

**AKADEMIA GÓRNICZO – HUTNICZA
IM. STANISŁAWA STASZICA W KRAKOWIE**

WYDZIAŁ GÓRNICCTWA I GEOINŻYNIERII

KATEDRA GÓRNICCTWA PODZIEMNEGO

Praca doktorska

mgr inż. Piotr Nielacny

Dobór technologii utrzymywania wyrobisk przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobów na podstawie pomiarów przemieszczeń górotworu.

P r o m o t o r

**dr hab. inż. Waldemar Korzeniowski
prof. nadzw.**

Kraków, 2009r.

*Mojej żonie Lucynie dziękuję za życzliwość, zrozumienie,
cierpliwość i stworzenie atmosfery, w której mogłem pracować
nad zagadnieniami, które obejmuje moja praca doktorska.
Bez Jej wsparcia powstanie tej pracy nie byłoby możliwe.*

Autor

Spis treści

1. Wstęp	9
2. Teza pracy	12
3. Zakres pracy	14
4. Problematyka utrzymywania wyrobisk przyścianowych w świetle przeglądu literatury, własnych doświadczeń i obserwacji	15
4.1. <i>Obudowa górniczych wyrobisk korytarzowych – cele i zadania</i>	15
4.1.1. <i>Współpraca obudowy z górotworem</i>	18
4.1.2. <i>Obudowa łukowa podatna (LP)</i>	21
4.1.3. <i>Opinka, wzdłużna stabilizacja odrzwi, wykładka pustek za obudową</i>	23
4.2. <i>Dobór obudowy wyrobisk korytarzowych</i>	26
4.2.1. <i>Deformacje wyrobisk przyścianowych</i>	30
4.2.2. <i>Empiryczne metody obliczeń wartości konwergencji chodników przyścianowych</i>	31
4.2.3. <i>Badanie przemieszczeń obudowy łukowej</i>	35
4.3. <i>Sposoby wzmacniania obudowy chodników przyścianowych</i>	42
4.3.1. <i>Wzmacnianie obudowy przed frontem ściany</i>	42
4.3.2. <i>Zabezpieczenie skrzyżowań ścian z wyrobiskami przyścianowymi</i>	44
4.3.3. <i>Utrzymywanie wyrobisk przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobów</i>	49
5. Sposób realizacji badań	56
5.1. <i>Opis warunków górniczo-geologicznych rejonu prowadzonych badań</i>	58
5.2. <i>Technologie utrzymywania chodników za frontem ścian w KWK „Ziemowit”</i>	58
5.3. <i>Metodyka prowadzenia badań</i>	66
6. Analiza wyników badań	77
6.1. <i>Wyniki badań prowadzonych w chodnikach 061 i 062</i>	84
6.1.1. <i>Wyniki pomiarów rozwarstwień skał stropowych chodnika 062</i>	76
6.1.2. <i>Wyniki pomiarów konwergencji wyrobiska 062</i>	77
6.2. <i>Wyniki badań w chodniku podścianowym 065</i>	84
6.2.1. <i>Wyniki badania wytrzymałości skał stropowych penetrometrem otworowym</i>	84
6.2.2. <i>Wyniki badań strefy spękań kamerą introskopową w chodniku 065</i>	87
6.2.3. <i>Wyniki pomiarów rozwarstwień skał stropowych w chodniku 065</i>	99

6.2.4. Wyniki pomiarów konwergencji wyrobiska 065	100
6.3. Wyniki badań prowadzonych w chodniku nadścianowym 064	124
6.3.1. Badania szczelinowości stropu kamerą introskopową	124
6.3.2. Wyniki badania wytrzymałości skał stropowych penetrometrem otworowym	126
6.3.3. Wyniki pomiarów konwergencji wyrobiska 064	132
7. Podsumowanie i wnioski	143
8. Literatura	149

Spis rysunków

Rys. 1.1 Poglądowy schemat rozcięcia partii pokładu na pola ścianowe	9
Rys. 1.2 Schemat prowadzenia ścian w jednostronnym otoczeniu i utrzymywaniem chodnika za frontem ściany	10
Rys. 1.3 Stateczny stan obudowy wzmocnionej z odpowiednim wyprzedzeniem.....	11
Rys. 4.1 Rodzaje podpórności obudowy	16
Rys. 4.2 Charakterystyka pracy obudowy sztywnej.....	17
Rys. 4.3 Charakterystyka pracy obudowy podatnej (elastycznej).....	18
Rys. 4.4 Obciążenie obudowy wg Protodiakonowa.....	20
Rys. 4.5 Obciążenie obudowy wg Cymbariewicza.....	20
Rys. 4.6 Obciążenie obudowy wg Sałustowicza.....	21
Rys. 4.7 Obudowa stalowa podatna	22
Rys. 4.8 Praca obudowy ŁP w funkcji czasu.....	23
Rys. 4.9 Praca zamka obudowy ŁP.....	23
Rys. 4.10 Przebieg konwergencji pionowej chodników przyścianowych	34
Rys. 4.11 Typowe krzywe opisujące przebiegi osiadania stropu chodników przyścianowych.....	34
Rys. 4.12 Schemat rozmieszczenia czujników obciążenia odrzwi obudowy	36
Rys. 4.13 Schemat instalacji czujnika obciążenia kotwi strunowej.	37
Rys. 4.14 Wyniki pomiarów przemieszczeń obudowy chodnika za pomocą modułów laserowych	37
Rys. 4.15 Wyniki pomiaru wartości siły działającej na obudowę chodnika	38
Rys. 4.16 Wyniki pomiaru wartości siły działającej na kotwi strunowej zamontowanej w chodniku.....	40
Rys. 4.17 Schemat zabudowy skrzyżowania ściany z chodnikiem podścianowym (wg dokumentacji).....	45
Rys. 4.18 Zdemontowane łuki ociosowe na skrzyżowaniu ściana - chodnik.....	46
Rys. 4.19 Podpieranie stropu kasztami z drewna bukowego... ..	51
Rys. 5.1 Obszar górniczy KWK „Ziemowit”	56
Rys. 5.2 Mapa pokładu 209 – rejon badań	57
Rys. 5.3 Obudowa Fazos-22/45-POz w rozcince ściany 904	57
Rys. 5.4 Sposób przykatwiania łuku stropowego kotwiami prętowymi	60
Rys. 5.5 Sposób wzmacniania górotworu pomiędzy odrzwiami obudowy kotwiami linowymi	61
Rys. 5.6 Sposób podwieszania obudowy podporowej na podciągu przykatwianym kotwiami strunowymi	61
Rys. 5.7 Podwieszenie podciągu poprzez nakładkę z tego samego profilu	61

Rys. 5.8 Podparcie wspornika stropowego słupami betonowymi.....	62
Rys. 5.9 Sposób wzmocnienia chodnika 065 za frontem w sytuacji zdegradowanego wspornika.....	62
Rys. 5.10 Podwieszenie rękawa do podciągu drewnianego – słup wykonywany w osi chodnika.	64
Rys. 5.11 Schemat rozmieszczenia urządzeń przy zabudowie podpór za frontem ściany.....	64
Rys. 5.12 Zatlaczanie zaprawy cementowej do podwieszonoego rękawa.....	65
Rys. 5.13 Schemat stanowisk pomiarowych	67
Rys. 5.14 Kompletny rozwarstwiomierz wielopunktowy – widok kotwiczki stabilizującej linkę w otworze.....	68
Rys. 5.15 Schemat rozmieszczenia otworów do badań rozwarstwień.....	69
Rys. 5.16 Punkt pomiarowy rozwarstwień	69
Rys. 5.17 Schemat pomiaru rozwarstwień rozwarstwiomierzem wielopunktowym	70
Rys. 5.18 Badanie strefy spękań stropu przy wykorzystaniu kamery introskopowej w podczerwieni.....	71
Rys. 5.19 Rozmieszczenie otworów wiertniczych do badań stanu spękań z wykorzystaniem kamery introskopowej w podczerwieni.....	71
Rys. 5.20 Badania penetrometryczne stropu.....	72
Rys. 5.21 Rozmieszczenie otworów badawczych dla badań zasięgu i kształtu strefy spękań wokół wyrobiska przyścianowego	73
Rys. 5.22 Pomiar obciążenia łuku ociosowego przy użyciu siłownika hydraulicznego z rejestratorem.....	74
Rys. 5.23 Schemat pomiaru obciążenia odrzwi obudowy..	75
Rys. 6.1 Sumaryczne rozwarstwienia w wydzielonych strefach skał stropowych w chodniku 062.....	77
Rys. 6.2 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.....	79
Rys. 6.3 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_P przed czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.....	80
Rys. 6.4 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.....	80
Rys. 6.5 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.....	81
Rys. 6.6 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_Z za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.....	81
Rys. 6.7 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza II.....	82
Rys. 6.8 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza II.....	82
Rys. 6.9 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_Z za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza II.....	83
Rys. 6.10 Zmiana gabarytów chodnika 062 w świetle wyłomu.....	84
Rys. 6.11 Wynik badań penetrometrycznych w stropie chodnika 065.....	86
Rys. 6.12 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 96 m przed frontem ściany.....	88
Rys. 6.13 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 72 m przed frontem ściany.....	89
Rys. 6.14 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 59 m przed frontem ściany.....	90

Rys. 6.15 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 26 m przed frontem ściany.....	91
Rys. 6.16 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 15 m za frontem ściany.....	92
Rys. 6.17 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 43 m za frontem ściany.....	93
Rys. 6.18 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 60 m za frontem ściany.....	94
Rys. 6.19 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 106 m za frontem ściany.....	95
Rys. 6.20 Wyniki badań penetrometrycznych, RQD i zasięgu spękań stropu chodnika 065.....	96
Rys. 6.21 Sumaryczne rozwarstwienia w wydzielonych strefach skał stropowych w chodniku 065.....	99
Rys. 6.22 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza I – punkt P ₁	102
Rys. 6.23 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza I – punkt P ₂	102
Rys. 6.24 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza I – punkt P ₃	103
Rys. 6.25 Średnie wartości konwergencji pionowej K _{VP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.....	103
Rys. 6.26 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W _P przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.....	104
Rys. 6.27 Średnie wartości konwergencji pionowej K _{VZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.....	104
Rys. 6.28 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W _Z za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.....	105
Rys. 6.29 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza I – punkt M ₁	105
Rys. 6.30 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza I – punkt M ₂	106
Rys. 6.31 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza I – punkt M ₃	106
Rys. 6.32 Średnie wartości konwergencji poziomej K _{HP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.....	107
Rys. 6.33 Średnie wartości konwergencji poziomej K _{HZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.....	107
Rys. 6.34 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza II – punkt P ₁	109
Rys. 6.35 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza II – punkt P ₂	109
Rys. 6.36 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza II – punkt P ₃	110
Rys. 6.37 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W _Z za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza II.....	110
Rys. 6.38 Średnie wartości konwergencji pionowej K _{VZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza II.....	111
Rys. 6.39 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza II – punkt M ₁	111

Rys. 6.40 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza II – punkt M ₂ .	112
Rys. 6.41 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza II – punkt M ₃ .	112
Rys. 6.42 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza II.	113
Rys. 6.43 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – punkt P ₁ .	114
Rys. 6.44 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – punkt P ₂ .	115
Rys. 6.45 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – punkt P ₃ .	115
Rys. 6.46 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.	116
Rys. 6.47 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.	116
Rys. 6.48 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_p przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.	117
Rys. 6.49 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_z za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.	118
Rys. 6.50 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza III – punkt M ₁ .	118
Rys. 6.51 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza III – punkt M ₂ .	118
Rys. 6.52 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza III – punkt M ₃ .	119
Rys. 6.53 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.	119
Rys. 6.54 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.	120
Rys. 6.55 Wyidealizowany przekrój zaciśniętego chodnika na podstawie pomiarów z bazy I.	121
Rys. 6.56 Wyidealizowany przekrój zaciśniętego chodnika na podstawie pomiarów z bazy II.	122
Rys. 6.57 Wyidealizowany przekrój zaciśniętego chodnika na podstawie pomiarów z bazy III.	123
Rys. 6.58 Zmiana gabarytów chodnika 065 w świetle obudowy	123
Rys. 6.59 Lokalizacja szczelin rozwarstwieniowych stwierdzonych w otworze stropowym dla chodnika nadścianowego 064.	125
Rys. 6.60 Wytrzymałości skał na ściskanie określone w otworze stropowym chodnika nadścianowego 064, w pokładzie 209.	130
Rys. 6.61 Wytrzymałości skał na rozciąganie określone w otworze stropowym chodnika nadścianowego 064, w pokładzie 209.	131
Rys. 6.62 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt P ₁ .	133
Rys. 6.63 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt P ₂ .	133
Rys. 6.64 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt P ₃ .	134

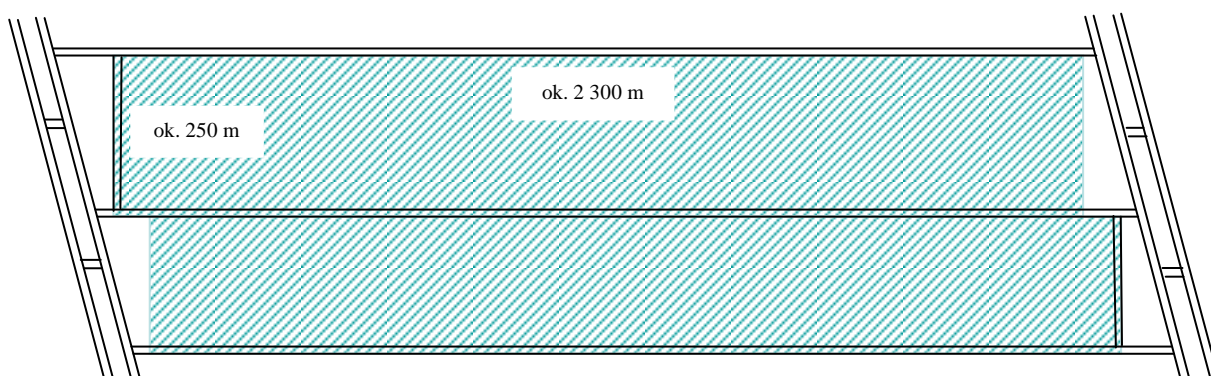
Rys. 6.65 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-064-Baza I.....	134
Rys. 6.66 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_p przed czołem ściany na stanowisku Ch-064-Baza I... ..	135
Rys. 6.67 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt M_1	135
Rys. 6.68 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt M_2	136
Rys. 6.69 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt M_3	136
Rys. 6.70 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-064-Baza I.....	137
Rys. 6.71 Wyidealizowany przekrój zaciśniętego chodnika na podstawie pomiarów z bazy pomiarowej.....	137

1. Wstęp

System ścianowy podłużny z zawalem stropu jest najczęściej stosowanym do eksploatacji złóż węgla kamiennego w Polsce. Ponad 85% wydobywania krajowego uzyskuje się przy użyciu tego właśnie systemu, stosowany jest przede wszystkim do wybierania pokładów o nachyleniu nieprzekraczającym 35° i grubości od 1,4 do 4,5 m.

Jednym z kluczowych problemów każdej kopalni jest odpowiednio wczesne przygotowanie frontu dla prowadzenia eksploatacji. Odbywa się to poprzez wykonanie chodników i pochylni, okonturowujących pola ścianowe. Dla uruchomienia ściany o racjonalnym wybiegu należy wykonać średnio około 5 kilometrów wyrobisk korytarzowych (rys. 1.1). Przygotowanie pól ścianowych powinno być realizowane z takim wyprzedzeniem, aby po zakończeniu eksploatacji w jednym polu, następne było już okonturowane wyrobiskami przygotowawczymi. W wykonanych wyrobiskach wyznaczających nowe pola powinny zostać zamontowane systemy transportu maszyn i urządzeń wchodzących w skład kompleksu ścianowego, a także systemy odstawy urobku. Opóźnienia w przygotowaniu frontu eksploatacyjnego wynikają ze zbyt małych postępów drążenia wyrobisk przygotowawczych w stosunku do uzyskiwanych aktualnie postępów ścian.

Mimo nowych rozwiązań mechanizacji drążenia wyrobisk korytarzowych i lepszej organizacji robót, postępy drążenia nie zmieniły się w sposób znaczący od wielu lat. Jednym z powodów niezadowolających postępów wykonywania wyrobisk korytarzowych może być fakt, że obecnie wykonuje się wyrobiska o znacznie większych polach przekrojów, niż jeszcze kilka lat temu, co powoduje także stosunkowo wysokie koszty robót przygotowawczych.



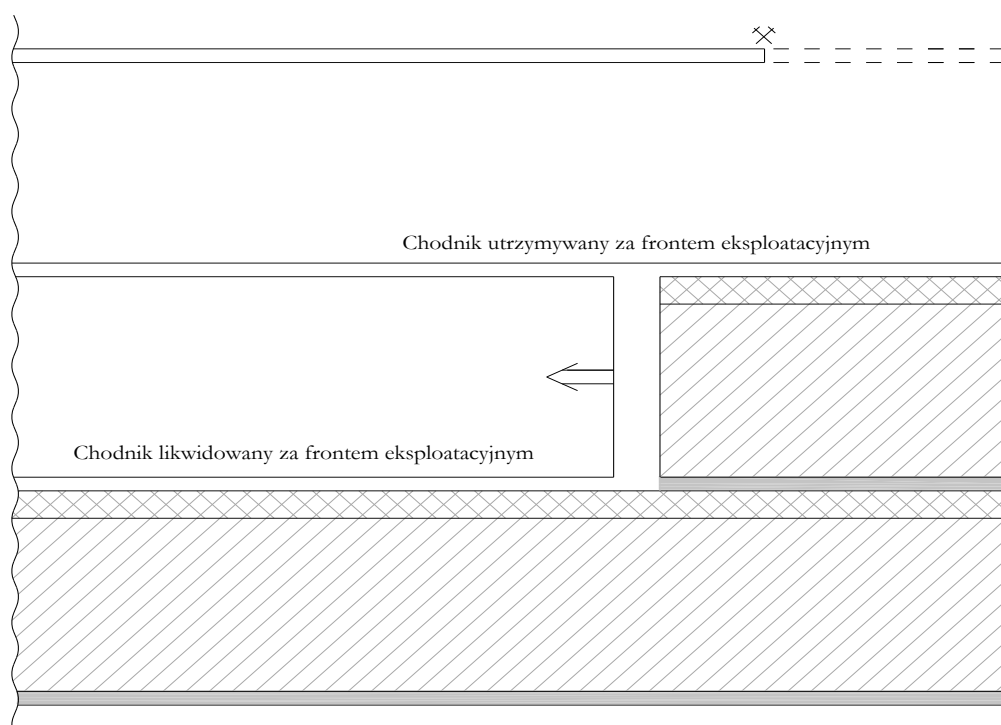
Rys. 1.1 Poglądowy schemat rozcięcia partii pokładu na pola ścianowe.

W niektórych kopalniach ich udział w koszcie wydobywania dochodzi nawet do 65%. Sytuację kopalń pogarsza dodatkowo brak wystarczającego rozpoznania zalegania pokładów robotami

wiertniczymi, co sprawia, że wiele drążonych wyrobisk przygotowawczych wchodzi w strefy zaburzeń, uniemożliwiające prowadzenie eksploatacji.

Aby prawidłowo zaprojektować rozcięcie pokładu - podzielić go na pola ścianowe - pokład powinien być dokładnie rozpoznany. Po wejściu chodnikami w zaburzone rejony nierozpoznanego pokładu, często odstępuje się od ich dalszego wykonywania. Utracony zostaje czas potrzebny dla przygotowania pola oraz poniesione zostają koszty. Sytuacje takie zdarzają się, gdy wyrobiska przygotowawcze zostały wytyczone zbyt blisko stref uskokowych, które to strefy rozpoznawane są w trakcie wykonywania robót przygotowawczych.

Jednym z rozwiązań, które prowadzi do zmniejszenia ilości wykonywanych wyrobisk przygotowawczych jest powtórne wykorzystywanie chodników (rys. 1.2). Aby wyrobiska te mogły być powtórnie wykorzystane, ich wymiary powinny być wystarczające dla pełnienia określonych funkcji. Efektywne utrzymanie chodnika przy zrobach eliminuje konieczność wykonywania wyrobiska korytarzowego o długości równej wybiegowi pola ścianowego. Nakłady ponoszone na wzmacnianie obudowy wyrobisk powtórnie wykorzystywanych, powinny zawierać się w określonych granicach. W warunkach geologiczno-górnich sprzyjających utrzymywaniu chodników przy zrobach, oszczędności z tytułu przygotowania złoża do eksploatacji mogą dochodzić nawet do 30%. W niekorzystnych warunkach, utrzymanie chodnika za frontem eksploatacji może wymagać dużych nakładów, przekraczających koszty wykonania nowego wyrobiska, ale w takiej sytuacji korzyścią kopalni jest skrócony czas okonturowania pola.



Rys. 1.2 Schemat prowadzenia ścian w jednostronnym otoczeniu zrobów i utrzymaniu chodnika za frontem ściany.

Na podstawie dotychczasowych badań i doświadczeń wiadomo, że stateczność wyrobiska utrzymywanego w sąsiedztwie zrobów zależy od bardzo wielu czynników: między innymi od zastosowanej obudowy, dokładności jej wykonania, własności wytrzymałościowych pokładu i skał otaczających, wpływu krawędzi i uskoków oraz wpływu ciśnienia eksploatacyjnego. Wymienione czynniki rzutują również na stan stateczności wyrobisk przed frontem eksploatacji. Zachowanie pełnej stateczności wyrobiska przed ścianą pozwala mniejszym kosztem zapewnić wymagane wymiary wyrobiska w sąsiedztwie zrobów. Prawidłowo dobrana podporność obudowy, stosowana coraz częściej wykładka mechaniczna oraz odpowiednio wcześnie wykonane wzmocnienie obudowy podstawowej, pomagają w spełnieniu tych warunków. W Niemczech stosuje się zasadę wykonywania takiej obudowy podstawowej, aby nie wymagała ona już dodatkowych wzmocnień za frontem eksploatacji. Dla utrzymania tak wykonanego chodnika za ścianą pozostaje tylko podparcie wspornika stropowego. Przez wspornik rozumie się częściowo tylko odprężone warstwy stropu bezpośredniego nad obudową chodnika, a także zawisające wzdłuż chodnika od strony zrobów. Doświadczenia górnictwa niemieckiego wskazują, że w większości przypadków jest to działanie efektywne i racjonalne. Podjęte odpowiednio wcześnie działania ograniczające rozwój strefy odprężonej, pozwalają na wykorzystanie w większym stopniu własności nośnych górotworu, przy jednoczesnym zmniejszeniu obciążeń i deformacji obudowy (rys. 1.3).



Rys. 1.3 Stateczny stan obudowy wzmocnionej z odpowiednim wyprzedzeniem.

W polskich kopalniach do problemu utrzymywania wyrobisk w jednostronnym otoczeniu zrobów podchodzi się diametralnie inaczej. W wyrobiskach przygotowawczych stosuje się obudowę, która ma zapewnić stateczność wyrobiska jedynie przed frontem eksploatacji. Utrzymywanie wyrobiska za frontem wymaga wówczas odrębnych działań, które podejmowane są często zbyt późno i także większym nakładem pracy.

Doświadczenie pokazuje, że im lepszy jest stan chodnika przed frontem eksploatacji, tym łatwiejsze i mniej pracochłonne jest jego utrzymanie za ścianą. Wiadomo również, że łatwiejsze jest utrzymywanie chodników za frontem w pokładach cienkich i średniej grubości. Zawał skał stropowych, następujący za frontem eksploatacji oddziałuje niekorzystnie na stateczność wyrobiska korytarzowego, wprost proporcjonalnie do miąższości wybieranego pokładu. Zapewnienie stateczności wyrobiska utrzymywanego w sąsiedztwie zrobów w grubym pokładzie jest znacznie trudniejsze niż w pokładzie cienkim.

