.
66. Kidybiński A., Szedel D.: *Kryterium występowania tępów spągowych w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 2/10, 1994. s. 15-19.
67. Kidybiński A.: *Geomechaniczna klasyfikacja tępów w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym – środki zabezpieczenia wyrobisk korytarzowych*. Przegląd Górniczy 2/1994. s. 11-17.
68. Kidybiński A.: *Obciążenie obudowy chodnika w strefie wpływu eksploatacji*. Przegląd Górniczy nr 5, Katowice 2005.
69. Kidybiński A.: *Podstawy geotechniki kopalnianej*. Wyd. Śląsk, Katowice 1982.
70. Kidybiński A.: *Wpływ charakterystyki i liczby krawędzi eksploatacyjnych na strefę zagrożenia tąpnięciem w wyrobisku korytarzowym*. Tąpnięcia 1996, GIG Katowice 2006.
71. Kłeczek Z.: *Geomechanika górnicza*. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1995.
72. Koerner R. M., McCabe W. M. and Lord Jr. A. E.: *Overview of acoustic emission monitoring of rock structures*. Rock Mechanics and Rock Engineering Journal, Philadelphia 1981.
73. Kortas G.: *Konwergencja w wyrobiskach chodnikowych o przekroju prostokątnym*. Materiały konferencyjne XXV Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, Zakopane 2002, s. 343-352.
74. Korzeniowski W., Piechota S.: *Rozkład siły osiowej na podstawie badań in situ*. Przegląd Górniczy nr 12, 2000, s. 22–28.
75. Korzeniowski W.: *Ocena stanu podziemnych wyrobisk chodnikowych i komorowych na podstawie empirycznych metod badawczych*. AGH Uczelniane Wydawnictwa Naukowe - Dydaktyczne, Kraków 2006.
76. Korzeniowski W.: *Pomiar przemieszczeń górotworu przy pomocy ekstensometrów precyzyjnych*. Konf. N.-T. Budownictwo Podziemne '98, Kraków 1998, s. 263-273.
77. Kowal A., Piwowarczyk J.: *Materiałoszczędna łukowa obudowa stalowa o wysokiej podporności*. Górnictwo zeszyt 2, 1994. 95-109.
78. Kowal A.: *Nowe obudowy podporowe przyczynkiem do obniżania kosztów drążenia wyrobisk korytarzowych*. Wiadomości Górnicze nr 8, 1995, s. 350-355.
79. Krzysztoń D., Carvajal A.: *Parameters used in geomechanical classifications of jointed rock masses*. Konf. N.-T. Budownictwo Podziemne '98, Kraków 1998, s. 293-303.
80. Levkin Y.M., Iofis I.M.: *Interaction between the excavation support and jointed rock mass*. Proc. of Mechanics of Jointed and Faulted Rock, Balkema 1995, s. 817-822.
81. Lubosik Z., Skrzyński K., Stacha G.: *Sposoby projektowania obudowy wyrobisk przyścianowych dla zachowania ich stateczności za frontem ściany*. Górnicze Zagrożenia Naturalne 2005. GIG. Katowice 2005.
82. Majcherczyk T., Małkowski P.: *Badanie szczelinowatości skał stropowych endoskopem otworowym*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 2, Katowice 2002, s. 6-12.
83. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z.: *Ocena masywu skalnego w oparciu o parametry geotechniczne skał*. Mat. Konf. Geotechnika w Górnictwie i Budownictwie Specjalnym, Kraków 1999, s. 171-183.
84. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z.: *Ruchy górotworu i reakcje obudowy w procesie niszczenia skał wokół wyrobisk korytarzowych na podstawie badań in situ*. Wyd. AGH w Krakowie, Wydział górnictwa i Geoinżynierii. Kraków 2006.
85. Majcherczyk T., Małkowski P.: *Changes of the state of stress around the connection of dog headings in relation to in situ measurements*. Computer applications in the minerals industries: proceedings of the 29th international symposium: Beijing China ed. Heping Xie, Yuehan Wang, Yaodong Jiang: A. A. Balkema Publishers, 2001, s. 593-596.