Jak pokazują doświadczenia niemieckie wzmocnienie wyrobisk korytarzowych narażonych na wpływy eksploatacji powinno być dokonywane możliwie najwcześniej, najlepiej z niewielkim opóźnieniem w stosunku do przodka drażonego wyrobiska, przed ukształtowaniem się strefy odprężonej. Tylko wówczas jesteśmy w stanie wykorzystać maksymalnie własności nośne górotworu. Ostatecznie wzmocnianie górotworu otaczającego wyrobisko powinno wyprzedzać front ciśnienia eksploatacyjnego. Szczególnie ważne jest przestrzeganie tej zasady przy wykorzystywaniu kotwi, jako sposobu wzmocniania górotworu i obudowy. Kotwie mogą być wykorzystywane zarówno do podwieszania łuków stropowych, co pozwala zwiększyć podporność obudowy, jak i do wzmocniania górotworu otaczającego chodnik, co ogranicza rozwój strefy odprężonej. Przyklatwanie łuków spełnia również ważną rolę dla zapewnienia stateczności wyrobisk przygotowawczych w rejonie skrzyżowania z przestrzenią roboczą ściany. Instalowanie kotwi w górotworze już częściowo odprężonym oraz z rozwarstwionym stropem nie przynosi pożądanych efektów wzmocnienia.

W polskich kopalniach węgla kamiennego chodniki przyścianowe wzmocniane są najczęściej bezpośrednio przed pojawieniem się strefy ciśnienia eksploatacyjnego. Przyklatwanie łuków, jak i wzmocnianie górotworu z użyciem kotwi nie zawsze przynosi pożądane efekty. Jednym z głównych powodów opóźnionego włączania się do pracy kotwi, na których podwiesza się obudowę jest brak naciągu wstępnego. Obciążenie obudowy wyrobisk znajdujących się w strefie ciśnienia eksploatacyjnego jest znacznie większe, niż wyrobisk niepodlegających wpływom eksploatacji. Dla zapewnienia stateczności wyrobisk utrzymywanych w sąsiedztwie zrobów należy dążyć do zminimalizowania deformacji obudowy, do jakich często dochodzi przed frontem eksploatacji, na przykład poprzez zwiększenie jej podporności, uzyskiwane wskutek podwieszenia na kotwach. Efekt wzmocnienia obudowy zależy również od właściwego projektu i dokładności jego realizacji. Optymalnym rozwiązaniem może być wykorzystanie wyników systemowych badań stateczności wyrobisk zrealizowanych w konkretnych warunkach geologiczno-górnicych danego pokładu. Na tej podstawie można opracować sposób wzmocnienia, który będzie skutecznym dla wyrobisk zlokalizowanych w górotworze o zbliżonych cechach.

2. Teza pracy

Coraz większa koncentracja wydobycia węgla w polskich kopalniach, oparta o wysokowydajne ściany, oraz uzyskiwane znaczne postępy frontów eksploatacji wymuszają długotrwałe utrzymywanie chodników przyścianowych przy zrobach i ich powtórne wykorzystanie. Wyrobiska te pełnią funkcje wentylacyjne i transportowe. Przez cały okres użytkowania ich pole przekroju poprzecznego nie może być mniejsze od określonego w projekcie.

Brak jednolitych zasad doboru systemów wzmocnienia górotworu i obudowy chodników przyścianowych, przeznaczonych do utrzymywania w jednostronnym otoczeniu zrobów zainspirował autora do podjęcia badań w tym zakresie, których początek sięga 1990 r.

Na podstawie wieloletnich doświadczeń na stanowisku inżyniera do spraw obudowy, dotyczących szczególnie badań skuteczności działań na rzecz utrzymywania wyrobisk za frontem eksploatacji, obserwacji kopalnianych, przeprowadzonych pomiarów i analizy literatury dotyczącej tematu pracy, autor stawia następującą tezę:

Na podstawie zmierzonych parametrów charakteryzujących stan obudowy i górotworu „in situ” istnieje możliwość określenia warunków utrzymania i powtórne wykorzystania do eksploatacji kolejnej ściany, wyrobisk przyścianowych jednostronnie sąsiadujących ze zrobami.

Dowód postawionej tezy zostanie przeprowadzony na podstawie analizy wyników pomiarów przeprowadzonych w warunkach „in-situ” w wyrobiskach przygotowawczych pokładu 209 w obszarze górniczym Kopalni Węgla Kamiennego „Ziemowit” w Łędzinach.

Przedstawione wyniki badań dotyczą głównie takich parametrów, które w praktyce górniczej mogą być stosunkowo łatwo i na bieżąco kontrolowane, przy zachowaniu odpowiedniej powtarzalności.

Prowadzone pomiary i obserwacje mogą być użyteczne dla opracowania korekty zasad wmacniania chodników przyścianowych. Skuteczne wzmocnienie powinno ograniczyć konwergencję wyrobisk za frontem eksploatacji, w taki sposób, aby mogły one być ponownie wykorzystane dla prowadzenia sąsiedniej eksploatacji.

3. Zakres pracy

Prezentowana praca obejmuje następujące zagadnienia:

1. *Wytypowanie parametrów charakteryzujących stateczność wyrobiska utrzymywanego przed frontem ściany, na podstawie, których da się przewidzieć stan wyrobiska w jednostronnym otoczeniu zrobów. Możliwość taka pozwoliłaby na prognozowanie konwergencji wyrobiska utrzymywanego przy zrobach i podejmowanie odpowiednio wcześniej decyzji o jego dodatkowym wzmocnieniu, w celu zapewnienia gabarytów niezbędnych dla powtórnego wykorzystania.*
2. *Opracowanie metodyki badawczej oraz zakresu badań w warunkach „in situ”.*
3. *Przeprowadzenie badań na stanowiskach pomiarowych dla określenia:*
 - *obciążenia kotwi przed i za frontem ściany,*
 - *rozwoju strefy odprężenia w warstwach stropowych przy użyciu rozwarstwieniomierzy wielopunktowych przed i za frontem ściany,*
 - *przemieszczeń stropu i spągu metodą niwelacji geodezyjnej na określonych ciągach poligonowych,*
 - *przemieszczeń ociosów,*
 - *obciążenia odrzwi obudowy przed i za frontem ściany*
 - *wielkości zsuwu łuków obudowy podporowej przed i za frontem ściany,*
 - *konwergencji wyrobisk.*
4. *Analizę i ocenę przydatności uzyskanych wyników.*
5. *Podsumowanie i wnioski.*

4. Problematyka utrzymywania wyrobisk przyścianowych w świetle przeglądu literatury, własnych doświadczeń i obserwacji

4.1. Obudowa górnicza wyrobisk korytarzowych – cele i zadania

Obudowa wyrobisk korytarzowych, w tym szczególnie wyrobisk przygotowawczych jest przedmiotem ciągłym badań i rozwoju. W krajach europejskich najczęściej stosowanym zabezpieczeniem wyrobisk korytarzowych wykonanych w pokładach węgla jest obudowa podporowa. W polskich kopalniach węgla kamiennego do zabezpieczenia wyrobisk korytarzowych powszechnie zastosowanie znalazła obudowa wykonana z łuków podatnych o profilu „V” (*Majcherczyk, i inni, 2002; Rak, i inni, 2007*). Najczęściej stosowane są odrzwia budowane z łuków kształtownika V25, V29 rzadziej V32 i V36. Szerokie stosowanie odrzwi obudowy łukowej wynika między innymi z: ich wysokiej podporności, podatności, stosunkowo niewielkiego ciężaru, umiarkowanej ceny i łatwości zabudowy w wyrobisku (*Rotkegel, i inni, 2007*).

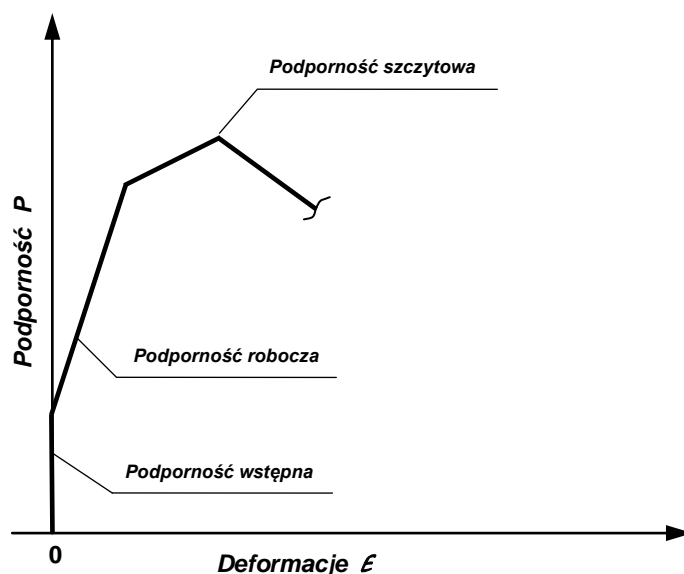
Głównym zadaniem obudowy wyrobisk korytarzowych jest zapewnienie w ustalonym okresie czasu ich stateczności, zachowanie wymaganych wymiarów przekroju poprzecznego, zabezpieczenie pracy ludzi, maszyn, urządzeń przed opadem skał ze stropu i ociosów oraz przed zawałem skał stropowych. Zadania te są spełnione dopóty dopóki obudowa może przejmować obciążenia ze strony górotworu wywołane zmianą pierwotnego stanu naprężeń, po wykonaniu wyrobiska (*Jacobi, 1976; Kłeczek, 1994; Chudek, i inni, 2007*).

Każda obudowa powinna posiadać odpowiednio dobraną do warunków geologiczno-górnich w rejonie wyrobiska podporność (*Salustowicz, 1968; Jacobi, 1976; Kłeczek, 1994*). Pod wpływem obciążenia pochodzącego od górotworu nie powinna ulegać przemieszczeniu w całości lub w częściach, jak również poszczególne elementy konstrukcyjne tej obudowy nie powinny ulegać deformacją plastycznym. Obudowę należy projektować z takim współczynnikiem bezpieczeństwa, aby jej podporność była, co najmniej równa spodziewanym obciążeniom ze strony górotworu (*Chudek, 1986*). Obserwacje w warunkach „*in situ*” (*Duży, 2007*) wykazują, że deformacje sąsiednich odrzwi mogą wyraźnie różnić się od siebie zarówno pod względem charakteru, jak i wielkości. Dlatego też dla zapewnienia stateczności obudowy wyrobiska konieczne jest dobranie jej parametrów podpornościowych zawierających taki zapas bezpieczeństwa, który będzie obejmował zmienność warunków na wybiegu wyrobiska. Założenie takie sprowadza się do utrzymania górotworu w otoczeniu wyrobiska w stanie

naprężeń zbliżonym do panującego w górotworze nienaruszonym, co wydaje się być nieefektywne z punktu widzenia kosztów obudowy (Chudek, 1986; Kłeczek, 1994).

Chudek definiuje trzy etapy podporności obudowy (rys. 4.1):

- *podporność wstępną*,
- *podporność roboczą*,
- *podporność szczytową*.



Rys. 4.1 Rodzaje podporności obudowy (Chudek, 1986).

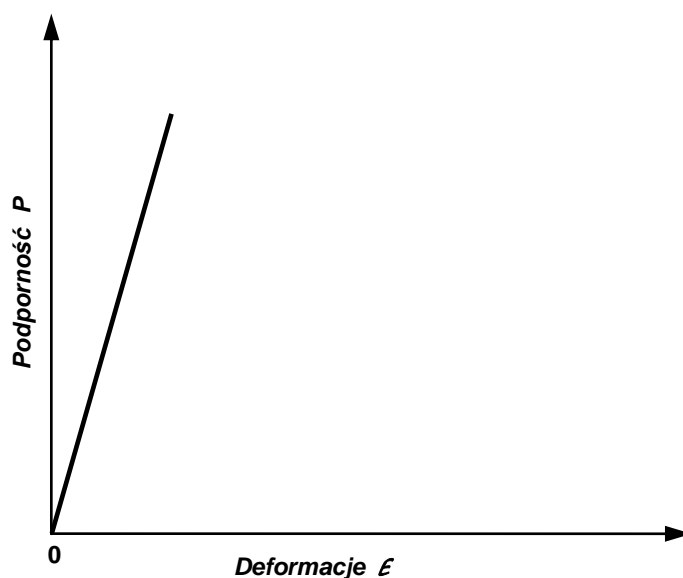
Podporność wstępna jest równoważna wielkości nacisku stropu na górną powierzchnię stropnicy, jaki to docisk możemy wytworzyć podczas zabudowy odrzwi. Obudowa bezpośrednio po jej wykonaniu w wyrobisku powinna posiadać podporność wstępną, jej optymalna wielkość jest jednak zależna od własności skał otaczających i panującego ciśnienia.

Podporność robocza jest wielkością reakcji obudowy w chwili, gdy powierzchnia odsłonięcia skał zaczyna ulegać przemieszczeniu (wywołują je deformacje górotworu sprężyste i plastyczne) i obudowa przejmuje częściowo nacisk skał otaczających. Wtedy też może dochodzić do deformacji sprężystych obudowy, szczególnie gdy jej konstrukcja jest sztywna lub niesprężystych, gdy jej konstrukcja jest podatna.

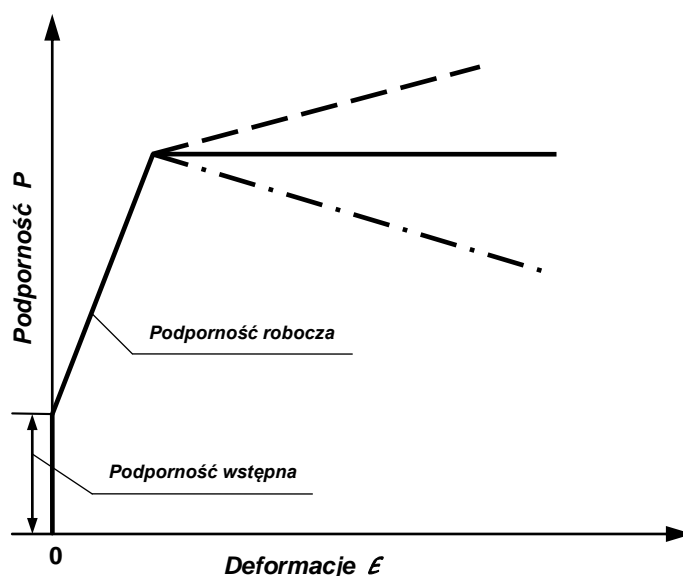
Podporność szczytowa to wielkość obciążenia obudowy występująca, gdy przejmowany przez nią nacisk górotworu jest równy jej granicznej wytrzymałości. W momencie przekroczenia tej granicznej wytrzymałości następuje naruszenie stateczności obudowy. W trakcie utrzymywania wyrobiska przed frontem eksploatacji obudowa nie powinna osiągać podporności szczytowej.

Analiza deformacji odrzwi obudowy ŁP-9 z profilu V25 (Duży, 2007) na podstawie wyników pomiarów „*in situ*” wykazała, iż nie wszystkie odrzwa obudowy zachowują się według powszechnie przyjmowanego modelu dla odrzwi podatnych (Chudek, 1986). W niektórych odrzwiach nie występują przemieszczenia w zamkach, a deformacje mają charakter typowy dla obudowy sztywnej.

Podporność każdej obudowy można określić za pomocą charakterystyki (rys. 4.2, 4.3) (Chudek, 1986).



Rys. 4.2 Charakterystyka pracy obudowy sztywnej (Chudek, 1986).



Rys. 4.3 Charakterystyka pracy obudowy podatnej (elastycznej) (Chudek, 1986)

----- ze wzrastającą podpornością, - · - · - z malejącą podpornością,
 — ze stałą podpornością.

4.1.1. Współpraca obudowy z górotworem

Po wykonaniu wyrobiska w górotworze następuje zaburzenie równowagi pierwotnej, w wyniku, czego dochodzi do przemieszczeń skał otaczających do wytworzonej pustki i zmiany stanu naprężeń w otoczeniu konturu wyrobiska (*Jacobi, 1976; Tajduś, 1994; Daniłowicz, i inni, 2007*). Zgodnie z teorią *Salustowicza* w ociosach wyrobiska następuje wyraźny wzrost pionowych naprężeń ściskających, natomiast w stropie i spągu powstają strefy rozciągania (*Kłeczek, 1994*). Wokół wyrobiska tworzy się strefa spękań z bardzo małymi naprężeniami, a za nią strefa plastyczna, w której naprężenia wyraźnie wzrastają. Strefy te rozszerzają się i po pewnym czasie osiągają wielkość graniczną dla wytworzonego chwilowego stanu równowagi (*Kidybiński, 1982; Tajduś, 1994; Majcherczyk, i inni, 2005*). Stan taki trwa do momentu, kiedy obudowa, przeciwstawia się przemieszczaniu skał do wnętrza wyrobiska. Proces odprężania się skał zostaje zahamowany i ustala się nowy stan równowagi. Dlatego też tak ważne jest jak najszybsze nawiązanie współpracy obudowy z górotworem, w wyniku czego ograniczone zostają rozwarstwienia i rozprzestrzenianie się strefy spękań wokół wyrobiska (*Kłeczek, 1994; Tajduś, 1994; Majcherczyk, i inni, 2005*). Wzmocnienie górotworu wokół wyrobiska pozwala zmniejszyć nacisk na obudowę, co umożliwia zwiększenie jej podziałki (*Tajduś, 1994; Korzeniowski, 2000; Rotkegel, i inni, 2007*). Potwierdzają to wyniki pomiarów „*in situ*” w Kopalni „Bogdanka”, gdzie rozrzedzenie obudowy odrzwiowej do rozstawu 1,2 m i 1,5 m z jednoczesnym kotwieniem wyrobiska nie spowodowało przyrostu tempa ani wielkości przemieszczeń obudowy, nawet po upływie kilku miesięcy (*Korzeniowski, 2000*).

Osiadanie stropu bezpośredniego w wyrobisku, spowodowane formowaniem się strefy odprężonej, na którą ma wpływ wielkość ciśnienia pierwotnego w górotworze i zmiennego ciśnienia eksploatacyjnego, może być miernikiem stopnia zagrożenia utraty stateczności i możliwości wystąpienia zawału bądź obwałowania stropu (*Korzeniowski, 1994; Korzeniowski, 2006*). Dlatego też bezpośredni pomiar obniżenia stropu ma istotne znaczenie dla dostatecznie wczesnej oceny stopnia możliwości wystąpienia obwałowania lub zawału stropu w określonym miejscu. W celu ujęcia ilościowych i jakościowych zmian wielkości obniżenia stropu, autor proponuje wykonywanie pomiarów konwergencji w zależności od warunków lokalnych, w określonych odstępach czasu. Repery należy zastabilizować w osi pionowej w stropie i w spągu wyrobiska.

Współpraca obudowy z górotworem rozpoczyna się po nadaniu jej podporności wstępnej. Od prawidłowego dobrania jej wielkości zależy lepsza lub gorsza współpraca obudowy z górotworem w całym okresie funkcjonowania wyrobiska. Im podporność wstępna jest bardziej zbliżona do podporności roboczej, tym współpraca jest korzystniejsza (*Chudek, 1986*).

Największy przyrost przemieszczeń skał występuje w pierwszych miesiącach po wykonaniu wyrobiska (Jacobi, 1976; Kidybinski 1982; Chudek, 1986; Kłeczek, 1994; Tajduś, 1994; Majcherczyk, 2008; Prusek, 2004). Dlatego korzystnie jest stosować obudowy podatne charakteryzujące się możliwością ograniczenia odkształceń skał bez utraty podporności. Takie działanie obudowy jest możliwe po zadaniu jej podporności wstępnej P_o oraz żądanej maksymalnej podatności X_m . Zachodzi, więc zatem następująca zależność (Chudek, 1986):

$$P_o = \lambda_1 \cdot X_m \quad (1)$$

gdzie:

λ – współczynnik sztywności obudowy.

Po uzyskaniu żądanej podporności i podatności obudowa pracuje dalej, jako konstrukcja sztywna, w trudnych warunkach geologiczno-górnich wartości tych parametrów są w granicach (Chudek, 1986):

$$P_o = 0,4 \div 0,6 \text{ [MPa]}$$

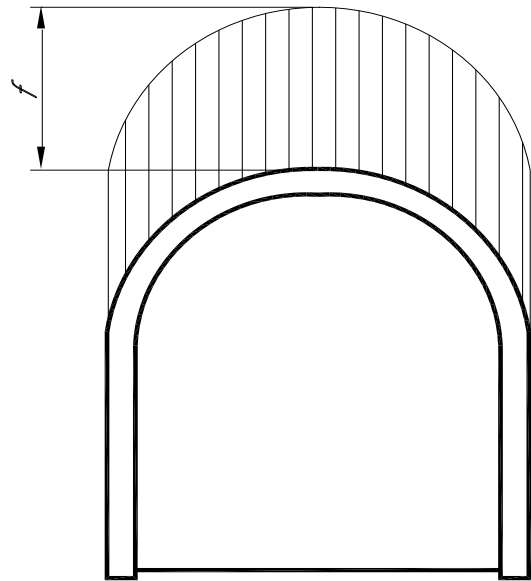
$$X_m = 0,2 \div 0,3 \text{ [m]}$$

Na rodzaj współpracy obudowy z górotworem w znacznym stopniu wpływa kształt i wielkość sklepienia ciśnień, które tworzy się w skałach poza wyrobiskiem górnym (Tajduś, 1994). Sklepienie to przejmuje na siebie nacisk górotworu, wskutek czego nie dopuszcza do dużego obciążenia obudowy.

Teorie ciśnienia skał na obudowę wyrobisk górniczych można podzielić na trzy zasadnicze grupy (Praca Zbiorowa, 1959):

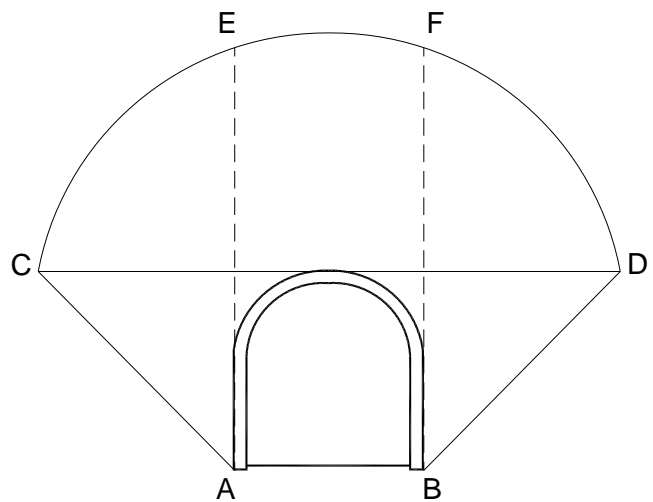
- I. *Teorie, które zakładają, że obudowa jest obciążona ciężarem skał nadległych. Jedne z nich uwzględniają siły tarcia i spoistości w górotworze, drugie ich nie uwzględniają. Do tej grupy zalicza się teorie: Bierbaumera, Heima, Alba, Terzaghięgo.*
- II. *Teorie przyjmujące, że obciążenie obudowy jest niezależne od wysokości nadkładu. Można tutaj wymienić teorię Protodiakowowa, według której to teorię obudowę obciąża blok skał w stropie o przekroju poprzecznym paraboli. Teoria Cymbariewiczza uwzględnia ponadto działanie ciśnienia bocznego wywołanego zsuwaniem się skał wzdłuż płaszczyzn odłamu pod wpływem ciężaru warstw nadległych.*
- III. *Teorie uwzględniające ciężar spękanych skał, jak również odkształcania się otaczającego górotworu w kierunku wyrobiska (teoria Sałustowicza). Według tych teorii na obudowę wyrobiska działa ciśnienie statyczne (ciężar spękanych skał) oraz ciśnienie wywołane przemieszczeniem się górotworu ku wyrobisku.*

Zgodnie z teorią *Protodiakonowa* (rys. 4.4) nad wyrobiskiem w warstwie stropowej wytwarza się strefa spękań w kształcie paraboli (*Kłeczek, 1994*). Na obudowę działa ciężar skał odprężonej strefy górotworu, znajdującej się wewnątrz sklepienia. Jest to odcinek paraboli o wysokości f , z góry ograniczonej sklepieniem, a od dołu powierzchnią stropu. Ciężar nadkładu rozkłada się na ociosy.