86. Majcherczyk T., Niedbalski Z.: *Badania zasięgu strefy spękań wokół wyrobiska korytarzowego*. Przegląd Górniczy nr 2, Katowice 2004, s. 9-14.

87. Majcherczyk T., Niedbalski Z.: *Ocena obudowy podporowo-kotwiowej na podstawie wybranych badań in situ*. Przegląd Górniczy nr 12, 2002, s. 1-7.
88. Majcherczyk T., Niedbalski Z.: *Wpływ zagęszczenia obudowy mieszanej na siły osiowe w kotwach*. Materiały konferencyjne XII Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk 2003, s. 175-184.
89. Majcherczyk T., Szaszenko A., Sdwiżkowska E.: *Podstawy Geomechaniki*. AGH Uczelniane Wydawnictwa Naukowo - Dydaktyczne, Katowice 2006.
90. Majcherczyk T.: *Zarys fizyki skał i gruntów budowlanych*. Wyd. Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków 2000.
91. Majcherczyk T., Martinek R., Olechowski S.: *Określenie stref zagrożenia wstrząsami na podstawie rozkładu aktywności sejsmicznej*. Tapania 2002. GIG. Katowice 2002.
92. Majcherczyk T., Martinek R., Olechowski S.: *Wpływ prędkości wybierania na zagrożenie sejsmiczne w rejonie W1 i E1 - KWK „Rydultowy-Anna”*. Górnicze Zagrożenia Naturalne 2005. GIG. Katowice 2005.
93. Majcherczyk T., Olechowski S.: *Stan naprężenia a zagrożenie wstrząsami w rejonie prowadzonej eksploatacji w partii W1 KWK „Rydultowy”*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, miesięcznik WUG nr 11, Katowice 2004.
94. Małkowski P.: *Badania endoskopowe dla określenia jakości skał*. Kwartalnik AGH Górnictwo i Geoinżynierii, Nr 3-4, 2003, s. 419-425.
95. Małkowski P.: *Wpływ parametrów geomechanicznych i wymiarów wyrobisk korytarzowych na stan naprężenia i wyężenia górotworu wokół ich skrzyżowania*. Praca doktorska, Kraków 2000.
96. Marczak H.: *Określanie stateczności wyrobisk korytarzowych na podstawie pomiarów ich zaciskania*. Materiały konferencyjne Geotechnics '98, Ustroń – Gliwice 1998.
97. Nawrat S., Straś J.: *Ograniczanie wypiętrzania skał w wyrobiskach chodnikowych w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.* Materiały konferencyjne XIX Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, Ustroń Zawodzie 1996, s. 249-256.
98. Niedbalski Z., Majcherczyk T., Małkowski P.: *Wpływ parametrów geomechanicznych skał na wartość konwergencji w wyrobisku korytarzowym*. Prace własne nr 10.100.739 KGBiG AGH, Kraków 2003 [praca niepublikowana].
99. Nierobisz A.: *Wyniki badań wpływu symulowanych wstrząsów górotworu na stateczność wyrobiska korytarzowego*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, miesięcznik WUG nr 9, Katowice 2006.
100. Olszewski J.: *Leksykon Górniczy*. Praca zbiorowa pod kierunkiem J. Olszewskiego, Wyd. Śląsk, Katowice 1989.
101. Piechota S., Korzeniowski W., Stachowicz S.: *Obudowa mieszana chodników przyścianowych*. Wiadomości Górnicze nr 4, 2000, s. 168-177.
102. Piechota S., Korzeniowski W.: *Współczynnik wzmocnienia górotworu w obudowie podporowo-kotwiowej w wyrobiskach korytarzowych*. Przegląd Górniczy nr 6, 2002, s. 17-21.
103. Piechota S., Stopyra M., Stasica J.: *Wpływ grubości warstwy spoiwa i długości odcinka wklejenia kotwi na jej efektywność utwierdzenia w górotworze karbońskim*. Przegląd Górniczy nr 3, 2002, s. 22-30.