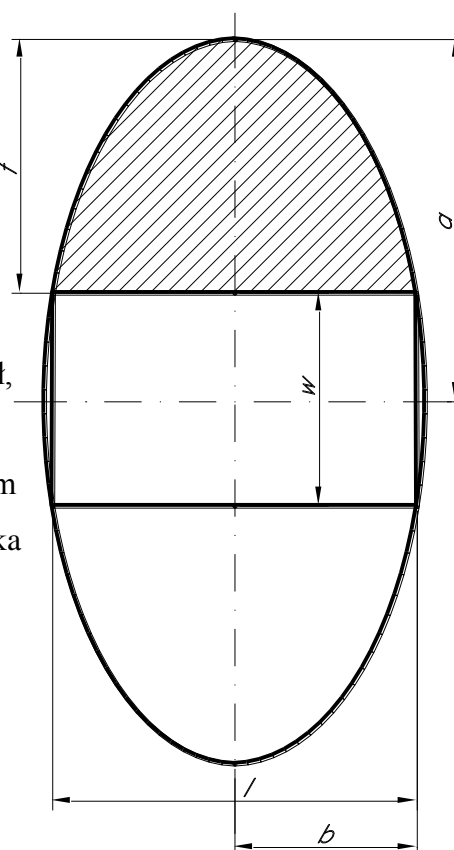
Rys. 4.4 Obciążenie obudowy wg Protodiakonowa.

Teoria *Cymbariewicza* (rys. 4.5) jest rozwinięciem teorii Protodiakonowa. Autor stwierdził, że oprócz strefy odprężonej w stropie ograniczonej parabolą, powstaje również strefa odprężona wzdłuż ociosów wyrobiska. Spękane skały swym ciężarem obciążają obudowę zarówno w kierunku pionowym jak i poziomym. Pionowe obciążenie obudowy stanowi ciężar partii górotworu $AEFB$. Obciążenie boczne jest wynikiem utworzenia się płaszczyzn poślizgu w ociosach chodnika (*Kłeczek, 1994*).



Rys. 4.5 Obciążenie obudowy wg Cymbariewicza.

Zgodnie z teorią *Salustowicza* (rys. 4.6) wartość obciążenia obudowy jest funkcją wymiarów wyrobiska, wytrzymałości na rozciąganie skał, w których jest zlokalizowane wyrobisko oraz głębokości. Teoria stwierdza, że w stropie i spągu wyrobiska występują naprężenia rozciągające, a w narożach ściskające. Gdy wartości naprężeń przekroczą wartości wytrzymałości skał, wówczas powstaje strefa odprężona, która oddziela się od calizny i swym ciężarem oddziałuje na obudowę. Celem wyznaczenia jej wielkości na obrysie przekroju wyrobiska opisuje się elipsę (*Salustowicz, 1968*).



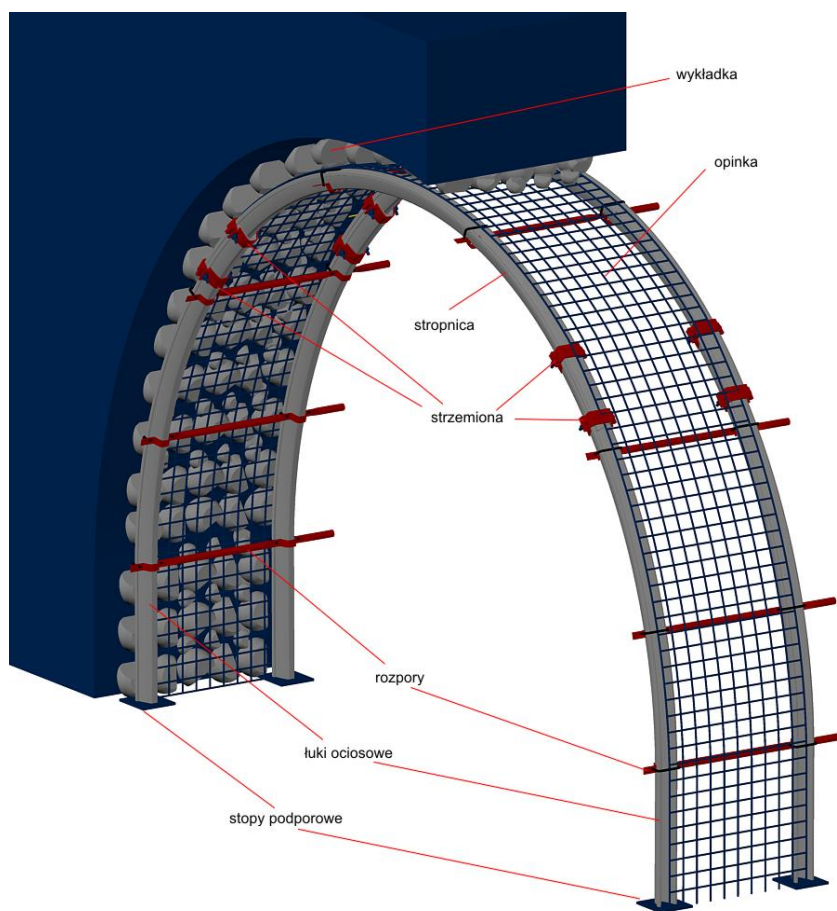
Rys. 4.6 Obciążenie obudowy wg Salustowicza.

4.1.2. Obudowa łukowa podatna (ŁP)

W wyrobiskach narażonych na obciążenie dynamiczne stosuje się najczęściej obudowę łukową podatną ŁP (rys. 4.7). Odrzwia obudowy ŁP to kształtowniki stalowe o profilu korytkowym V walcowane na gorąco. Obecnie do wyrobu obudów górniczych stosuje się cztery typy stali: **25G2** wg *PN-89/H-84023/05/Az2*, **34GJ** wg *PN-89/H-840023/05*, **31Mn 4** wg *DIN 21530*, **HŁ CORR** wg *ZN-05/0347-01*. Stal używana do obudowy, zależnie od gatunku, z którego jest wykonana charakteryzuje się następującymi parametrami (www.hutalab.com.pl):

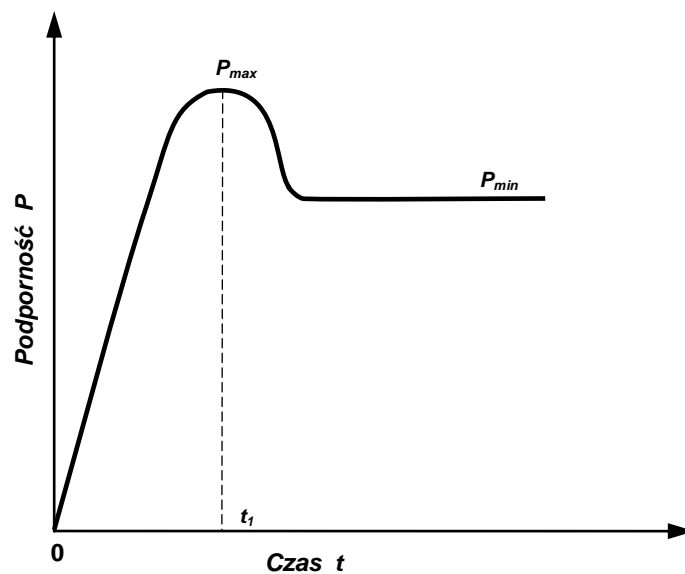
- wytrzymałością na rozciąganie $R_m = 550 \div 650 \text{ MPa}$,
- granicą plastyczności $R_e = 340 \div 480 \text{ MPa}$,
- wydłużeniem względnym $17 \div 18 \%$,
- możliwością kilkukrotnego zginania i prostowania na zimno,
- odpornością na powstawanie kruchych pęknięć.

Jednostkowa nośność odrzwi zawiera się w przedziale od 0,12 do 0,24 MPa, zależnie od rodzaju i wielkości odrzwi.

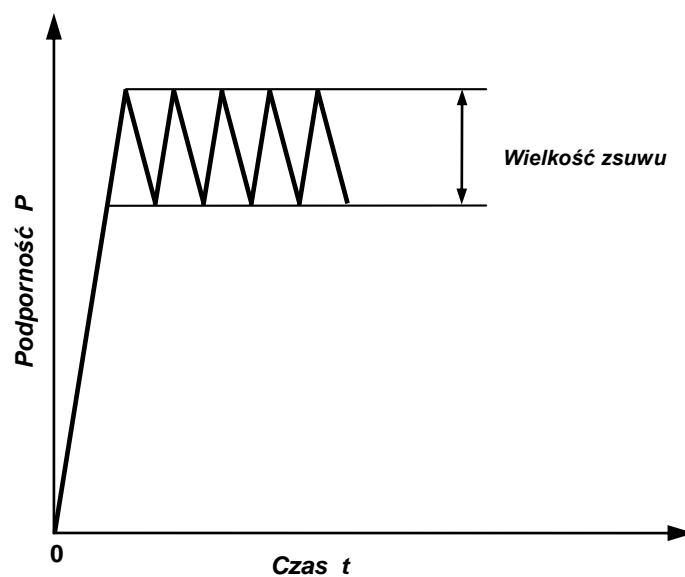


Rys. 4.7 Obudowa stalowa podatna.

Obudowa ŁP bezpośrednio po jej zmontowaniu pracuje jako obudowa sztywna, wykazując podatność na obciążenia jedynie w granicach odkształceń sprężystych materiału. Sytuacja taka zachodzi dopóki tarcie statyczne w zamku jest w stanie przeciwdziałać przemieszczaniu się łuków pod wpływem nacisku działającego na obudowę. W sytuacji, kiedy wzrastające obciążenie obudowy jest w stanie pokonać siły tarcia w zamkach następuje zsuwanie stropnicy (rys. 4.8, 4.9). Ruch stropnicy po łukach ociosowych może odbywać się stosunkowo szybko, a deformacja warstw górotworu następuje wolniej, co prowadzi do spadku obciążenia obudowy i w pewnym momencie siły tarcia w zamku będą w stanie przeciwdziałać przemieszczeniom. W takiej sytuacji ustaje ruch elementów obudowy względem siebie, do kolejnego przekroczenia stanu równowagi obudowa będzie pracowała, jako sztywna. Siłę tarcia w zamku oraz podatność łuków można regulować dociskiem strzemion obejmujących łuk stropnicowy i ociosowy oraz stosując podkładki drewniane i metalowe między dnem korytka łuku ociosowego a dnem korytka łuku stropnicowego (Chudek, 1986).



Rys. 4.8 Praca obudowy ŁP w funkcji czasu (Chudek, 1986).



Rys. 4.9 Praca zamka obudowy ŁP (Chudek, 1986).

4.1.3. Opinka, wzłużna stabilizacja odrzwi, wykładka pustek za obudową

Obserwacje dołowe potwierdzone badaniami wykazały, że podporność obudowy łukowej powinna być rozpatrywana przy uwzględnieniu (Gluch, 1999; Korzeniowski, 2000):

- sposobu i dokładności połączenia odrzwi obudowy między sobą,
- rodzaju opinki,
- rodzaju i dokładności wykonania wykładki za obudową.

Potrzebę uwzględniania wymienionych elementów technologii w celu uzyskania żądanej podporności obudowy zauważają zarówno teoretycy jak i praktycy (*Stefaniak, 1995; Skrzyński, 1996; Zorychta, i inni, 1997*).

Opinka stropu i ociosów wyrobisk jest zabiegiem koniecznym dla zabezpieczenia załogi i sprzętu przed opadem odspajających się skał z powierzchni stropu i wyższych partii ociosów. Pustki nad obudową wykluczają prawidłową współpracę obudowy z górotworem. Opinka wyrobiska umożliwia wykonanie tzw. „wykładki”, to jest wypełnienia rumoszem skalnym lub innymi materiałami pustek ponad nowo wykonywaną obudową (*Jacobi, 1976; Korzeniowski, 2000, Piechota, 2003*). Opinka stropu i ociosów wyrobisk korytarzowych jest wykonywana najczęściej siatką stalową o odpowiednio dobranych do potrzeb wymiarach oczek i ma ona również za zadanie stabilizację wzdłużną odrzwi obudowy. W chodnikach podścianowych wykonanych w pokładach o wyraźnym nachyleniu korzystnie jest na ociosie od strony ściany do wysokości spągu pokładu zakładać siatki podwójne lub nawet blachy profilowane. Zabezpieczenie takie ma na celu wyeliminowanie przemieszczania się do chodnika węgla i skały płonnej (*Piechota, 2003*).

Wszystkie typy odrzwi obudowy podporowej powinny być zabezpieczone przed wychyleniem z pierwotnego położenia, przemieszczaniem wzdłuż osi wyrobiska. Zabieg ten nazywa się stabilizacją wzdłużną odrzwi. W wielu publikacjach zmierzających do ujednoczenia sposobów doboru obudowy podporowej do wyrobisk korytarzowych kopalń węglowych bardzo wyraźnie podkreśla się znaczenie rozparcia wzdłużnego obudowy dla zapewnienia stateczności budowli. Wprowadzono nawet pojęcie wskaźnika stabilizacji, który charakteryzuje jakość użytych rozpór. Maksymalna wielkość tego wskaźnika wynosi 1,0, a osiągają go tylko niektóre z produkowanych typów rozpór. Starsze rozwiązania, tak zwane rozpory jednoelementowe, zwane również zaczepowymi, posiadają cytowany wskaźnik stabilizacji znacznie mniejszy i mogą być stosowane tylko w szczególnie dobrych warunkach. Od jakości użytych rozpór bardzo wyraźnie zależy podziałka dobranej obudowy. Punkty rozparcia odrzwi powinny być rozmieszczone symetrycznie na obwodzie łuku i w taki sposób, aby na kolejnych odrzwiach tworzyły linię prostą. W przypadku odrzwi trójelementowych jeden z punktów rozparcia powinien znajdować się w strzałce obudowy, pozostałe w odległości nie większej niż 1,2 m od siebie mierząc po łuku. Rozpory montowane na łukach ociosowych powinny znajdować się w odległości do spągu nie większej niż 0,3 m. W przypadku odrzwi czteroelementowych ilość montowanych rozpór ma być parzysta, gdyż nie można montować ich w strzałce obudowy. Podobne zasady rozmieszczania rozpór obowiązują na odrzwiach czteroelementowych z łączoną stropnicą.

Na podstawie badań numerycznych (*Gluch, 1999*) dokonano podziału rozpór na korzystne, dostateczne i niekorzystne. Według autora tylko rozpory korzystne, a więc konstrukcje

połączone w pełni z kształtownikiem obudowy bez możliwości przesuwu lub obrotu końca rozpory są w stanie zapewnić przestrzenną konstrukcją kratową o wysokiej sztywności. Gwarantują one przejmowanie obciążeń niekorzystnych oraz prawidłowe wykorzystanie podporności roboczej obudowy. Badania stateczności konstrukcji składającej się z wolnostojących odrzwi stalowych i przegubowych połączeń rozpór z kształtownikiem wykazały, że ulega ona przemieszczeniom powodującym utratę stateczności. Przy sztywnym połączeniu rozpór z odrzwiami obudowy, konstrukcja doznaje małych przemieszczeń, które nie obniżają podporności.

Wykładka ma na celu zapewnienie jak najwcześniejszego i szczelnego kontaktu obudowy z górotworem i poprzez to skuteczne podparcie skał stropowych i ociosowych ograniczających swobodne odprężanie otaczającego górotworu (*Jacobi, 1976*). Dokładność wykonywania przekroju wyrobisk korytarzowych nawet przy użyciu kombajnów jest ograniczona. Nowow wykonana obudowa wyrobiska korytarzowego rzadko przylega do wyłomu na całym obwodzie. Montowanie odrzwi jest łatwiejsze w wyłomie wyrobiska posiadającego wymiary wyraźnie większe od wymiaru obudowy (*Zimonczyk, i inni, 2004*). Wiadomo jednak, że zapewnienie stateczności wyrobiska, w którym obudowa natychmiast po zabudowaniu przejmie obciążenia jest łatwiejsze, niż w przypadku, kiedy dopuścimy do przemieszczeń i odprężeń skał otaczających. Dopuszczalny czas dla wywołania podporności wstępnej obudowy poprzez wykonanie wykładki nie powinien być dłuższy od $2 \div 3$ godzin (*Głuch, 1999*). Zapewnienie stateczności wyrobiska korytarzowego w dłuższym okresie czasu i tym samym zachowanie jego funkcjonalności wymaga możliwie najlepszego „wpasowania” przy zastosowaniu prawidłowej wykładki bezpośrednio przy wykonywaniu obudowy (*Kłeczek, 1994; Rotkegel, i inni, 2007; Daniłowicz, i inni, 2007*).

Wyrobiska o większych przekrojach wykazują większą „czułość” na jakość wykładki za obudową niż wyrobiska o mniejszych przekrojach, co przejawia się niskimi wartościami współczynnika k_0 (współczynnik charakteryzujący wykładkę oraz stopień uwzględnienia przez to oporu bocznego) (*Drzęźła, i inni, 2001*).

Wykonywanie wykładki na bazie pozyskiwanej w wyrobisku skały płonnej nie zostało dotychczas zmechanizowane. Krytycznie ocenia się wypełnianie pustek klockami drewnianymi z uwagi na krótką trwałość tego materiału i nierównomierne przenoszenie obciążenia z górotworu na obudowę (*Piechota, 2003*).

Jednym z efektywniejszych i skutecznych sposobów dokładnego wypełnienia pustek za obudową jest zastosowanie tak zwanej „wykładki mechanicznej”, określanej w kopalniach europejskich systemem „Bullflex”. Podstawowym efektem tego typu wykładki jest uzyskiwanie praktycznie natychmiastowej podporności odrzwi. Wykładka taka skutecznie zapobiega

rozwarstwieniom górotworu i rozprzestrzenianiu się strefy spękań wokół wyrobiska. W takiej sytuacji na obudowę działa mniejsze obciążenie górotworu przy równomiernym rozkładzie obciążenia odrzwi obudowy i w konsekwencji poprawę stanu ich wyężenia (Zimonczyk, i inni, 2004; Rotkegel, i inni, 2007).

4.2. Dobór obudowy wyrobisk korytarzowych

Projektowanie obudowy podatnej było i nadal jest przedmiotem wielu prac badawczych i inżynierskich. Wydaje się, że obowiązujące wytyczne i zasady (Rulka, 2001; Chudek, i inni, 2000; PN-93/G-15000/02; PN-G-06009:1997; PN-G-06010:1998), a także katalogi obudów i ich akcesoriów wydawane przez producentów pozwalają na stosunkowo łatwe zaprojektowanie i dobór obudowy. Mnogość metod projektowania zawsze stwarza jednak wątpliwości czy wybiera się tę najwłaściwszą metodę, a uzyskane wyniki będą optymalne (Chudek, i inni, 1999). Autorzy w artykule (Chudek, i inni, 1999) podjęli próbę dokonania porównania podporności obudowy przy wykorzystaniu metod obliczeniowych i wyników badań. Przeprowadzona analiza pokazała, że stosując różne metody obliczeniowe można uzyskać wyniki niejednokrotnie różniące się w znacznym stopniu.

Rozporządzenie Ministra Gospodarki w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy... stwierdza, że doboru obudowy tj. wielkości kształtownika, rodzaju strzemion, okładzin, rozpór i odległości pomiędzy poszczególnymi odrzwiami w wyrobiskach korytarzowych dokonuje kierownik działu robót górniczych na podstawie rozeznania warunków górniczo-geologicznych. Rodzaje obudowy oraz zasady jej wykonywania określa się w projekcie technicznym wraz z technologią wykonania robót.

Odrzwia obudowy wyrobisk górniczych zbudowane z łuków stalowych posiadają bezpośredni kontakt z górotworem, wykrapłającą się wodą i powietrzem kopalnianym często zawierającym znaczne ilości jonów soli (Rak, i inni, 2007). Przyśpieszająco na przebieg reakcji utleniania działa stosunkowo wysoka temperatura. Duża wilgotność powietrza sprzyja zjawisku korozji, może ona więc występować także w wyrobiskach bez dopływów wody (Uhlig, 1976). Oddziaływanie niekorzystnego środowiska na stalowe elementy obudowy powoduje korozję i w konsekwencji spadek nośności odrzwi, co również prowadzi do zagrożenia stateczności wyrobisk (Chudek, i inni, 2007). Z podanych względów, w warunkach szczególnie niekorzystnych celowym byłoby już na etapie projektowania i doboru obudowy uwzględniać spadek nośności odrzwi.

Obecne – najczęściej używane zasady projektowania obudów chodnikowych - umożliwiają uwzględnienie w obliczeniach zarówno stabilizacji poziomej odrzwi obudowy, jak i rodzaju wykładki za obudową (*Rulka, i inni, 2001; Drzęzła, i inni, 2001; Zimonczyk, i inni, 2004*).

Dla małej i średniej głębokości podstawowym parametrem współpracy obudowy z górotworem jest obciążenie górotworu i odpowiadająca mu podatność obudowy. W praktyce przy projektowaniu konstrukcji i technologii wykonania obudowy parametry te określane są na podstawie obliczeń teoretycznych, obserwacji i doświadczeń dołowych (*Głuch, 2000*). Dla dużych głębokości - według autora - należy rozpatrywać obciążenie obudowy i spodziewane przemieszczenia górotworu oraz odpowiadającą im podporność i podatność obudowy. Na podstawie wielu przeprowadzonych obserwacji i badań można stwierdzić, że dla dużej głębokości, w warunkach określonych jako bardzo niekorzystne ($R_c = 10 \div 20$ MPa) wielkości występujących przemieszczeń górotworu i występujące obciążenia są kilkanaście razy większe od wielkości występujących na średniej i małej głębokości (*Jacobi, 1976*).

Wzrost głębokości, na której prowadzona jest eksploatacja pokładów węgla kamiennego, wybieranie grubych pokładów zalegających w skomplikowanych warunkach geologiczno-górnicych (zaburzenia tektoniczne, zagrożenie tąpnięciami, zaszłości eksploatacyjne) powodują że obudowa wyrobisk korytarzowych jest narażona na znaczne wartości obciążeń, zarówno statycznych, jak i dynamicznych (*Kidybiński, 1982; Korzeniowski, 2006; Kidybiński, 2008*). Statyczne oraz dynamiczne obciążenie obudowy wyrobiska przez otaczający górotwór różnią się od siebie w sposób istotny. Bezpośrednia ich superpozycja może prowadzić do istotnych błędów w ocenie sumarycznych obciążeń. Statyczne obciążenie rozumiane jest jako masa odspojonych od masywu skał obciążających swoim ciężarem obudowę. Obciążenie dynamiczne wywołane wstrząsem górotworu może mieć różnorakie oddziaływanie na otaczający górotwór i obudowę (*Kidybiński, 1982; Drzewiecki, 2004*). W takich sytuacjach konieczne jest indywidualne podejście do zagadnienia doboru i projektowania obudowy (*Prusek, 2008*). Specjalistyczne programy komputerowe (*Marciniak, 1991, Kidybiński, 1998; Reisdorph, 1999, Winkler, 2001; Lischner, 2002, Rotkegel, 2003*) pozwalającego na projektowanie geometrii praktycznie dowolnych odrzwi obudowy chodnikowej i umożliwiają optymalizację doboru obudowy wyrobisk korytarzowych wraz z wykonywaniem dokumentacji konstrukcyjnej. Do oceny spodziewanego obciążenia łukowej obudowy wyrobisk korytarzowych wykonanych w pokładach węgla i znajdujących się w strefie wpływów eksploatacji - opartej na technice modelowania komputerowego - opracowany został program obliczeniowy „Chodeks” (*Kidybiński, 1998*).