104. Pilecki Z.: *Wyznaczanie parametrów górotworu na podstawie klasyfikacji geotechnicznych*. Wyd. Drukpol, Kraków 2002.
105. Płaneta S., Biliński M., Butra J.: *Sposoby klasyfikacji masywów skalnych, oceny stateczności wyrobisk i doboru obudów*. Cuprum nr 17, 2000, s. 9-27.
106. PN-G-04302: *Skały zwięzłe - Oznaczanie wytrzymałości na rozciąganie metodą poprzecznego ściskania*. 1997.
107. PN-G-04303: *Skały zwięzłe - Oznaczanie wytrzymałości na ściskanie z użyciem próbek foremnych*. 1997.
108. Polok J., Głęb L., Głuch P.: *Monitoring gwarancją bezpieczeństwa i rozwoju obudowy kotwowej*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 11, 1996, s. 14-24.
109. Prusek S.: *Obliczanie zaciskania oraz obciążenia obudowy chodników, zlokalizowanych w polu eksploatacji zawałowej*. Przegląd Górniczy nr 7-8, 2004, s. 11-16
110. Prusek S.: *Wielkość deformacji chodnika przyścianowego, utrzymywanego za pomocą pasa ochronnego*. Przegląd Górniczy nr 7-8, 2004, s. 33-39
111. Prusek S.: *Wybrane wyniki pomiarów dołowych w chodnikach przyścianowych*. Przegląd Górniczy nr 11, 1999, s. 17-23.
112. Rak Z., Stasica J., Stopyra M.: *Technologia wzmocniającego kotwienia górotworu z wykorzystaniem lin w kopalniach węgla kamiennego*. Wiadomości Górnicze nr 12, 1996, s. 635-642.
113. Rułka K., Mateja J., Kowalski E., Skrzyński K., Stałęga S., Wojtusiak A., Schinohl J.: *Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny*. GIG, Seria Instrukcje nr 15, Katowice 2001.

114. Rułka K., Wypchol N., Mateja J., Gruszka R.: *Zasady projektowania, obliczania i doboru obudów dla długotrwałych wyrobisk korytarzowych i komorowych*. Prace N-B Ośrodka Badawczo-Rozwojowego Budownictwa Górniczego „BUDOKOP”, Mysłówice 1983.
115. Salustowicz A.: *Zarys mechaniki górotworu*. Wydawnictwo Śląsk 1968.
116. Seto M., Utagawa M., Katsuyama K., Kiyama T.: *In situ stress determination using acoustic emission technique*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts Amsterdam 1996.
117. Sheorey P.R.: *Empirical Rock Failure Criteria*. A.A. Balkema, Rotterdam/Brookfield, 1997.
118. Singh B., Goel R.K.: *Rock mass classification – A practical approach in civil engineering*. Elsevier 1999.
119. Smółka J.: *Instrukcja oznaczania własności wytrzymałościowych skał w otoczeniu wyrobisk górniczych hydraulicznym penetrometrem otworowym*. GIG, Katowice 1997.
120. Stankus J.C., Peng S.S.: *Floor bolting for control of mine floor heave*. Mining Engineering, September 1994, s. 1099-1102.
121. Stopyra M., Stasica J., Rak Z.: *Rozwój obudowy kotwionej jako istotny element obniżenia kosztów w kopalniach węgla kamiennego*, Mat. Konf. II Ukraińsko-Polskiego Forum Górniczego, Jałta 2004
122. Szczepaniak Z., Głuch P., Urbańczyk J.: *Wzmocnione konstrukcje stalowych obudów odrzwiowych dostosowanych do deformacyjnego ciśnienia górotworu*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo, Zeszyt 220, 1994, 117-131.
123. Szczepaniak Z., Urbańczyk J.: *Przeciwdziałanie zaciskaniu wyrobisk korytarzowych w warunkach deformacyjnego ciśnienia górotworu*. Konf. N-T.: „Przemysł wydobywczy na przełomie XX i XXI stulecia”, 2000, s. 395-401.