Projektowane wyrobiska wykonywane są w masywie skalnym o określonych własnościach, w którym panuje określony stan naprężeń (*Kidybiński, 1982; Chudek, i inni, 2002*). Wzajemna relacja tych wielkości decyduje o procesach zachodzących w masywie, a co za tym idzie o

koniecznych parametrach podpornościowych obudowy (Duży, 2002). Wyniki analizy wpływu dokładności określenia własności wytrzymałościowych i odkształceniowych górotworu na odległość pomiędzy odrzwiami obudowy ŁP (Duży, 2002) sugerują, że dla celów doboru obudowy własności te należy określać w oparciu o wszystkie wyniki z danego rejonu, wykorzystując do tego celu analizę statyczną. Uniwersalność programu pozwala na projektowanie odrzwi symetrycznych i niesymetrycznych z możliwością uwzględniania różnych wariantów posadowienia odrzwi.

Projektowanie i dobór obudowy wyrobisk górniczych dla zapewnienia stateczności wyrobiska powinny być oparte na bilansowaniu obciążenia obudowy ze strony górotworu i nośności (Duży, 2005). Dlatego też ważne jest dokładne określenie tych dwóch parametrów. W opracowaniu (Duży, 2004) przedstawiona jest metoda analizy stateczności wyrobisk podziemnych uwzględniająca zmienność własności skał oraz obudowy. Podane są sposoby określania prawdopodobieństwa wystąpienia „awarii” przy określonym rodzaju obudowy.

Rejestrowanie przemieszczeń górotworu w otoczeniu wyrobisk wykonanych jako pierwsze w pokładzie, pozwala na optymalny dobór obudowy w wyrobiskach projektowanych, co w znacznym stopniu wpływa na obniżenie kosztów i zwiększa bezpieczeństwo pracy (Majcherczyk, i inni, 2004; Korzeniowski, 2006). Ze względu na bardzo zmienne warunki geologiczno-górnice polskich kopalń, autorzy proponują, aby ocena stateczności wyrobisk prowadzona była w sposób kompleksowy, w oparciu o kilka niezależnych metod. Prowadzone „in situ” pomiary wykazały, że w niektórych warunkach możliwe jest uzyskanie rozrzedzenia obudowy odrzwiowej do 1,5 m poprzez przykotwienie odrzwi dwoma parami kotwi (Majcherczyk, i inni, 2004). Wykonane w tym zakresie badania świadczą o zachowaniu pełnej stateczności wyrobisk z obudową o zwiększonym rozstawie.

Duesterloh i Lux w 2004 roku przedstawili wyniki badań laboratoryjnych dotyczące mechanicznego i hydraulicznego zachowania się stref homogenicznych górotworu. Wyniki tych badań zostały wykorzystane do planowania obudowy wyrobisk górniczych, w tym wyznaczania parametrów i kryteriów umożliwiających ocenę ich nośności.

Próbie indywidualnego podejścia do sposobu obliczania obciążenia i doboru obudowy opartego na ocenie stateczności wyrobisk w KWK „Bogdanka”, podejmowali w wielu opracowaniach Piechota, i inni. Zdaniem autorów, najwłaściwszą drogą projektowania parametrów obudowy wyrobisk chodnikowych jest procedura oparta jednocześnie na analizie teoretycznej, wynikach pomiarów zasięgu strefy spękań oraz dotychczasowym doświadczeniu praktycznym opartym głównie na pomiarach przemieszczeń obrysu wyrobisk.

Przeprowadzone obserwacje i badania w kopalni „Bogdanka” pozwoliły na określenie bezpiecznych wartości współczynnika wzmocnienia górotworu (Korzeniowski, i inni, 2002).

Autorzy do celów projektowych zalecają przyjmować dla obudowy łukowo-prostej wartość tego współczynnika na poziomie 2,4, a dla obudowy łukowej 1,7. Przez zastosowanie dodatkowego wzmocnienia w postaci wysokiego kotwienia, wartości współczynnika można zwiększyć odpowiednio do 3,0 i 2,0. Odstęp odrzwi obudowy podporowej ze wzmocnieniem górotworu nie powinien być większy niż 1,5 m, a w szczególnie korzystnych warunkach geologiczno-górnictwowych może być zwiększony do 2,0 m (*Kidybiński, 1997; Korzeniowski, i inni, 2002*).

Do ważnych czynników sprzyjających utrzymaniu chodników w określonych przepisami gabarytach należy występowanie mocnych i nienaruszonych skał w spągu wyrobiska (*Tajduś, 1994*). Warunki te są spełnione, jeśli spąg wyrobiska tworzą piaskowce. Intensywność deformacji, a zwłaszcza wypiętrzania skał spągowych znacznie rośnie jeśli spąg tworzą skały ilaste (*Jacobi, 1976*).

W związku z tym korzystnie jest, już na etapie projektowania wielkości przekroju wyrobisk, prognozować wielkość wypiętrzania. Znajomość zasięgu strefy skał spągowych biorących udział w przemieszczeniach, pozwala projektować odpowiednie działania dla opanowania tego niekorzystnego zjawiska (*Nazimko, i inni, 2001*). Badanie struktury górotworu można przeprowadzić wykorzystując metody introskopowe, polegające na penetracji otworu badawczego przy użyciu na przykład kamery w podczerwieni. Pozwala ona z dużą dokładnością wyznaczyć zasięg strefy spękań w spągu wyrobiska (*Stopyra, i inni, 1998*).

Skomplikowana natura górotworu powoduje, że do zrozumienia i wyjaśnienia wielu zjawisk w nim zachodzących włączają się coraz to nowsze dyscypliny naukowe wraz ze swym aparatem badawczym (*Korzeniowski, 1987; Korzeniowski, 1993; Korzeniowski, 2006*). Udoskonalane są zarówno metody teoretyczne jak i empiryczne (*Korzeniowski, 1993; Korzeniowski, 2006; Prusek, 2008*). Obecnie w świecie, w zakresie geotechniki oraz geomechaniki prowadzi się liczne badania laboratoryjne, modelowe, jak również badania „*in situ*”. Interpretacja wszelkich badań doświadczalnych może być doskonałym uzupełnieniem rozważań teoretycznych, w wielu przypadkach odzwierciedlających rzeczywisty stan panujący w górotworze bądź masywie skalnym (*Korzeniowski, 1993; Korzeniowski, 2006*).

W przodku wyrobiska przeważnie wykonuje się obudowę ostateczną, to jest taką, która powinna pełnić swoją funkcję do końca wykorzystywania wyrobiska. Z uwagi jednak na koszty i czasochłonność czasem odstępuje się często od takiej zasady, wykonując w przodku zabezpieczenie wyrobiska jedynie w takim zakresie, jaki potrzebny jest do jego utrzymywania bez uwzględnienia wpływów eksploatacji. Dopiero przed ciśnieniem strefą ciśnienia eksploatacyjnego wprowadza się dalsze konieczne wzmocnienia obudowy dla zapewnienia stateczności wyrobiska. Dobierając rodzaj obudowy wyrobisk przyścianowych, chodników lub pochylni, należy mieć również na względzie zapewnienie bezpiecznych warunków

utrzymywania skrzyżowań z przestrzenią roboczą przemieszczającej się ściany. Rozwiązanie zabezpieczenia odcinka chodnika krzyżującego się z przestrzenią roboczą ściany powinno być łatwe, mało pracochłonne i równocześnie bezpieczne.

Czynniki wpływające na zachowanie stateczności wyrobiska można podzielić na geologiczne i górniczo-techniczne. Do tych pierwszych zaliczamy: petrograficzny rodzaj skał, ich własności fizykomechaniczne i reologiczne, nachylenie i głębokość zalegania pokładu, zawodnienie górotworu, zaburzenia tektoniczne (*Biliński, 1986; Tajduś, i inni, 1999; Bigby, i inni, 2003*). Czynniki górniczo-technicznymi są: sposób urabiania skał, kształt i wielkość przekroju poprzecznego obudowy, konstrukcja i dokładność wykonania obudowy, czas istnienia wyrobiska, lokalizacja wyrobiska względem innych wyrobisk, oddziaływanie zaszczości eksploatacyjnej, postęp frontu ściany, aktywność sejsmiczna górotworu (*Dubiński, i inni, 2000; Drzewiecki, 2004*).

4.2.1. Deformacje wyrobisk przyścianowych

W chodnikach przyścianowych, znajdujących się w strefie bezpośredniego oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego, obserwowane są bardzo intensywne przemieszczenia górotworu. Chodniki położone przed frontem eksploatacji podlegają w większym stopniu skutkom działania zwiększonych naprężeń, natomiast chodniki za frontem eksploatacji skutkom znacznych przemieszczeń górotworu (*Kidybiński, 1998*). Intensywna konwergencja ma miejsce szczególnie w wyrobiskach utrzymywanych w sąsiedztwie zrobów (*Biliński, 1968; Konopko, i inni, 1985; Biliński, 1989; Prusek, i inni, 2003*). Ciśnienie eksploatacyjne wpływa wyraźnie na wielkość obciążenia na obudowę chodników przyścianowych (*Kostyk, 1990; Biliński, i inni, 1994; Tajduś, 1994; Biliński, i inni, 1996*). Obciążenie obudowy tych wyrobisk jest znacznie większe niż obudowy wyrobisk korytarzowych pozostających poza wpływami eksploatacji (*Prusek, 2004*). Dlatego też spodziewane wielkości przemieszczeń górotworu, których efektem jest obniżanie stropu oraz wypiętrzanie skał spągowych, powinny być uwzględniane w procesie projektowania i doboru obudowy dla chodników przyścianowych (*Prusek, 2008*). Geodezyjne pomiary przemieszczeń monitorowanych punktów górotworu w czasie postępu ściany wykazują, że najmniejsze ruchy wykonuje warstwa zalegająca nad stropem bezpośrednim. Kierunek przemieszczeń jest zbliżony do frontu ściany (*Drzewiecki, 2004*).

Zaprojektowana obudowa wyrobisk przyścianowych powinna zapewniać zachowanie ich funkcjonalności w całym przewidzianym okresie użytkowania. Zapewnienie stateczności wyrobisk podlegających wpływom eksploatacji można osiągnąć poprzez dobór obudowy o współczynniku bezpieczeństwa uwzględniającym te wpływy, ale również przez zastosowanie

odpowiednich wzmocnień obudowy podstawowej i górotworu jeszcze przed pojawieniem się wpływów. Na etapie projektowania obudowy dla chodników przyścianowych ważnym zagadnieniem jest trafne prognozowanie parametrów konwergencji, która nastąpi w całym okresie utrzymywania (*Jacobi, 1986; Nazimko, i inni, 2001*). Prognoza taka pozwoli dobrać właściwy rozmiar odrzwi obudowy chodnikowej. Konwergencja chodników często zmusza kopalnie do prowadzenia ciągłych pobierek i przebudów. Jest to wówczas jedyny sposób umożliwiający odtworzenie wymaganych wymiarów przekroju chodnika. Przebudowy wyrobisk korytarzowych i pobierki to operacje czasochłonne i kosztowne, a dodatkowo zakłócające użytkowanie wyrobiska (*Nielacny, i inni, 2008*).

W ostatnich latach badanie zjawisk zachodzących wokół chodników przyścianowych, przecinek ścianowych (deformacji obudowy) prowadzone są w Polsce dość intensywnie (*Cała, i inni, 2004; Prusek, i inni, 2003; Kwaśniewski, i inni, 2007; Nielacny, i inni, 2008; Nierobisz, 2008*) i za granicą (*Opolony, i inni, 2004; Junker, i inni, 2006*). Większość tych badań oparta jest o modelowanie numeryczne zjawisk zachodzących w górotworze. W tym celu stosuje się między innymi programy PHASE, UDEEC, Z_SOIL, FLAC. Wyniki obliczeń numerycznych uwzględniające dobraną obudowę pozwalają na zorientowanie się, czy stateczność wyrobiska nie jest zagrożona. Wskaźnikiem zagrożenia stateczności wyrobiska w obliczeniach numerycznych może być zasięg strefa przekroczonego wyężenia górotworu (*Korzeniowski, 2006; Rak, i inni, 2007*).

4.2.2. Empiryczne metody obliczeń wartości konwergencji chodników przyścianowych

Prognozowanie konwergencji chodników narażonych na bezpośrednie oddziaływanie czynnego frontu eksploatacji oparte o wyniki badań dołowych, wykorzystywane jest zarówno za granicą, jak i w kraju. Duże zasługi w tym obszarze badań posiadają naukowcy szczególnie z Niemiec i Francji (*Schwartz, 1957; Schwartz, i inni, 1958; Jacobi, i inni, 1967; Jacobi, 1976; Kamer, 1977; Notze, 1981; Nyga, 1987; Kamer, 1988; Kamer, 1991; Kamer, 1994; Steinkohlenbergbauverein nr 20.3; Kulassek, 2004; Witthaus, i inni, 2007*). Do ważniejszych należy zaliczyć prace: *Jacobiego, Everlinga, Noltze, Götzego, Kammera, Raffoux, czy Schwartza*. Prowadzone przez wymienionych długoletnie badania dołowe doprowadziły do powstania kilku ciekawych metod prognozowania konwergencji wyrobisk przyścianowych.

Poszukiwaniem empirycznych zależności pozwalających na prognozowanie wartości konwergencji chodników przyścianowych zajmowali się również naukowcy polscy (*Marczak, 1996; Marczak, 2001; Pach, i inni, 2001; Duży, 2001; Duży, 2002*). Znane są również

wcześniejsze prace poświęcone temu tematowi, autorów Bilińskiego i Chudka (*Biliński, 1968; Chudek, i inni, 1987; Biliński, 1989; Biliński, 1992; Biliński, i inni, 1994; Chudek, i inni, 2002*).

W ostatnich latach nastąpił ogromny postęp w zakresie prognozowania ruchów górotworu otaczającego chodniki przyścianowe, jak również systemów monitoringu obudowy wyrobisk korytarzowych (*Prusek, i inni, 2003; Prusek, 2008*).

Analiza pomiarów prowadzonych w warunkach „*in situ*” w kopalniach europejskich (*Schwartz, 1957; Schwartz, i inni, 1958; Biliński, 1968; Jacobi, 1976*) pozwala przyjąć, że konwergencję chodników w funkcji odległości od czoła ściany można opisać krzywymi logarytmicznymi. *Schwartz* wyodrębnił nawet krzywą podstawową osiadania, której przebieg nie zależy od sposobu drażenia przodka, krótkotrwałych zatrzymań przodka, typu górotworu. Według tego autora konwergencja chodnika przyścianowego zależy przede wszystkim od:

- *odległości od czoła ściany,*
- *wysokości ściany,*
- *sposobu jego ochrony.*

Można je obliczyć ze wzoru:

$$C_{d_1}^{d_2} = q \cdot W \cdot [f(d_2) - f(d_1)] \quad (2)$$

gdzie:

d_1 – mniejsza odległość od czoła ściany [m],

d_2 – większa odległość od czoła ściany [m],

W – wysokość ściany [m],

q – współczynnik zależny od sposobu ochrony, który dla pasa podsadzki przy chodniku w ścianie zawałowej wynosi 0,6, dla ścian z podsadzką suchą – 0,5, dla ścian z podsadzką hydrauliczną – 0,3.

Francuski uczony *Raffoux* (cytowany przez *Jacobiego, 1976*) udowodnił, że o konwergencji chodników przyścianowych w warunkach górotworu karbońskiego kopalni francuskich decyduje:

- *sposób kierowania stropem,*
- *wysokość ściany,*
- *odległość od czoła ściany.*

Wyróżnił konwergencja w chodniku po stronie ściany oraz po stronie ociosu oraz stwierdził, że w tej samej odległości od frontu ściany konwergencja w chodniku wyniesie:

- *od strony ściany $0,6qM$,*

- *od strony ociosu $0,3qM$,*

gdzie:

M – wysokość ściany [m],

q – tzw. współczynnik „pustki - zrobów” po wybranym pokładzie, który dla zawalu wynosi $q = 1,0$, dla podsadzki pneumatycznej $q = 0,5$, dla podsadzki hydraulicznej $q = 0,2$.

Raffoux w swoich rozważaniach dotyczących konwergencji chodników uwzględnił również wpływ prędkości eksploatacji i głębokości na jakiej się odbywa. Sformułował równanie do obliczania wartości konwergencji poziomej – K_1 od strony ściany, przy jednostronnym sąsiedztwie zrobów:

$$K_1 = A \cdot q \cdot M \text{ [m]} \quad (3)$$

gdzie : A – wartość zależna od prędkości eksploatacji oraz głębokości (*Jacobi, 1976*).

Wieloletnie obserwacje i pomiary dołowe (*Kamer, 1977; Kamer, 1988; Kamer, 1991; Kamer, 1994*) pozwoliły podać zależność pozwalającą na obliczenie wartości konwergencji chodników przyścianowych, prowadzonych do pola i przechodzących w jednostronne otoczenie zrobami, w kopalniach Zagłębia Ruhry i Zagłębia Saary:

$$K = -78 + 0,066T + 4,3M \cdot SV + 24,3\sqrt{GL} \pm 3 \quad (4)$$

gdzie:

K – konwergencja chodnika w procentach wysokości początkowej [%],

T – głębokość eksploatacji [m],

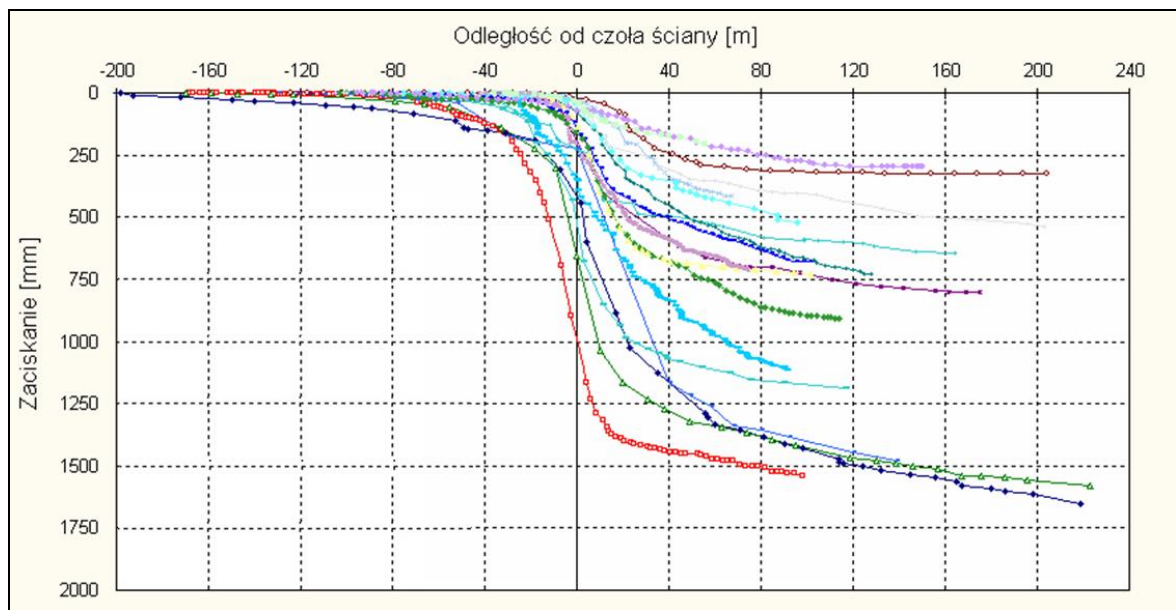
M – miąższość wybieranego pokładu [m],

SV – liczba, zależna od rodzaju ochrony chodnika na krawędzi zrobów;

1 – w przypadku stosowania sztywnych pasów ochronnych, 2 – dla kasztów drewnianych, 3 – kiedy nie stosuje się ochrony chodnika przy zrobach,

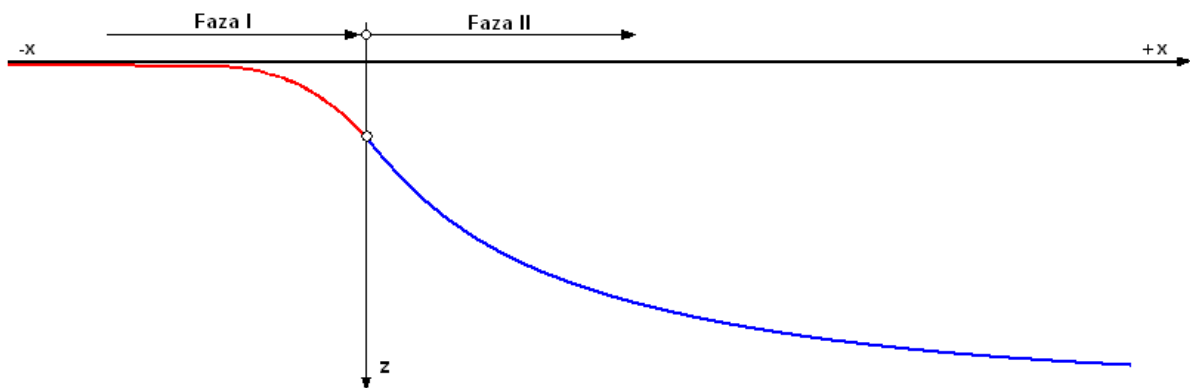
GL – liczba wskaźnikowa spągu, przyjmuje wartości od 1 do 6; dla spągów mocniejszych wartości te są mniejsze, np. 1 – przyjmować należy w przypadku spągu z piaskowca, 2 – dla łupku piaszczystego, 3 – dla łupku ilastego.

W chodnikach , które utrzymywane były za frontem eksploatacji, wykonywano pomiary konwergencji pionowej oraz poziomej, jak również wypiętrzania skał spągowych (*Prusek, 2008*). W oparciu o wyniki badań dołowych z 19 chodników przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobami w różnych warunkach geologiczno-górnicych sporządzono empiryczne zależności wartości konwergencji od odległości od czoła ściany (rys. 4.10).



Rys. 4.10 Przebieg konwergencji pionowej chodników przyścianowych (Prusek, 2008).

Z uwagi na dużą rozpiętość przebiegu krzywych pomiarowych rozpatrywany przedział zmienności podzielono na dwie części, wyodrębniając fazę konwergencji chodnika przed czołem ściany (-x) i za ścianą (+x) (rys. 4.11) (Prusek, i inni, 2003).



Rys. 4.11 Typowe krzywe opisujące przebiegi osiadania stropu chodników przyścianowych (Prusek, 2008).

W oparciu o wcześniej cytowane prace innych autorów oraz na podstawie własnych doświadczeń Prusek przyjął, że na wielkość deformacji chodników przyścianowych mogą mieć istotny wpływ:

- wysokość ściany,
- wytrzymałość na ściskanie R_c skał stropowych,
- wytrzymałość na ściskanie R_c skał spągowych,
- wytrzymałość na ściskanie R_c węgla eksploatowanego pokładu,

- rozmiar odrzwi – wysokość i szerokość chodnika,
- podporność obudowy uwzględniająca zastosowane wzmocnienia,
- parametry opisujące górotwór takie jak: wskaźnik jakości górotworu GSI (Geological Strength Index) oraz liczba górotworu L_g .