124. Tajduś A., Cała M.: *Czy na podstawie rozwiązań analitycznych, opartych o teorię sprężystości, jesteśmy w stanie przedstawić wiarygodną prognozę stanu zagrożenia tapaniami?* Tapania 2003, Katowice 2003.
125. Tajduś A., Cała M.: *Możliwości zastosowania obudowy kotwionej w warunkach występowania zagrożenia tapaniami*. Materiały konferencyjne XIX Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, Ustroń Zawodzie 1996, s. 197-213.
126. Tajduś A., Cała M.: *Określanie parametrów obudowy wyrobisk korytarzowych w oparciu o obliczenia numeryczne*. Materiały konferencyjne „Geotechnika w górnictwie i budownictwie specjalnym”, Kraków grudzień 1999, s. 253-265.
127. Tajduś A., Cała M.: *Stabilizacja wyrobisk podziemnych*. Materiały konferencyjne Polski Komitet Wielkich Zapór. Podkomitet Mechaniki Skał i Podłoża, Warszawa 2000.
128. Tajduś A., Flisiak D., Klisowski R.: *Propozycja wskaźnika dla oceny skłonności do tapani układu warstwy stropowe-pokład*. Geotechnika w budownictwie i górnictwie, Wrocław 2003.
129. Tajduś A., Flisiak J., Cała M.: *Wpływ pierwotnego stanu naprężenia w górotworze na zagrożenie tapaniami*. Tapania 2004, Katowice 2004.
130. Tajduś A.: *Utrzymanie wyrobisk korytarzowych w świetle wpływu czasu na naprężenia, odkształcenia i strefy zniszczenia w górotworze*. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo nr 154, Kraków 1990.
131. Virtanen T.: *Cable bolting in poor rock conditions*. Mechanics of Jointed and Faulted Rock. Rossmann ed., Balkema 1995, s. 867-871.
132. Walaszczyk J.: *Zastosowanie metod numerycznych w geomechanice*. Skrypt AGH nr 1174, Kraków 1989.
133. Whyatt J. K., Williams T. J., Blake W.: *In Situ Stress at the Lucky Friday Mine*. U.S. Department of the Interior, Bureau of Mines, Report of Investigations 9582, NIOSH 1995.
134. Wichur A., Gruszka R.: *Nowe normy projektowania obudowy długotrwałych podziemnych wyrobisk korytarzowych*. Konf. N.-T. Budownictwo Podziemne 2000, Kraków 2000, s. 595-604.
135. Wichur A., Gruszka R.: *Zasady projektowania obudowy długotrwałych poziomych wyrobisk korytarzowych*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe nr 1, 2001, s. 34-38.
136. Wilson A. H.: *The stability of underground workings in the soft rocks of the Coal Measures*. National Coal Board, Staffordshire 1982.
137. Wojtaszek A.: *Ocena obciążeń obudów wyrobisk górniczych z wykorzystaniem kryterium Hoek'a-Browna i Coulomba-Mohra*. Prace Naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej nr 65, Seria konferencyjne nr 33, 1994, s. 269-280.
138. www.rmtltd.com
139. www.rocsience.com
140. www.teberia.pl
141. Wyrą A.: *Przykatwianie łuków stropnicowych w warunkach kopalni „Bolesław Śmiały”*. Seminarium Promocyjne nt. Aktualne problemy stosowania obudowy kotwionej w kopalniach węgla – Materiały szkoleniowe, Katowice 2003, s. 46-53 [niepublikowane].
142. Zastawny E.: *Pomiar ciśnienia w pokładzie węgla*. Materiały konferencyjne XX Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, Wrocław 1997, s.461-468.

143. Zorychta A.: *Wpływ warunków geotechnicznych na możliwość stosowania obudowy kotwiowej*. Konf. N.-T. Monitoring Obudowy Kotwiowej. Ustroń-Zawodzie 1995, s. 63-95.
144. Zyzak A.: *Wzmacnianie chodników przyścianowych ścian zawałowych za pomocą kotwi wklejanych*. Przegląd Górniczy nr 9, 1979, s. 363-367.