4.2.3. Badanie przemieszczeń obudowy łukowej

Obecnie do badania wyrobiskach „*in situ*” stosuje się różne rodzaje czujników i przyrządów pomiarowych, które pozwalają na ciągły monitoring pracy obudowy chodnikowej (Biliński, 1968; Konopko, i inni, 1985; Biliński, 1989; Kabiesz, i inni, 1995; Prusek, 2008) , oraz inne pomiary:

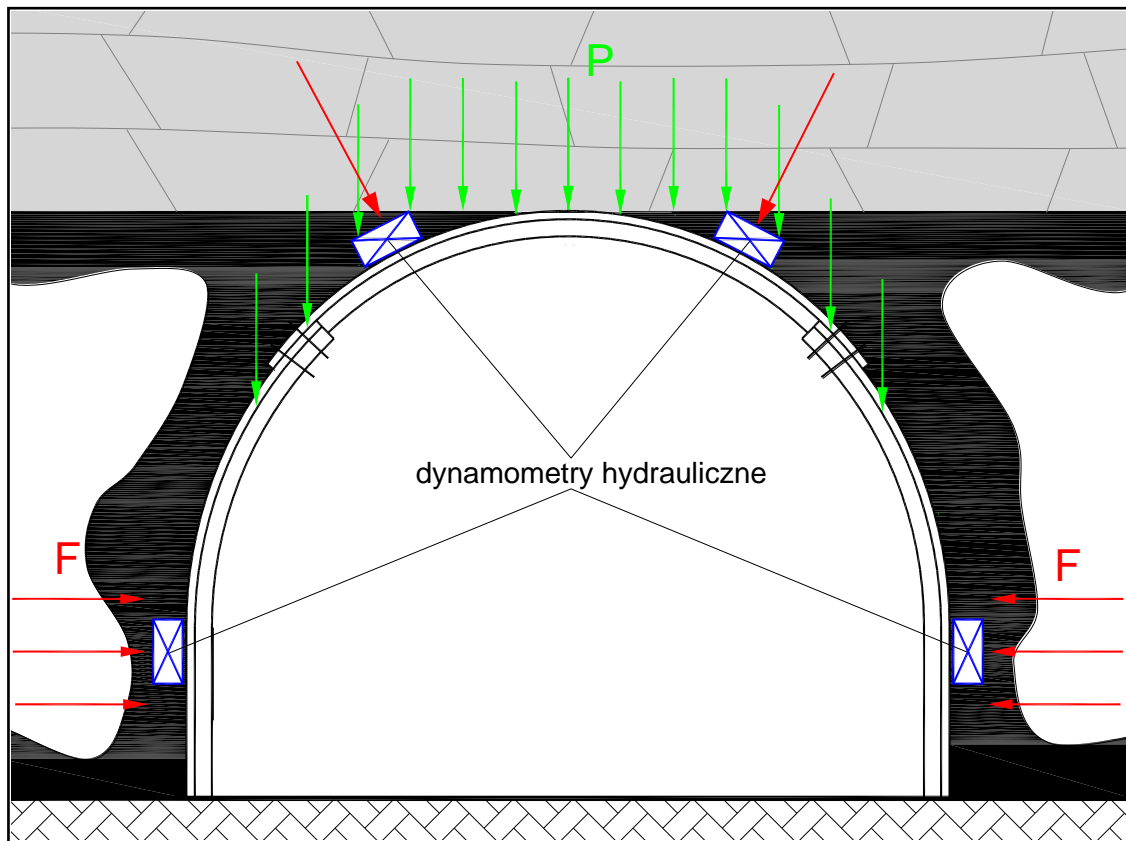
- obciążenia odrzwi stalowej obudowy łukowej podatnej,
- deformacji odrzwi obudowy łukowej,
- zsuwów w złączach ciernych odrzwi obudowy łukowej,
- obciążenia obudowy kotwiowej,
- wartości sił występujących w śrubach zamka obudowy łukowej podatnej.

W 2007 roku w kopalni „Ziemowit” został zainstalowany system ciągłej obserwacji współpracy obudowy z górotworem w chodniku nadścianowym ściany 904 w pokładzie 209, w wyrobisku szczególnie narażonym na oddziaływanie ciśnienia górotworu, które miało być utrzymywane za frontem eksploatacji w sąsiedztwie zrobów.

Projekt ten nazwano „MONSUPPORT”, był on realizowany we współpracy z Głównym Instytutem Górniczym, w ramach Funduszu Badawczego dla Węgla i Stali (*Research Fund for Coal and Steel*). Podobne badania przeprowadzono w kopalni „Bobrek-Centrum” ruch „Centrum”.

Zmiany przekroju poprzecznego chodników oraz deformacje obudowy, śledzi się kamerą cyfrową ze specjalnie opracowanym oprogramowaniem do analiz obrazu. Wyniki obserwacji zbierane są przez komputer, a następnie światłowodami transmitowane na powierzchnię.

Dla pomiaru obciążenia odrzwi obudowy łukowej podatnej stosuje się dynamometry hydrauliczne (rys. 4.12). Dynamometry połączone są z czujnikami ciśnienia, umożliwiającymi ciągłą rejestrację. Czujniki zamontowane na stropnicy (rys. 4.12) przejmują obciążenia pionowe na odrzwia, a czujniki zamontowane na łukach ociosowych obciążenia poziome.

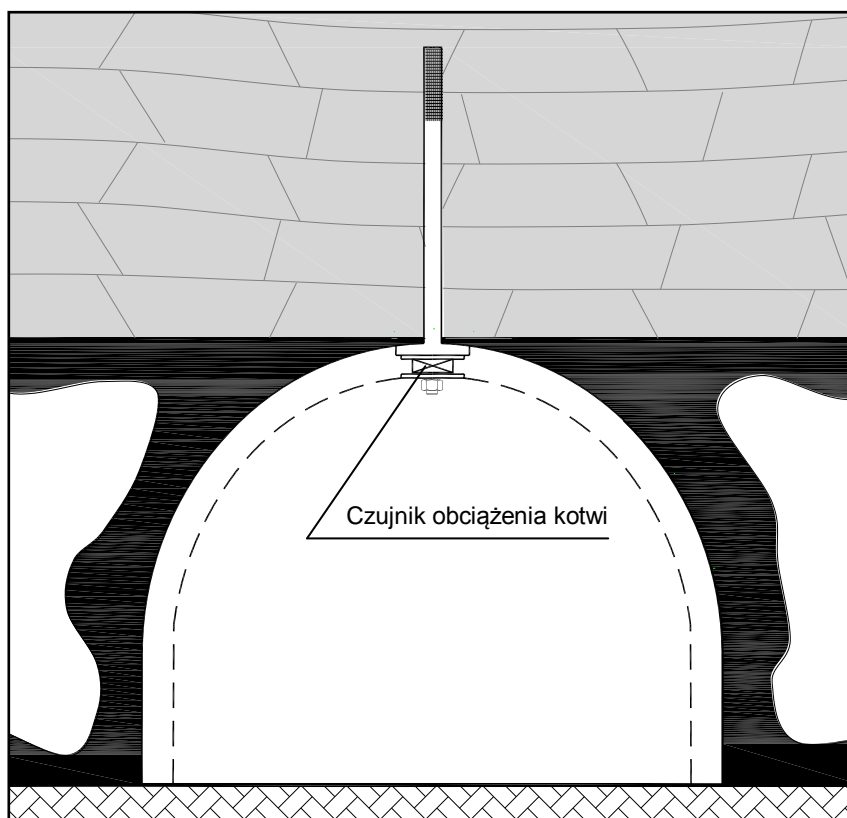


Rys. 4.12 Schemat rozmieszczenia czujników obciążenia odrzwi obudowy.

Pomiar zsuwu łuku stropowego odbywa się czujnikami przemieszczeń (Prusek, 2008).

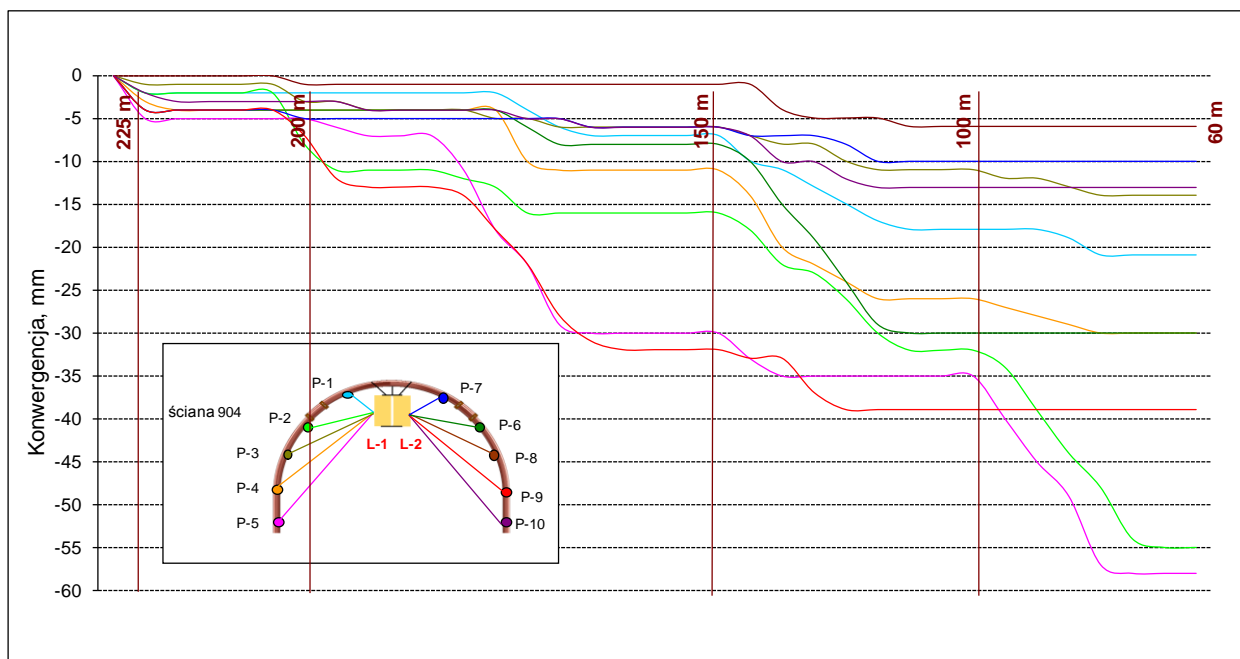
Pomiar sił w śrubach strzemiennych realizowany jest czujnikami tensometrycznymi.

Podobnie pomiar obciążenia kotwi odbywa się dynamometrami tensometrycznymi. Strunowe kotwie pomiarowe mocowane są punktowo pomiędzy odrzwiami obudowy. Rozwarstwienia stropu wywołują obciążenie pręta kotwicznego i równocześnie zamontowanego na pręcie dynamometru (rys. 4.13).



Rys. 4.13 Schemat instalacji czujnika obciążenia kotwi strunowej.

Podobne dynamometry wykorzystuje się również do pomiaru obciążenia obudowy łukowej, mocując je pod prosty odcinek kształtownika, podwieszony na kotwi strunowej utwierdzonej punktowo na wysokości 6,0 m.



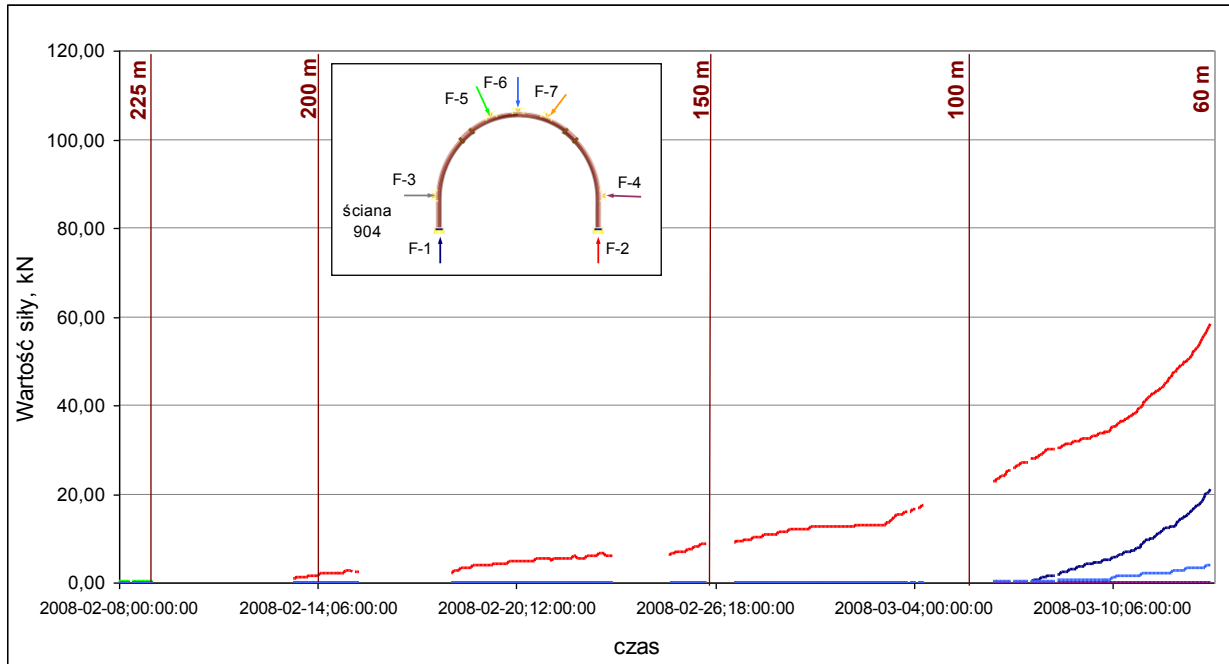
Rys. 4.14 Wyniki pomiarów przemieszczeń obudowy chodnika za pomocą modułów laserowych.

Z przeprowadzonych przez GIG pomiarów w chodniku 064 wynika, że zaciskanie wyrobiska w świetle obudowy objawiające się zmniejszaniem przekroju jest w strefie oddziaływania ciśnień eksploatacyjnych pokładu 209 niewielkie, kiedy w stropie bezpośrednim pokładu występuje warstwa piaskowca. Pomiary z wykorzystaniem całego systemu oczujnikowania wykonywano podczas zbliżania się frontu ścianowego do bazy. Zbieranie wyników rozpoczęto w odległości 225 m i zakończono 60 m przed czołem ściany.

W przedstawionym zakresie odległości od czoła ściany przemieszczenie wytypowanych na odrzwiach punktów wynosi zaledwie kilkanaście milimetrów, w pojedynczych przypadkach (P_2 i P_5) do 60 milimetrów. Stwierdzone nieznaczne zaciskania obudowy można tłumaczyć opóźnieniem w uzyskaniu jej pełnego kontaktu z górotworem. Obciążenie obudowy rozpoczyna się po takim przemieszczeniu górotworu, które prowadzi do wypełnienia pustki między obrysem a obudową. Tradycyjnie systemy wykładki stosowane w kopalniach sprawdzają się tylko w niektórych warunkach, przeważnie jednak pomiędzy obudową i obrysem wyrobiska pozostają pustki. Jedynym racjonalnym rozwiązaniem tego problemu byłoby wprowadzenie wykładki mechanicznej, na przykład systemu „Bullflex” (www.bullflex.de, 2008). Punktowy kontakt odrzwi z górotworem może powodować pojawienie się stref lokalnych koncentracji naprężeń w odrzwiach i niekontrolowanego rozwoju strefy odprężenia. Z prowadzonych obserwacji wynika, że w warunkach pokładu 209, kiedy w stropie bezpośrednim występuje piaskowiec brak pełnej wykładki nie powinien zbytnio zakłócać prowadzonych obserwacji.

Wyniki pomiarów w chodniku 064 przed frontem ściany wykonanych systemem „*Monsupport*” nie pozwalają na wyciąganie ostatecznych wniosków odnośnie pracy obudowy. Można jedynie stwierdzić, że przed frontem ściany (w badanym zakresie odległości 230 m do 60 m) obudowa nie przenosi znaczących obciążeń. Pojawiają się one dopiero na kilka metrów przed frontem, co można stwierdzić wizualnie. Przedstawiona metodyka pomiarowa nie mogła być wykorzystana bliżej frontu ścianowego z uwagi na znajdujące się w tym miejscu urządzenia przyścianowe i zagrożenie zniszczenia czujników.

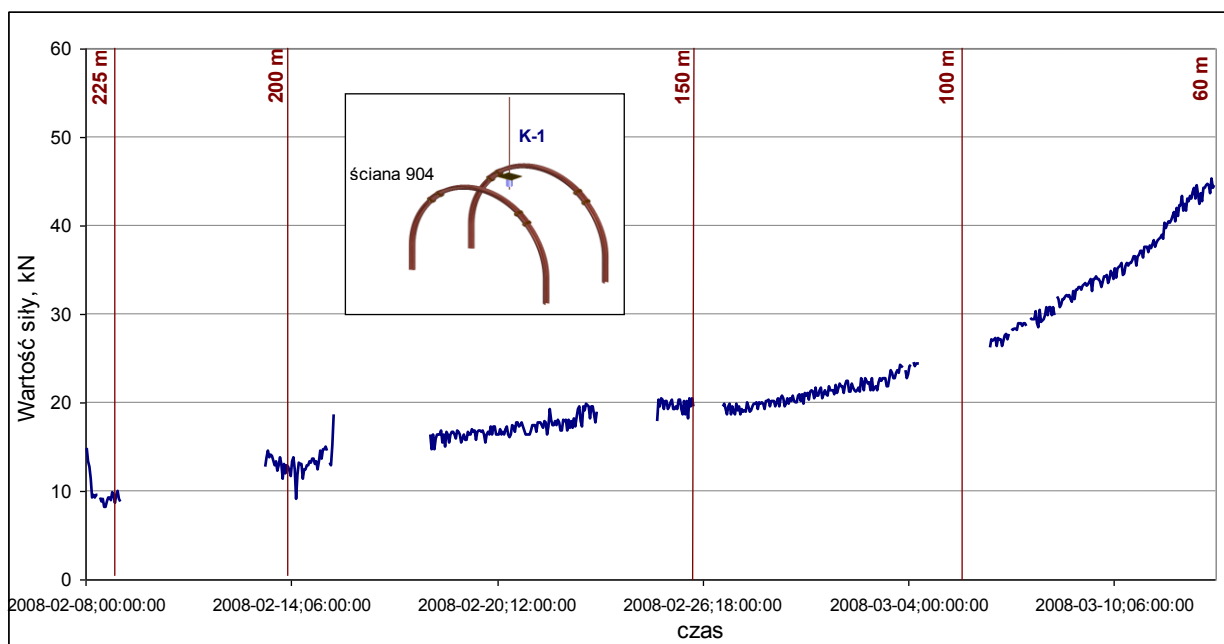
W ramach systemu „*Monsupport*” przeprowadzono również pomiary symetryczności obciążenia odrzwi przez otaczający górotwór.



Rys. 4.15 Wyniki pomiaru wartości siły działającej na obudowę chodnika.

Na podstawie wyników omawianych pomiarów udało się stwierdzić niewielkie, niesymetryczne obciążenie odrzwi (rys. 4.15). Czujnik F-2 (kolor czerwony) na 60 m przed frontem wykazał obciążenie stopy łuku ociosowego z przeciwległej strony ściany wynoszące około 58 kN. Kolejno czujnik F-1 (kolor granatowy) na 60 m przed frontem wykazał obciążenie stopy łuku ociosowego od strony ściany wynoszące około 22 kN. W tej samej odległości od frontu ściany zarejestrowano również niewielkie obciążenie łuku stropowego odrzwi wynoszące ok. 4 kN (czujnik F-6 – kolor niebieski).

Obciążenie odrzwi do 60 m przed frontem ściany jest jak widać niewielkie. Interesującym byłoby prowadzić przedmiotowe badania co najmniej do skrzyżowania, koszt aparatury nie pozwolił na podjęcie takiego ryzyka.



Rys. 4.16 Wyniki pomiaru wartości siły działającej na kotwi strunowej zamontowanej w chodniku.

Czujniki siły zamontowane w ramach systemu na kotwach strunowych wykazały niewielkie, ale jednoznaczne wzrosty obciążenia wraz ze zbliżaniem się frontu eksploatacji. W odległości około 200 m przed frontem zmierzone obciążenie struny wynosiło około 15 kN, a 60 m przed frontem 45 kN (rys. 4.16). Wyniki opisanych pomiarów GIG potwierdzają, że w odległości do około 60 m przed frontem ściany nie dochodzi jeszcze do znaczących rozwarstwień skał i obciążenia kotwi. Podobne spostrzeżenia dotyczą obciążenia obudowy podporowej.

Obciążenie kotwi strunowych stwierdzone na 60 m przed frontem ściany jest nieznaczne, chociaż badaniami introskopowymi stwierdzono w tym miejscu niewielkie rozwarstwienia. Prezentowane badania pokazują, że skuteczne wzmacnianie obudowy i górotworu z wykorzystaniem kotwienia w warunkach pokładu 209 powinno być realizowane nie bliżej jak 60 m przed frontem ściany.

Z rezultatów przedstawionych badań w chodniku 064 wynika, że prowadzenie pomiarów przy pomocy skomplikowanej aparatury dla oceny stanu górotworu i obudowy chodników przyścianowych nie zawsze jest celowe. Prezentowane badania zapewniają wprawdzie dużą dokładność pomiarów i często bezobsługowe zbieranie wyników, z uwagi jednak na koszt urządzeń trudno użytkować je w miejscach, gdzie narażone są na zniszczenie.

W warunkach pokładu 209 wyrobiska przygotowawcze towarzyszące eksploatacji zachowują się przed frontem eksploatacji nietypowo. Oddziaływanie czoła fali ciśnień eksploatacyjnych na górotwór otaczający chodniki i ich obudowę jest trudno zauważalne. Subtelniejszym niż obciążenie obudowy wskaźnikiem oddziaływania fali ciśnień eksploatacyjnych na strop chodnika są rozwarstwienia i szczelinowatość rozwijające się w skałach stropowych.

Dla oceny stanu stateczności chodnika pomiary zasięgu rozwarstwień powinny więc zaczynać się w podobnych warunkach stropowych możliwie najwcześniej po wykonaniu wyrobiska, nie później jednak niż około 200 m przed frontem ściany. Rozpoznania, w jakiej odległości od frontu ściany należy zakończyć instalowanie dodatkowych wzmocnień obudowy i górotworu dla skutecznego utrzymywania wyrobiska za frontem można dokonać już na podstawie prostych pomiarów zaciskania i badań zasięgu rozwarstwień i odprężenia wykonywanych kamerą introskopową. Pomocne dla tego celu może być również instalowanie prostych rozwarstwieniomierzy wielopunktowych. Wymienione badania mogą prowadzić kopalniane służby pomiarowe, nie są potrzebne do tego skomplikowane urządzenia. Wymienione badania można i należy kontynuować w wyrobisku po przejściu ściany i zastosowaniu wybranego sposobu podpierania wspornika stropowego od strony zrobów. Proponowane badania powinny umożliwić ocenę stanu wspornika stropowego po przejściu ściany i podjęcie decyzji o sposobie i miejscu jego podpierania. Odpowiednio wczesne stwierdzenie spękań wspornika stropowego dla chodnika pozwoli przenieść podparcie do przestrzeni wyrobiska. Nośność zastosowanych podpór zależy będzie od pomierzonego zaciskania wyrobiska za frontem ściany. Zastosowanie odpowiednio dobranych podpór na podstawie proponowanych badań powinno ograniczyć konwergencję pionową i w ten sposób zapewnić wymagane przepisami gabaryty. Ocena skuteczności wzmocnienia chodnika przed frontem eksploatacji powinna być dokonana na podstawie pomiarów zaciskania wyrobiska jak również zasięgu rozwarstwień i odprężenia wyrażającego się częstotliwością spękań.

Należy zauważyć, że w warunkach pokładu 209 degradacja piaskowcowego stropu chodnika podścianowego rozpoczyna się dopiero nad skrzyżowaniem z przestrzenią roboczą ściany.

Średni dobowy postęp ścian w tym pokładzie waha się w granicach 10 m/dobę. Bazy pomiarowe powinny się więc lokalizować w takiej odległości od czoła ściany, aby można było wykonać serię pomiarów zanim jeszcze dotrze do niej fala ciśnień eksploatacyjnych. Moment ten można zauważyć analizując wyniki większości prowadzonych pomiarów.

Podsumowując omówione w literaturze poglądy można za *Jacobim* stwierdzić, że najbardziej dokładnym i prostym w realizacji sposobem prognozowania zachowania się wyrobisk korytarzowych znajdujących się w jednostronnym otoczeniu zrobów mogą być prognozy oparte o obserwacje i pomiary kopalniane prowadzone w konkretnych warunkach geologiczno-górnictwowych. Od chwili prowadzenia badań przez *Jacobiego* metody badawcze, aparatura pomiarowa uległy znacznemu rozwojowi (*Korzeniowski, 1987; Korzeniowski, 1993; Korzeniowski 1998; Korzeniowski, 1999; Korzeniowski, 2006; Prusek, 2008*). Zmieniły się zasadniczo parametry górnicze robót przygotowawczych i eksploatacyjnych. Znacznie większe są postępy wyrobisk eksploatacyjnych, wyraźnemu skróceniu uległ również czasokres

wybijania pola, wykonuje się chodniki o większych przekrojach, stosowane obudowy posiadają znacznie lepsze parametry wytrzymałościowe. Wszystko to sprawia, że stwierdzone przez cytowanych autorów tendencje w zachowaniu chodników przyścianowych mogą być aktualne tylko w ograniczonym zakresie. Rozwój techniki prowadzenia pomiarów, z możliwością przesyłania wyników do dysków komputera znajdującego się najczęściej na powierzchni, jest dużym ułatwieniem w realizacji przedsięwzięć badawczych (Korzeniowski, 1993). Cytowane uwarunkowania skłoniły mnie do poszukiwań takich sposobów prowadzenia badań i obserwacji dołowych, których wyniki mogą posłużyć do prognozy zachowania się wyrobisk za frontem eksploatacji i umożliwić podjęcie w odpowiednim czasie adekwatnych decyzji, co do sposobu dodatkowego wzmocnienia górotworu i obudowy dla zapewnienia funkcjonalności powtórnie użytkowanych wyrobisk.

4.3. Sposoby wzmocniania obudowy chodników przyścianowych

4.3.1. Wzmocnianie obudowy przed frontem ściany

Podczas prowadzonej eksploatacji naruszony zostaje pierwotny stan równowagi w górnictwie, skały stropowe nad pustką poeksploatacyjną tracą podporność, a górotwór może przemieszczać się swobodnie w kierunku tej pustki, co wywołuje dodatkowe obciążenia calizny pokładu otaczającego rejon prowadzonych prac. Wywołane w ten sposób zwiększone ciśnienie górotworu przed frontem eksploatacji nazywane jest ciśnieniem eksploatacyjnym. W sąsiedztwie wyrobiska ścianowego wydzielić można następujące charakterystyczne strefy:

- *Strefa zawału, który uległ już kompacji (uszczelnieniu) lub strefa podszadzki pozbawionej ściśliwości, gdzie warstwy skał nadległych podparte są odpowiednio rumowiskiem zawałowym lub podszadzką. Stan naprężeń w tej strefie jest zbliżony do stanu pierwotnego.*
- *Strefa uszczelniającego się zawału lub podszadzki, gdzie warstwy skał nadległych osiadają stopniowo na rumowisku zawałowym lub podszadzce. Szerokość tej strefy licząc od przestrzeni roboczej ściany wynosi około 100 ÷ 200 m.*
- *Strefa pola roboczego, w której odsłonięty strop zabezpieczony jest obudową, najczęściej podporową podatną. Podporność obudowy jest ograniczona a jej zadaniem jest przeciwdziałanie rozwarstwieniu się stropu bezpośredniego i zabezpieczenie pola roboczego przed opadaniem skał stropowych.*

- *Strefa eksploatacyjna znajdująca się w pokładzie, w bezpośrednim sąsiedztwie czoła ściany, w której ciśnienia pionowe osiągają najwyższe wartości. Szerokość tej strefy wynosi od kilkudziesięciu metrów (stropy mało sztywne, np. łupki) do stu kilkudziesięciu metrów (stropy sztywne, np. piaskowce),*
- *Strefa pokładu, w której nie występuje jeszcze oddziaływanie eksploatacji, znajdująca się przed strefą eksploatacyjną. W tej strefie występuje pierwotny stan naprężeń lub stan do niego zbliżony.*

W miarę postępu frontu ściany chodniki wygradzające pole znajdują się kolejno w zasięgu i pod wpływem tych stref, w których wielkość i rozkład naprężeń są diametralnie różne (Tajduś, 1994). W zasięgu strefy eksploatacyjnej obudowa chodnika poddana jest coraz większemu obciążeniu. Wielkość przyrostu obciążenia można oszacować metodami analitycznymi, numerycznymi lub poprzez bezpośredni pomiar (Tajduś, 1994; Korzeniowski, 2006). Właściwie zaprojektowana i wykonana ostateczna obudowa chodników przyścianowych powinna zabezpieczyć ich stateczność w strefie ciśnienia eksploatacyjnego (Tajduś, 1994). W praktyce często zdarza się, że obudowę chodników w przodku wykonuje się bez uwzględnienia dodatkowego obciążenia z tytułu ciśnienia eksploatacyjnego. Wzmocnienia obudowy wykonuje się z pewnym opóźnieniem w stosunku do obudowy podstawowej, najczęściej bezpośrednio przed zbliżającym się frontem robót eksploatacyjnych. Czas oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego na chodniki przyścianowe jest krótki (około 1 miesiąca) (Tajduś, 1994). Także z uwagi na obniżone postępy drążenia wykonuje się w wyrobiskach przygotowawczych obudowę podstawową nie uwzględniając ciśnienia eksploatacyjnego.

Wzmocnienie obudowy wykonywanych w taki sposób chodników przyścianowych realizuje się dopiero bezpośrednio przed strefą oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego. Taki sposób postępowania nie jest racjonalny dla zapewnienia stateczności w całym okresie użytkowania wyrobiska, ale pozwala na zwiększenie postępu drążenia chodników. Czynnością najbardziej pracochłonną jest wykonywanie obudowy, co znacznie ogranicza możliwości szybkiego drążenia wyrobisk kombajnami chodnikowymi. Uzupełnianie obudowy poza przodkiem chodnikowym może obejmować:

- *zabudowę spągownic w przypadku wypiętrzania spągu (Korzeniowski, 2000),*
- *zabudowę kotew w spągu i ociosach wyrobiska w warunkach wszechstronnego ciśnienia górotworu (Nielacny, i inni, 2007),*
- *przykatwianie stropnic odrzwi obudowy podporowej (Korzeniowski, 1998; Korzeniowski, 2000),*

- wykonywanie wysokiego kotwienia stropu kotwiami wklejanymi linowymi lub strunowymi (Nierobisz, i inni, 2008).

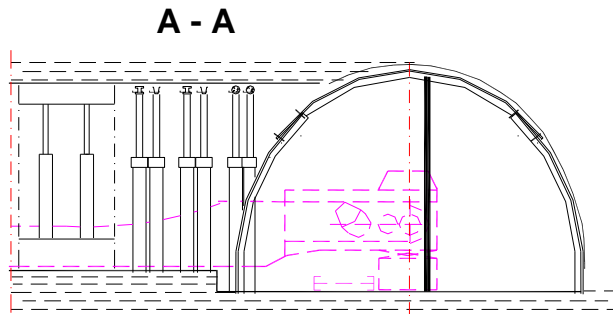
Skutki ciśnienia eksploatacyjnego w chodnikach przyścianowych objawiają się przyrostem prędkości konwergencji pionowej i poziomej wyrobisk, deformacją obudowy, wzmożonym wypiętrzeniem spągu. Zależnie od głębokości i warunków geologiczno-górnicych wyraźne przejawy ciśnienia górotworu obserwuje się około 50 m przed frontem i nasilają się one w kierunku do czoła ściany (Nierobisz, 2008; Majcherczyk, i inni, 2008). W trudnych warunkach geologicznych, w miejscach oddziaływania zaszłości wytworzonych w pokładach wyżej leżących oraz w miejscach, w których występuje zwiększona aktywność sejsmiczna mogą występować bardzo niekorzystne skutki wzmożonego ciśnienia górotworu (Majcherczyk, i inni, 2008). Obudowa wyrobisk przyścianowych jest intensywnie zaciskana, łuki obudowy ulegają deformacjom, a nawet pojawiają się pęknięcia profili łuków. Wyniki badań „*in situ*”, uwzględniające wpływy zaszłości eksploatacyjnych oraz aktywność sejsmiczną górotworu na utrzymanie wyrobisk przyścianowych pozwoliły na zaproponowanie metody określania stref szczególnego zagrożenia deformacjami obudowy wyrobisk przygotowawczych pozwalających na wykonanie wzmocnienia wyrobiska z odpowiednim wyprzedzeniem czasowym (Majcherczyk, i inni, 2008).

4.3.2. Zabezpieczenie skrzyżowań ścian z wyrobiskami przyścianowymi

W sytuacji, kiedy fronty ścian uzyskują duże postępy (przeważnie powyżej 8 m na dobę), największa koncentracja naprężeń występuje zwykle w narożach skrzyżowań ścian i chodników. Jest to powodowane nakładaniem się wpływów eksploatacji i koncentracji naprężeń występujących po wykonaniu chodnika. Na skrzyżowaniach wymienionych wyrobisk występują zwykle największe powierzchnie odsłoniętego stropu. Z uwagi na przekładkę przenośnika zgrzeblowego w rejonie skrzyżowania muszą być wypinane kolejne łuki ociosowe w 3 ÷ 4 odrzwiach (rys. 4.17, 4.18). Zdekompletowane w taki sposób odrzwia podwieszane są w osi wyrobiska na podciągu wiszącym na kotwach strunowych i opierają się na łuku ociosowym od strony calizny. Ponowna zabudowa łuków ociosowych za przenośnikiem zgrzeblowym wykazuje, że pionowe przemieszczenia łuku stropowego następujące w tym krótkim okresie czasu, kiedy odrzwia są zdekompletowane dochodzą nawet do 20 ÷ 30 cm. Aby ponownie zabudować łuk ociosowy należy powtórnie posadowić go na głębokości nie mniejszej niż wartość przemieszczenia pionowego stropnicy. Osiadanie słabo podpartych warstw stropowych w rejonie skrzyżowania może prowadzić również do spękań i dezintegracji wspornika stropowego od strony zawału. Jest to zjawisko niepożądane w przypadku stosowania pasów

przychodnikowych czy słupów podpierających wspornik. Zniszczenie wspornika uniemożliwi jego efektywne podpieranie z frontem eksploatacji dla ochrony chodnika utrzymywanego przy zrobach.

1. Na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem przyscianowym mogą być wypięte łuki ociosowe na odcinku wynikającym z szerokości napędu powiększonym o odległość (rozstaw) pomiędzy odrzwiami obudowy ŁP.
2. W czasie przygotowywania przodu ściany do przekładki i wykonywania przekładki przenośnika ścianowego, odcinek z wypiętymi łukami ociosowymi może być powiększony o wielkość wynikającą z zabioru kombajnu.
3. Stropnice odrzwi ŁP, z których wypięto łuki ociosowe muszą być połączone z podciągami obejmującym skrzyżowanie.



Wzmocnienie obudowy podporowej chodnika według ustaleń Kierownika Działu Robót Górniczych, budowane z wyprzedzeniem min. 10,0m przed frontem ściany.

Wzmocnienie obudowy podporowej chodnika na skrzyżowaniu ze ścianą według ustaleń Kierownika Działu Robót Górniczych.

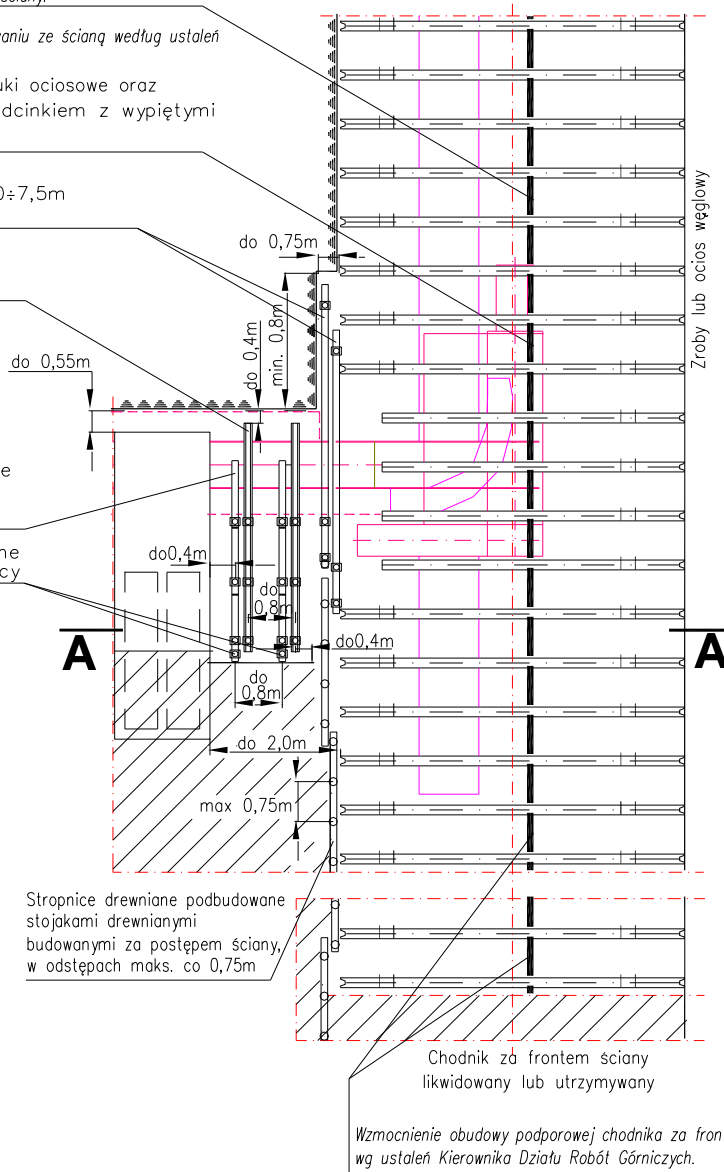
Wzmocnienie powinno obejmować wypięte łuki ociosowe oraz co najmniej po 1 odrzwi przed i za odcinkiem z wypiętymi łukami obudowy.

Stropnice drewniane lub stalowe dł. 3,0÷7,5m podbudowane 3 stojakami stalowymi.

Stropnice stalowe dł. 3,0÷6,0m podbudowane 3 stojakami stalowymi.

Stropnice stalowe lub stalowo-członowe dł. 3,0÷6,0m podbudowane stojakami stalowymi.

Łamacze budowane na końcu stropnicy



Wzmocnienie obudowy podporowej chodnika za frontem ściany wg ustaleń Kierownika Działu Robót Górniczych.

Rys. 4.17 Schemat zabudowy skrzyżowania ściany z chodnikiem podścianowym (wg dokumentacji).



Rys. 4.18 Zdemontowane luki ociosowe na skrzyżowaniu ściana - chodnik.

Tradycyjnym sposobem wzmocnienia obudowy chodnika na skrzyżowaniu ze ścianą jest zastosowanie podciągów. Podciągi to proste odcinki szyn lub kształtowników o profilu V, rzadziej TH, długości $3 \div 6$ m. Jeśli zezwalają na to warunki ruchowe, to podciągi stropowe podpira się stojakami metalowymi ciernymi lub hydraulicznymi. Podciągi przywracają w części podporność obudowy w tym rejonie, wzmacniają jej konstrukcję i powinny zapewnić bezpieczne użytkowanie wyrobiska w rejonie skrzyżowania.

Ilość podciągów oraz stojaków podpierających ustala się przeważnie według następującego schematu obliczeniowego:

- Długość otwarcia skrzyżowania L_s :

$$L_s = i \cdot d + d \quad [\text{m}] \quad (5)$$

gdzie:

i – liczba wypiętych łuków ociosowych od strony ściany,

d – odstęp odrzwi w chodniku przyścianowym [m].

- Pole powierzchni skrzyżowania P_s :

$$P_s = L_s \cdot S_{gw} \text{ [m}^2\text{]} \quad (6)$$

gdzie:

S_{gw} – szerokość chodnika przyścianowego w wyłomie [m].

- Obciążenie całkowite obudowy Q_s :

$$Q_s = q_g \cdot P_s \text{ [N]} \quad (7)$$

gdzie:

q_g – jednostkowe obciążenie pionowe ciągłe, równomiernie rozłożone [Pa].

- Moment zginający podciągi M_r :

$$M_r = 0,0275 \cdot q_g \cdot S_{gs} \cdot L_s^2 \text{ [Nm]} \quad (8)$$

gdzie:

S_{gs} – odległość między odrzwiami zerowymi a ociosem chodnika [m].

Przez odrzwia zerowe rozumie się odrzwia stawiane w bezpośrednim sąsiedztwie odrzwi wynikających z obliczonej podziałki, których celem jest zwiększenie podporności obudowy w tym newralgicznym punkcie skrzyżowania.

- Liczba podciągów wzmacniających I_p :

$$I_p = \frac{M_r}{M_{gmax}} \text{ [szt.]} \quad (9)$$

gdzie:

M_{gmax} – maksymalny moment zginający dla kształtownika podciągu ($M_{gmax} = W \cdot kg$) [Nm].

- Liczba stоекów podpierających podciągi I_o :

$$I_o = 0,625 \frac{Q_s}{P_{nom}} \text{ [szt.]} \quad (10)$$

gdzie:

P_{nom} – podporność nominalna stоекów indywidualnych [kN].

Z technologicznego punktu widzenia znacznie wygodniejsze zabezpieczenie skrzyżowań przestrzeni roboczej ściany z chodnikiem w obudowie podporowej stanowi przykatwanie łuków stropowych i kotwienie międzyodrzwiowe wzmacniające górotwór (Korzeniowski, 1998). Powinno ono być realizowane zależnie od zasięgu strefy ciśnienia eksploatacyjnego, przeważnie w odległości, co najmniej 60 m przed frontem ściany. Wpływ rozwarstwienia stropu wyrobiska podziemnego na dynamiczne obciążenie kotwy nie pozostaje bez znaczenia (Stillborg, 1994; Korzeniowski, 2006). Istnieje krytyczna odległość powierzchni rozwarstwienia od stropu w strefie skotwionej, która decyduje o przekroczeniu nośności kotwi w przypadku obciążenia dynamicznego (Korzeniowski, 2006). Okresowo należy dokonywać również kontroli skotwionego stropu, w zakresie oceny wartości rozwarstwień w strefie skotwionej, która umożliwi oszacowanie obciążenia statycznego zakotwionej kotwi (Korzeniowski, 1999).

Podwieszenie stropnic wykonuje się zależnie od spodziewanego obciążenia jedną lub dwiema parami kotew stalowych. Niewielkie upodatnienie takiego podwieszenia można uzyskać poprzez odcinkowe wklejenie kotwi, które ze względu na obciążenia dynamiczne jest korzystniejsze (Korzeniowski, 2006). Dopuszcza większe wydłużenie i odkształcenie całej długości żerdzi kotwiowej (Korzeniowski, 2000; Korzeniowski, 2006). Nośność utwierdzonych w stropie pojedynczych kotew nie może być mniejsza niż 120 kN. Praktyka wskazuje, że zabezpieczenie takie jest w większości przypadków wystarczające dla zapewnienia stateczności skrzyżowania. W trudniejszych warunkach geologiczno-górnicznych można stosować dodatkowe wzmocnienia obudowy i stropu chodnika długimi kotwiami linowymi i (lub) podciągami podwieszanym na kotwach. Długość wykorzystywanych w tym celu kotwi linowych lub strunowych wynosi przeważnie od 4,5 do 6 m. Wzmocnienie obudowy podporowej z wykorzystaniem kotwi umożliwia wyeliminowanie dodatkowych podpór (podciągi, stojaki). Ma to istotne znaczenie z punktu widzenia ruchowego - gdyż ułatwiona jest przekładka przenośnika ścianowego i swobodne wejście do ściany.

Jednym z nowocześniejszych rozwiązań w zakresie zabezpieczenia skrzyżowań są zmechanizowane sekcje obudowy chodnikowej. Stanowią one konstrukcję ramową, składająca się ze stropnicy trójczłonowej o długości około 7 do 8 m, spągownicy o monolitycznej konstrukcji i długości około 3,1 m oraz 6-ciu stojaków hydraulicznych. Uważa się, że ten kierunek zabezpieczenia skrzyżowań daje dobre efekty w zakresie poprawy bezpieczeństwa pracy w ścianie, jak również ułatwia przekładkę przenośnika i skraca czas jej wykonywania.

4.3.3. Utrzymywanie wyrobisk przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobów

W praktyce górniczej zbyt łatwo podejmuje się decyzje o likwidacji chodników przyścianowych za postępującym frontem ścianowym. Głównym powodem takich decyzji są przeważnie nieudane próby utrzymywania wyrobiska w sąsiedztwie zrobów. Nieudane próby utrzymywania chodników za frontem eksploatacji to przeważnie skutek zastosowania niewłaściwej obudowy i jej wzmocnień, ale także spóźnione działania w tym zakresie. Są i inne usprawiedliwione przyczyny likwidacji wyrobisk za ścianą, wynikają one głównie z zagrożeń pożarami endogenicznymi i wybuchem metanu. Według autora, jeśli tylko koszty utrzymania wyrobiska nie przekraczają kosztów wykonania nowego, należy rozważyć możliwość jego wzmocnienia dla powtórnego wykorzystania. W praktyce ważnym jest również, aby utrzymywane wyrobiska mogły bez zakłóceń pełnić przypisane im funkcje. Obudowa wyrobiska, a także jej wzmocnienia odpowiadają za stan wspornika skał stropowych obciążającego obudowę. Linia ugięcia belki wspornika wyraża się równaniem (Gil, 1962):

$$w_{(x,t_c)} = \left(\frac{1}{24} \cdot \frac{p_z x^4}{I \cdot E} - \frac{5}{48} \cdot \frac{p_z l x^3}{JE} + \frac{1}{16} \cdot \frac{p_z l^2 x^2}{JE} \right) \cdot \left(1 - e^{-\frac{E}{\lambda} t_c} \right) \quad [m] \quad (11)$$

gdzie:

- w – bieżąca wartość obniżenia punktu belki [m]
- p_z – ciśnienie pionowe górotworu [Pa],
- l – rozpiętość belki wspornikowej podpartej [m],
- I – moment bezwładności belki [m⁴],
- E – moduł Younga dla górotworu [Pa],
- x – współrzędna bieżąca [m],
- E/λ – odwrotność czasu opóźnienia sprężystego [1/rok],
- λ – współczynnik lepkości belki ($\lambda \geq 0$),
- t_c – czas [rok].

Dla $x = 0,5785 l$ ugięcie osiąga wartość maksymalną:

$$W_{\max} = \frac{p_z l^4}{180 \cdot IE} \cdot \left(1 - e^{-\frac{E}{\lambda} t_c} \right) \text{ [m]} \quad (12)$$

Z cytowanego wzoru wynika, że osiadania stropu chodnika traktowanego jako belka wspornikowa rośnie z czwartą potęgą długości belki oraz eksponencjalnie z czasem t_c . Najkorzystniejsze warunki dla utrzymania chodnika w jednostronnym otoczeniu zrobów występują przy minimalnej długości wspornika.

Wypróbowanymi i dość powszechnie stosowanymi sposobami ochrony chodników przyścianowych są kaszty (stosy) drewniane oraz pasy przychodnikowe wykonywane z materiałów wiążących. Kaszty buduje się najczęściej z starych podkładów kolejowych. Kaszty wykonane z okrągłaków wykazują dużą ściśliwość, a ich podporność wzrasta wraz ze wzrostem osiadania stropu. Podporność zwykłego stosu czteropunktowego z okrągłaków drewna sosnowego lub dębowego (wymiar $1,6 \times 1,1$ i wysokości $h = 1,45$ m) wynosi (*Brinkmann, i inni, 1964*):

- przy ściśliwości 10 % $50 \div 230$ kN, średnio 140 kN,
- przy ściśliwości 20 % $90 \div 360$ kN, średnio 220 kN,
- przy ściśliwości 30 % $140 \div 550$ kN, średnio 270 kN.

Wzrost podporności kasztu i zmniejszenie ściśliwości uzyskuje się po wypełnieniu jego wnętrza gruzem skalnym. Wzrost podporności kasztu uzyskać można również poprzez takie ułożenie podkładów, że powstają stosy sześćcio lub dziewięciopunktowe. Według badań przeprowadzonych przez *Schisslera* podporność kasztu dziewięciopunktowego, przy osiadanym stropu sięgającego 31 cm, wynosi około 1600 kN (*Nikitin, i inni, 1976*). Coraz częściej wykonuje się w kaszty z twardego drewna bukowego (rys. 4.19), dostarczanego w formie prostokątnych kanciaków. Dokładne przyleganie całej powierzchni boków kanciaków istotnie zwiększa podporność stosów.



Rys. 4.19 Podpieranie stropu kasztami z drewna bukowego.

W przeszłości, kiedy postęp ścian był niewielki wykonywano pasy z podsadzki suchej. Polegało to na ręcznym lub mechanicznym ułożeniu przy chronionym chodniku pasa o szerokości $6 \div 10$ m. Przy ręcznym układaniu pasów skałę pozyskiwano z gruzowiska zawałowego. Przy mechanicznym układaniu pasów materiał podsadzkowy pochodził z wyrobisk drążonych w kamieniu. Mechaniczne układanie pasów odbywało się z wykorzystaniem pneumatycznych maszyn podsadzkowych.

Ściśliwość pasów podsadzkowych jest stosunkowo duża, tak więc opisany sposób ochrony wyrobiska prowadził do nadmiernego uginania się wspornika stropowego nad chronionym chodnikiem i znacznych deformacji obudowy.

Kolejnym etapem rozwoju sposobów ochrony chodników jest zastosowanie pasów wykonanych z materiałów wiążących. Jednym z pierwszych materiałów wiążących wykorzystywanych do tego celu był anhydryt (Andrusikiewicz, 1993). Badania „in situ” dowiodły, że stosowanie ochronnego pasa anhydrytowego ma niewielki wpływ na ograniczenie przemieszczeń poziomych (Andrusikiewicz, 1993). Aktualnie najczęściej stosowane do tego celu są specjalne szybkowiązące spoiwa górnicze (Chudek, i inni, 2001). Pas ochronny podtrzymujący wspornik powinien być wykonywany systematycznie, bezpośrednio za ścianowym przenośnikiem zgrzeblowym, a więc w bliskiej odległości od czoła ściany dla zapewnienia odpowiednio wczesnego podparcia. Szerokość pasa zapewniającego wymaganą smukłość i stabilność zależna jest od grubości wybieranego pokładu i wynosi przeciętnie $0,75 \div 1,0$ jego grubości. Wykonywanie pasa wymaga wygradzania przestrzeni przeznaczonej do

wypełnienia materiałem wiążącym. Zapewnienie wymaganej nośności pasa zależy nie tylko od własności wytrzymałościowych użytego materiału, ale również od własności podłoża (spągu). Budowa pasa jest przedsięwzięciem stosunkowo pracochłonnym. Trudności przy budowie pasa może sprawiać dostarczenie w rejon skrzyżowania odpowiedniej ilości suchego spoiwa. Przeważnie jest ono dostarczane w workach, rzadziej w kontenerach. W rejonie skrzyżowania chodnika z polem roboczym ściany, za którym wykonywany jest pas, znajduje się szereg urządzeń wspomagających prowadzenie ściany. Miejsce to wypełnione różnymi urządzeniami nie sprzyja transportowaniu materiału i wykonywaniu dodatkowych czynności związanych z budową pasa. Z podanych powodów korzystniejsze jest budowanie pasa z wykorzystaniem transportu pneumatycznego materiału podsadzkowego. Takie rozwiązanie transportu urządzenie „Polko” zastosowano dla spoiwa o nazwie „Utex”.

W polskich kopalniach węgla kamiennego do budowy pasów stosuje się obecnie spoiwo „Utex”, „Tekblend” i „Teksil”. Spoiwo „Utex-15” jest mieszaniną cementu portlandzkiego, popiołu lotnego i domieszek modyfikujących jego właściwości. Spoiwo zarabia się wodą (zalecany stosunek wody do spoiwa $w/s = 0,35$) otrzymując plastyczną zaprawę wiążącą. W temperaturze 20 C° zaprawa taka wiąże stosunkowo szybko, początek wiązania następuje po około 6 godzinach a koniec wiązania po około 7 godzinach. Po 28 dniach wytrzymałość na ścislenie próbek spoiwa przechowywanych w warunkach powietrzno-suchych wynosi około 24 MPa. Z uwagi na zapylenie powodowane użyciem spoiwa „Utex” zastępowane jest ono przez tak zwane spoiwa hydrauliczne „Tekblend” i „Teksil”. Wzrost ilości dodawanej wody zarobowej w tych spoiwach skutkuje jednak spadkiem wytrzymałości na ścislenie i obniżeniem nośności pasa (Nielacny, i inni, 2008).

Inną ideą ochrony chodnika utrzymywanego w sąsiedztwie zrobów jest ograniczanie długości wspornika. Najprostszym rozwiązaniem wykorzystywania tego sposobu ochrony jest wywołanie zawału na obudowę chodnika. Obudowa chodnika do takiego zabiegu musi być utrzymana jednak w idealnym stanie, wzmocniona podciągami oraz odpowiednią ilością rozpór. Rozwiązania tego nie zaleca się stosować w warunkach zagrożenia gazowego. Skracanie wspornika poprzez strzelania wykonywane w skałach stropowych nad wyrobiskiem wymaga stosowania dodatkowych wzmocnień obudowy, polegających na:

- zabezpieczeniu chodnika pojedynczym lub podwójnym rzędem organów drewnianych,
- zabezpieczeniu chodnika rzędem odlewanych słupów betonowych lub słupów wykonanych z krążków żelbetowych.

Organy drewniane lub krążki betonowe w przestrzeni wyrobiska zwiększają podporność obudowy i w tym sensie pełnią rolę łamaczy stropu. W przypadku pojedynczego rzędu organów

drewnianych wymaganą podporność można uzyskać poprzez budowanie drewnianych stojaków „na styk”. Przy występowaniu skał spągowych o niskich parametrach wytrzymałościowych stojaki powinny być odpowiednio posadowione, należy je stawiać na podkładach drewnianych. Organy lub słupy powinny być zabudowane przed wywołaniem kolejnego kroku zawалу.

W sytuacji, kiedy decydujemy się na podpieranie wspornika stropowego przy chodniku opisane sposoby podparcia wyprowadza się na zewnątrz wyrobiska. Podparcie realizowane jest na różne sposoby bezpośrednio przy chodniku. Jednym ze sposobów podpierania wspornika mogą być słupy betonowe wykonywane bezpośrednio za przenośnikiem ścianowym. Ich budowa polega na podwieszaniu worków z płótna podsadzkowego i wypełnianiu ich szybkowiążącą zaprawą cementową. Słupy podpierające można wykonywać również wykorzystując wykonywane na powierzchni krążki żelbetowe, mają one średnicę zewnętrzną 0,5 m i wysokość 0,1 m. W środku krążka pozostawiony jest otwór o średnicy 0,1 m, który służy do umieszczenia w nim stojaka drewnianego, co zapewnia stabilność słupa. Wytrzymałość na ściskanie kolumny zbudowanej z krążków wynosi około 23 MPa (*Nielacny, i inni, 2008*).

Wytrzymałość stojaków drewnianych używanych zamiennie do podparcia wspornika zależy od rodzaju drewna, średnicy i wysokości stojaków. Stojaki z drewna sosnowego o średnicy 10 cm i wysokości 2,5 m ulegają zniszczeniu przy obciążeniu około 120 kN, a o średnicy 18 cm i długości 2,5 do 3,75 m odpowiednio przy obciążeniu około 430 i 320 kN (*Tonjes, 2000*). Dla przebadanych stojaków sosnowych o długości 3,9 m oraz średnicy 14,4 do 18,9 cm siła niszcząca zawierała się w granicach od 87 kN do 391 kN, średnio 217 kN (*Žerdin, i inni, 2000*).

Obciążenie pasa podsadzkowego, słupów ułożonych z krążków lub organów drewnianych można określić wykorzystując wzór (*Gil, 1962*). W wyniku trzykrotnego różniczkowania tego równania uzyskuje się wartość siły działającej na podporę o szerokości 1 m, która wynosi w danej chwili t_c (*Gil, 1962*):

$$Q = \frac{3}{8} \cdot p_z \cdot 1 \cdot (1 - e^{-\beta t_c}) \text{ [N]} \quad (13)$$

gdzie:

$\beta = E/\lambda$ – współczynnik związany z prędkością osiadania (według *Gila* dla warunków Górnośląskiego Zagłębia Węglowego $\beta = 1,5; 1/\text{rok}$).

Dla $t_c \rightarrow \infty$ otrzymujemy:

$$Q = \frac{3}{8} p_z \cdot 1 \text{ [N]} \quad (14)$$

Przy obliczaniu obciążenia należy uwzględnić podporność obudowy chodnika, która przejmuje część obciążenia wspornika skał. Wielkość siły obciążającej podpory na 1 mb chodnika wyniesie:

$$Q_p = Q - P \text{ [N]} \quad (15)$$

gdzie:

P – podporność obudowy [N/mb]

Szerokość pasa z podsadzki utwardzonej można wyznaczyć według poniższej procedury:

Naprężenia pionowe σ_z w pasie podsadzkowym określa wzór:

$$\sigma_z = \frac{Q_p}{S_p} \text{ [Pa]} \quad (16)$$

gdzie:

S_p – szerokość pasa podsadzkowego (zaleca się przyjmować wstępnie $S_p = [0,7 \div 1,1] h$, gdzie h jest wysokością pasa) [m].

Na podstawie wykresu (Gil, 1962) odczytuje się wartość współczynnika A zdefiniowanego wzorem 17:

$$A = \frac{\sigma_z}{\sigma_o} \quad (17)$$

gdzie:

σ_o – naprężenia zredukowane według hipotezy Burzyńskiego.

a następnie oblicza się naprężenia zredukowane σ_o :

$$\sigma_o = \frac{\sigma_z}{A} \text{ [Pa]} \quad (18)$$

Porównując naprężenia zredukowane z wytrzymałością na ściskanie pasa R_c , jeżeli $R_c < \sigma_o$ to powtarza się cykl obliczeń przyjmując nową szerokość pasa lub zakłada się wykonanie pasa z materiału o innych parametrach wytrzymałościowych.

Liczba podpór na 1 mb chodnika wyniesie:

$$n_p = \frac{Q_p}{F_p} \text{ [szt.]} \quad (19)$$

gdzie:

F_p – podporność pojedynczej podpory [N].

Należy jednak zwrócić uwagę, że w trudnych warunkach geologiczno-górnicznych utrzymanie chodników w jednostronnym otoczeniu zrobów jest czasem niemożliwe lub ekonomicznie nieopłacalne. Przykładem takich warunków są panujące w Lubelskim Zagłębiu Węglowym. Eksploatację prowadzi się tam w kierunku „od granic” z likwidacją obu chodników przyscianowych. Dla kolejnej ściany wykonuje się nowe chodniki podścianowe, pozostawiając od strony zrobów niewielkiej szerokości filar.

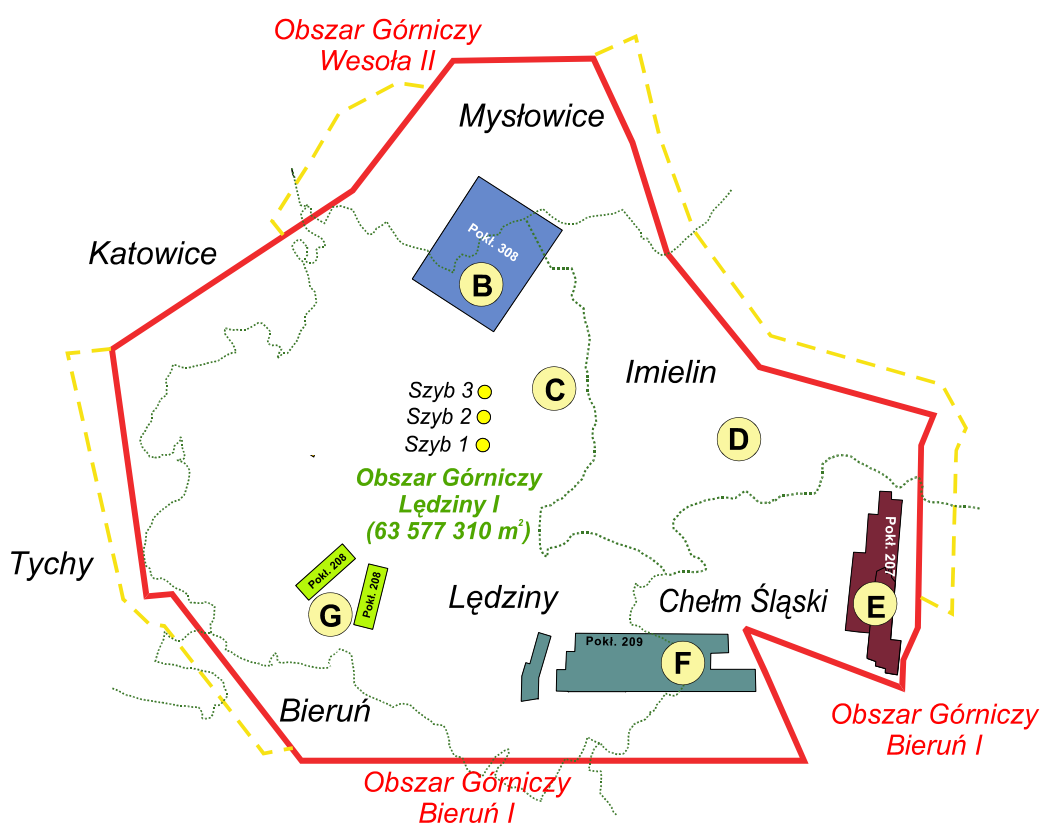
Podsumowując przeprowadzoną analizę ważniejszych prac badawczych i doświadczeń w zakresie zapewnienia stateczności wyrobisk przygotowawczych przed i z frontem eksploatacji można stwierdzić, że sposoby utrzymywania wyrobisk w sąsiedztwie zrobów wymagają ciągle jeszcze nowych badań. Wiele ze zdobytych dotychczas doświadczeń jest dzisiaj już tylko częściowo aktualnych. Zwiększeniu uległy przekroje wykonywanych aktualnie wyrobisk, znacznej modyfikacji poddana została obudowa, zwielokrotnieniu uległy postępy frontu eksploatacyjnego, co sprawia, że ciśnienie eksploatacyjne gwałtowniej oddziałuje na otaczający wyrobiska górotwór i pozostaje mniej czasu na podpieranie wspornika stropowego. Kopalnie mają do dyspozycji wiele nowych technologii opracowanych w ostatnich latach dla ochrony wyrobisk korytarzowych, także znajdujących się w jednostronnym otoczeniu zrobów.

Problem dwukrotnego wykorzystywania chodników zyskał ponownie na znaczeniu z powodu aktualnej walki o obniżenie kosztów wydobycia i opóźnień w przygotowaniu frontu eksploatacyjnego. Wybieranie na całą grubość pokładu o miąższości powyżej 4 m z zawałem skał stropowych i utrzymywanie chodników za frontem eksploatacji dotychczas poza Kopalnią Ziemowit nie było praktykowane. Wszystkie wymienione argumenty skłoniły autora do podjęcia badań nad lepszym rozpoznaniem zachowania się górotworu i obudowy wyrobisk przygotowawczych przewidzianych do utrzymywania w sąsiedztwie zrobów, co powinno umożliwić dobór racjonalnej technologii ochrony wyrobiska i zapewnienia jego stateczności za frontem eksploatacji.

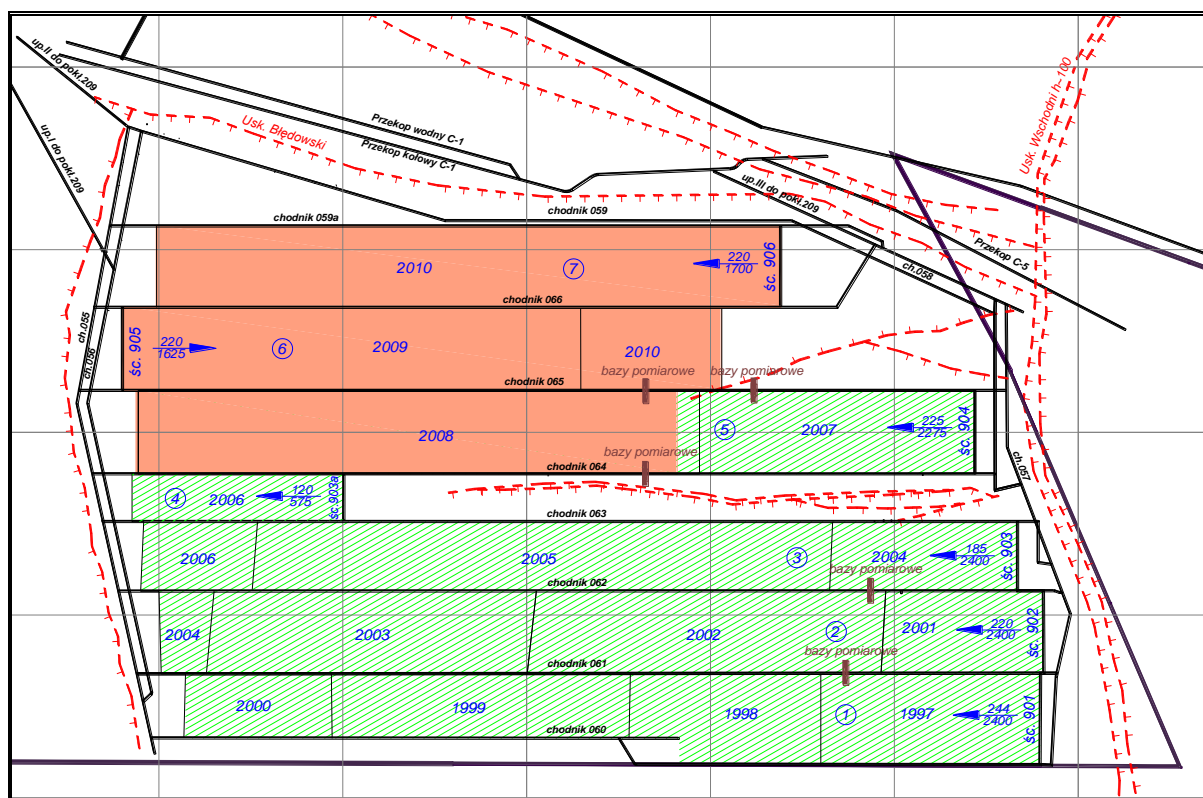
5. Sposób realizacji badań

W kopalni „Ziemowit” eksploatacja prowadzona jest w pokładach 207, 208, 209, 308 (rys. 5.1). Podstawowe znaczenie z uwagi na aktualne i przyszłe wydobywanie ma pokład 209 (rys. 5.2). Pokład ten - w obecnie wybieranej parceli - posiada miąższość do 4,5 m, jego nachylenie nie przekracza 4° , zalega dość regularnie w całym obszarze i wybierany jest na całą grubość. W stropie występuje gruba, około $36 \div 40$ m, warstwa monolitycznego, średniozwięzłego piaskowca o słabo wykształconej podzielności. Z uwagi na miąższość wybieranego pokładu, wymiary elementów kompleksu ścianowego (rys. 5.3), potrzebne ilości powietrza, chodniki przyścianowe muszą posiadać przekroje nie mniejsze niż 20 m^2 .

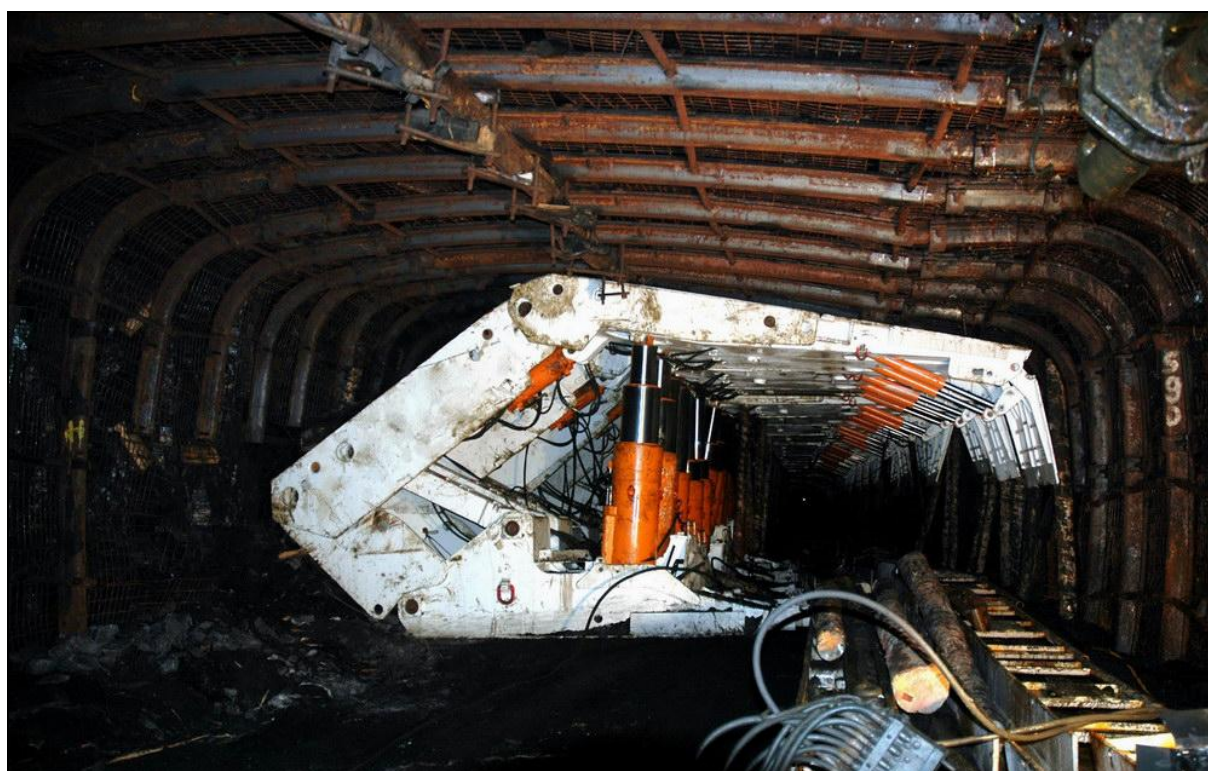
Wyrobiska przewidziane do utrzymywania za frontem eksploatacji w tym pokładzie posiadały wymiary przodka w granicach: wysokość $4 \div 4,3$ m i szerokość $5 \div 5,5$. Dobrana obudowa i zastosowane wzmocnienia powinny zapewnić zachowanie minimalnych gabarytów przekroju wyrobisk za frontem eksploatacji, umożliwiając ich powtórne wykorzystanie jako chodniki wentylacyjne. Koszt wykonania 1 mb takiego wyrobiska wynosi około 4000 zł [wg cen z roku 2008], co przy średnim wybiegu ściany wynoszącym 2,4 km daje łączny koszt około 10 milionów złotych. Czas potrzebny na wykonanie pojedynczego chodnika wynosi około 8 miesięcy.



Rys. 5.1 Obszar górniczy KWK „Ziemowit”.



Rys. 5.2 Mapa pokładu 209 – region badań.



Rys. 5.3 Obudowa Fazos-22/45-POz w roznicy ściany 904.

5.1. Opis warunków górniczo-geologicznych rejonu prowadzonych badań

Rejon pokładu 209, w którym wybierano ściany 902 i 904 z zawałem skał stropowych, zlokalizowany był na głębokości około 700 m w OG „Lędziny I”. Warunki stropowe i spągowe w rejonach obu wymienionych ścian są bardzo zbliżone. W stropie bezpośrednim chodników: 062, 064, 065 zalega 0 ÷ 4 m łupku ilastego, a powyżej piaskowiec o grubości 36 ÷ 40 m. Spąg chodników stanowi warstwa 0,4 ÷ 3,5 m łupku ilastego, poniżej której zalega piaskowiec o miąższości przekraczającej 60 m. Własności fizykomechaniczne skał stropowych określono w laboratorium, w oparciu o badania wytrzymałościowe pobranych próbek. Współczynnik rozmakalności skał występujących w stropie pokładu 209 wynosi dla łupku ilastego $r = 0,8$, dla piaskowca 1,0.

Pole ściany 902 okonturowane jest następującymi wyrobiskami: rozcinką ściany 902, chodnikiem podścianowym 062, chodnikiem nadścianowym 061 oraz kanałem likwidacyjnym znajdującym się w pobliżu chodnika 056.

Pole ściany 904 okonturowane jest odpowiednio: rozcinką ściany 904, chodnikiem podścianowym 065, chodnikiem nadścianowym 064 oraz kanałem likwidacyjnym znajdującym się w pobliżu chodnika 056.

Długości obu ścian wynosiły około 220 m, wybiegi ok. 2200 m, a nachylenie podłużne do 4°. Średniomiesięczny postęp dobowy frontu ścianowego wynosił 6 ÷ 10 m.

Pokład 209 w analizowanym rejonie zaliczony został do: I-go stopnia zagrożenia tapaniami, I-go stopnia zagrożenia wodnego, klasy A zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

Powyżej pokładu 209 prowadzono eksploatację w pokładach: 205/4, 206/1 i 207.

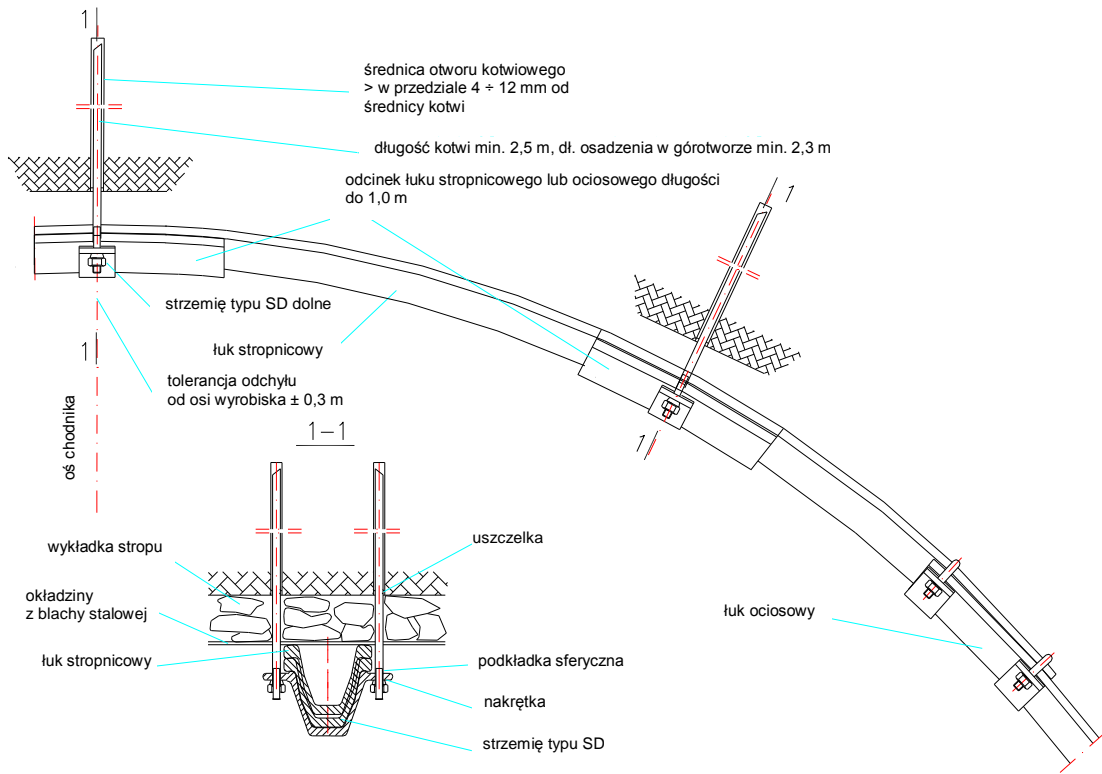
5.2. Technologie utrzymywania chodników za frontem ścian w KWK „Ziemowit”

W sytuacji ciągłego poszukiwania sposobów obniżenia kosztów wydobycia, bardzo ważne jest opracowanie technologii umożliwiającej utrzymanie chodnika podścianowego za frontem eksploatacji dla jego powtórnego wykorzystania. Kopalnia od lat 90-tych podejmuje mniej lub bardziej udane próby utrzymywania chodników podścianowych w pokładzie 209 za frontem ściany. Mniej udane próby dotyczą głównie kosztów przedsięwzięć, koniecznych dla zapewnienia stateczności wyrobiska znajdującego się w jednostronnym otoczeniu zrobów, nie

dotyczą zaś stanu technicznego wyrobiska, które powinno zachować przekrój potrzebny do odprowadzenia powietrza zużytego ze ściany i posiadać wysokość nie mniejszą niż 1,8 m.

Od chwili powstania problemu utrzymywania chodników dla ich powtórnego wykorzystania w KWK Ziemowit, autor prowadził obserwacje i pomiary pozwalające ocenić współpracę obudowy podstawowej z górotworem, stan stateczności chodnika przed frontem i za frontem ściany. Mierzono konwergencję wyrobisk i zsuw obudowy oraz rozwój strefy spękań w skałach stropowych. Badania miały na celu ocenę skuteczności podejmowanych działań, polegających na wzmacnianiu obudowy, wzmacnianiu górotworu i podpieraniu wspornika stropowego przy chodniku od strony zrobów.

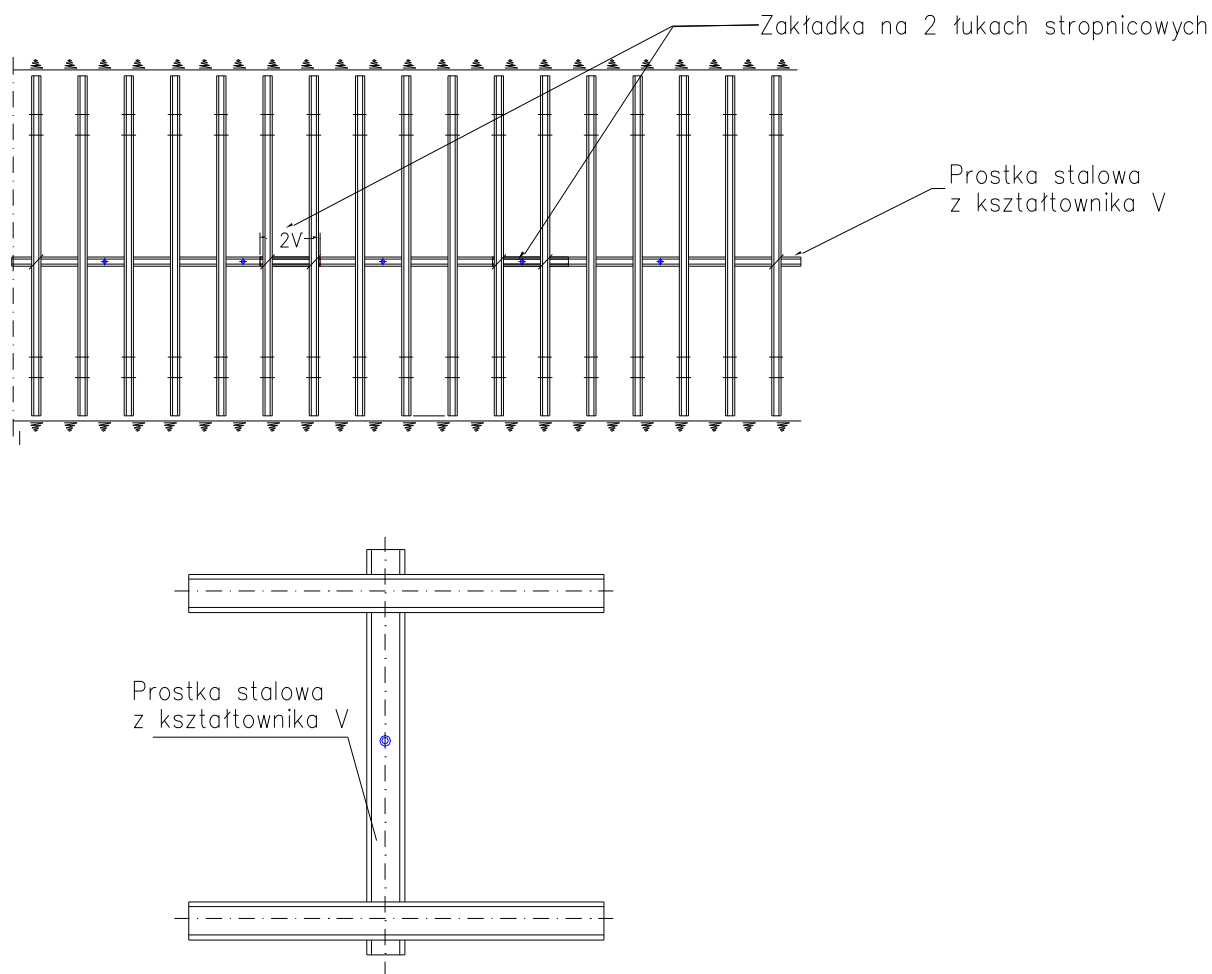
Wzmacnianie obudowy polegało głównie na podwieszaniu łuków stropowych odrzwi obudowy podporowej, co realizowano początkowo przy pomocy kotwi prętowych (rys. 5.4), a następnie dłuższych kotwi linowych i strunowych (*Korzeniowski, 1998*). W trakcie zbierania doświadczeń zmieniano również punkty podparcia (podwieszenia) stropnicy. Wzmacnianie stropu wykonywano kotwiami linowymi lub strunowymi (rys 5.5), stosowano różne schematy kotwienia stropu pomiędzy odrzwiami. Wspornik stropowy przy chodniku wzmacniany był między innymi podwójnym podciąganiem drewnianym, podciąganiem stalowym (rys. 5.6, 5.7), słupami betonowymi (rys. 5.8) w różnym rozstawie i o różnej podporności. Do podparcia wspornika stosowano również stosy drewniane wypełniane kamieniem. Aktualnie dla utrzymania chodnika przy zrobach stosuje się podpieranie odrzwi obudowy łukowej stosami drewnianymi wykonywanymi w przestrzeni chodnika i podpieranie wspornika stropowego podciąganiem drewnianym (rys. 5.9).



Rys. 5.4 Sposób przykątowania łuku stropowego kotwiami prętowymi.



Rys. 5.5 Sposób wzmacniania górotworu pomiędzy odrzwaniami obudowy kotwiami linowymi.



Rys. 5.6 Sposób podwieszania obudowy podporowej na podciągu przykatwianym kotwiami strunowymi.



Rys. 5.7 Podwieszenie podciągu poprzez nakładkę z tego samego profilu.



Rys. 5.8 Podparcie wspornika stropowego słupami betonowymi.



Rys. 5.9 Sposób wzmocnienia chodnika 065 za frontem w sytuacji zdegradowanego wspornika.

Chodniki 061 oraz 062 wykonane zostały w obudowie łukowej czteroelementowej ŁPP V29/9 (I. stopniu podwyższenia). Wykładkę stropu i ociosów stanowiła siatka zgrzewana, a do stabilizacji odrzwi zastosowano rozpory typu WRG lub G. Z uwagi na spodziewane obciążenia i planowane utrzymywanie wyrobiska za ścianą zaprojektowano zagęszczenie obudowy,

podziałka dla odrzwi wynosiła 0,75 m. Odrzwia obudowy były wzmocnione poprzez przykotwienie łuków stropowych jedną parą kotwi. Przykotwienie wykonywano z odpowiednim wyprzedzeniem frontu ściany, miało ono głównie na celu poprawę warunków utrzymywania wyrobiska na skrzyżowaniu z przestrzenią roboczą ściany. Podwieszono na kotwach łuki stropowe umożliwiały bezpieczne wypięcie łuków ociosowych na skrzyżowaniu ze ścianą. Podparcie wspornika stropowego, zawieszającego nad wyrobiskiem od strony zawału, wykonywano słupami betonowymi o kształcie walca posiadającego średnicę 0,6 m. Szalunek dla wykonywanego słupa stanowił „rękaw” z tkaniny podsadzkowej podwieszany czterema zawieszami do podciągu drewnianego budowanego w chodniku 062 od strony zawału. Prawidłowo podwieszony „rękaw” powinien być usytuowany symetrycznie pod wspomnianym podciągami (rys. 5.10). Dla szybkiego przejścia obciążenia przez wykonywany słup był on posadawiany na warstwie twardego spągu. Dostosowanie długości rękawa - szalunku do grubości wybieranego pokładu dokonywane było opaską założoną w dolnej części rękawa. Przygotowany w opisany sposób szalunek, konieczny do budowy słupa w postaci worka-rękawa, wypełniany był zaprawą cementową, wykonywaną ze spoiwa szybkowiążącego „Minbet”. Spoiwo to zarabiane było z wodą w urządzeniu „WUBET-400”, bezpośrednio przed wypełnianiem rękawa. Zaprawa otrzymana ze spoiwa przetłaczana była z WUBET-u do pojemnika pneumatycznie z wykorzystaniem gumowego węża. Rękaw posiadał zamkniętą budowę i wszyty zawór zwrotny, co pozwalało wprowadzić do niego wąż tłoczący i uniemożliwiało wypływanie zaprawy (rys. 5.11, rys. 5.12). Słupy stawiane były bezpośrednio za przenośnikiem ścianowym po wykonaniu czynności przekładki. Zakładając minimalną wytrzymałość (35 MPa), jaką beton powinien osiągnąć po 24 godzinach od wykonania, podporność słupa nie powinna być mniejsza niż 8000 kN. Na podstawie pomiaru konwergencji wyrobiska do odległości 50 ÷ 60 m od czoła ściany wyliczono, że pewne podparcie wspornika stropowego od strony zawału uzyska się w przypadku, jeżeli słupy o dobranej nośności stawiane będą nie rzadziej niż 2,25 m od siebie. Uwzględniając smukłość słupa można wyliczyć, że jego podporność po czasie uzyskania pełnej wytrzymałości betonu może obniżyć się o około 18%.

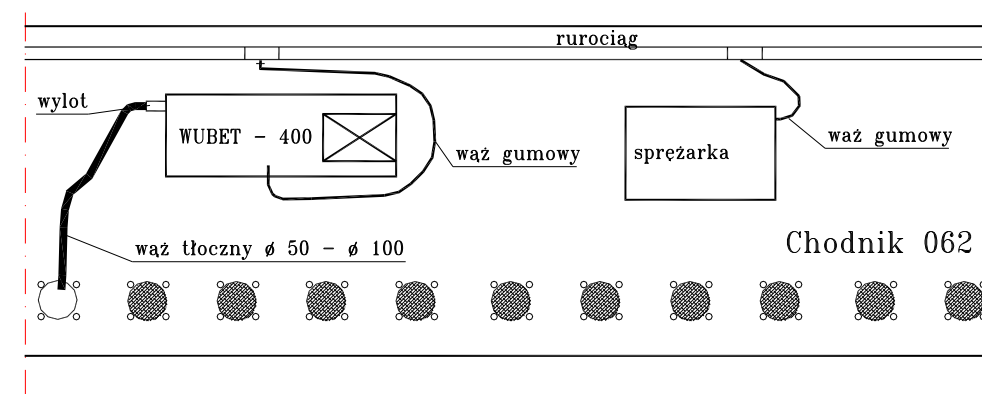
Równocześnie wzmocniano strop nad wyrobiskiem z wykorzystaniem kotwienia wysokiego. Stosowano kotwie linowe długości 6,5 m i nośności 180 kN. Kotwie te wklejano na odcinku o długości minimum 6 m. Kotwie linowe instalowane były w osi wyrobiska w podziałce 1,5 m.

Opracowana technologia budowy słupów pozwalała na stawianie ich w dowolnym miejscu, pod wspornikiem stropowym, a także w przestrzeni chodnika. Doświadczalnie ustalono, że podstawowym warunkiem skutecznego podparcia wspornika jest posadowienie podpory - słupa na twardym spągu i odpowiednio wczesne jego wykonanie, aby nie dopuścić do zniszczenia wspornika. Wysoka podporność słupa nie przesądza o skutecznej ochronie chodnika. Słup o

dużej odporności, nie dostosowanej do własności wytrzymałościowych skał stropowych i spągowych, może zniszczyć wspornik zbudowany ze słabszych skał. Korzystnie jest w takiej sytuacji zwiększyć powierzchnię kontaktu słupa ze wspornikiem poprzez rozparcie podpory podkładami kolejowymi.



Rys. 5.10 Podwieszenie rękawa do podciągu drewnianego – słup wykonywany w osi chodnika.



Rys. 5.11 Schemat rozmieszczenia urządzeń przy zabudowie podpór za frontem ściany.



Rys. 5.12 Zatłaczanie zaprawy cementowej do podwieszonoego rękawa.

Pracochłonność wykonywania słupów według opracowanej w KWK „Ziemowit” technologii jest stosunkowo niewielka. Brygada składająca się z trzech osób w ciągu zmiany roboczej wykonywała dwa kompletne słupy o wysokości ok. 4 m.

Średni koszt utrzymania 1 mb chodnika przy zastosowaniu słupów, zależnie od stosowanego spoiwa, wahał się w granicach 30% do 60 % kosztu wydrążenia 1 mb nowego chodnika.

Należy zauważyć, że opisany sposób ochrony wyrobiska nie zapewnia izolacji zrobów. W sytuacji zagrożenia pożarowego zrobby muszą być izolowane i najłatwiej wykonać to z pomocą znanych pian uszczelniająco-izolujących.

Obudowę kolejnych objętych badaniami chodników 064 i 065 stanowiły podatne odrzwia łukowe, typu ŁPP10/V29/A w I. stopniu podwyższenia o wymiarach przekroju (5500 mm x 4300 mm). Odrzwia te budowano również w podziałce co 0,75 m. Wykładkę stropu i ociosów chodników 064 i 065 stanowiła siatka zgrzewana, a do stabilizacji odrzwi zastosowano rozpory typu WRG lub G.

Odrzwia obudowy chodnika 065 wzmacniano:

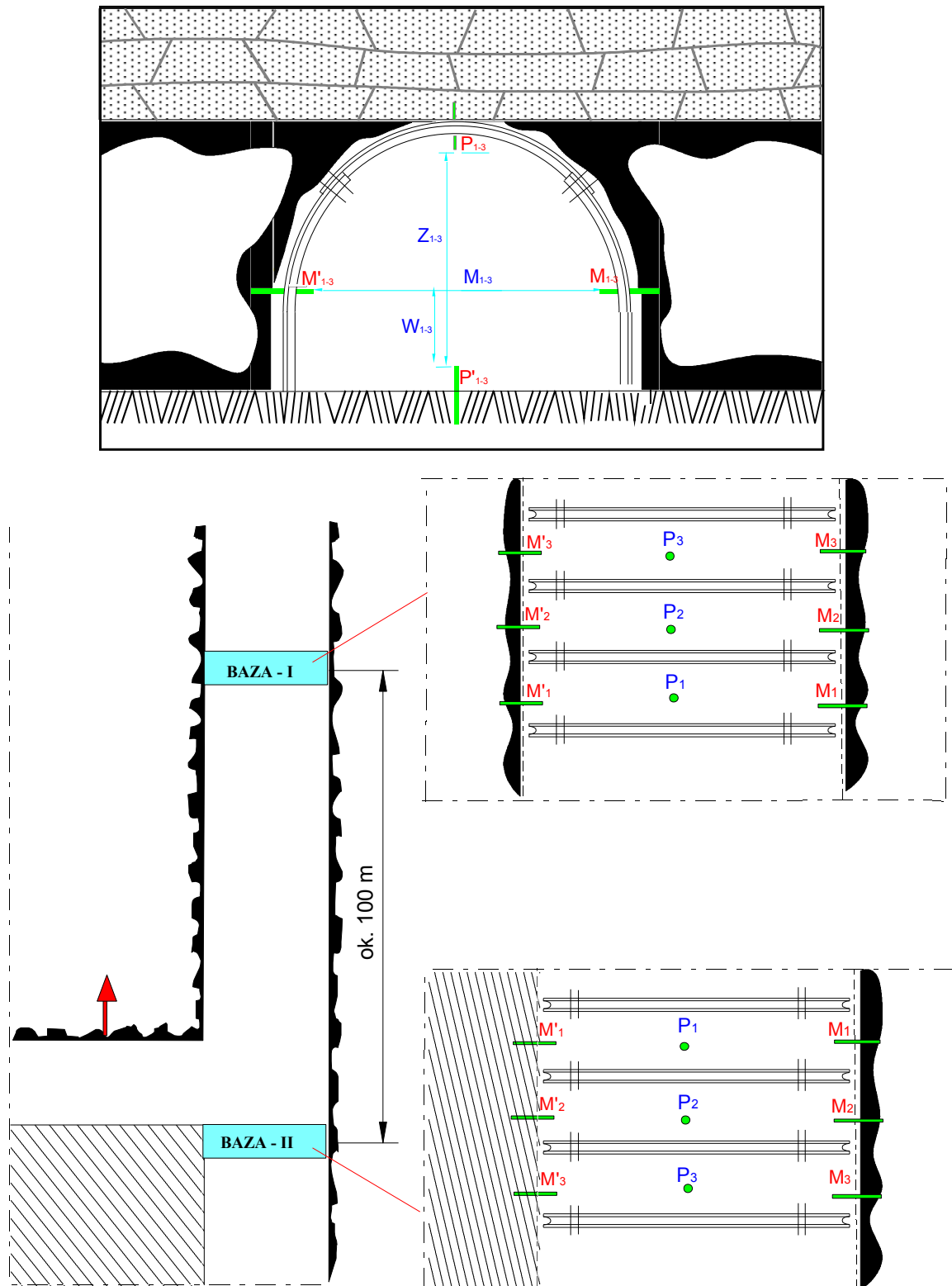
- *przed frontem ściany z wyprzedzeniem czoła o co najmniej 15 m podciągami stalowymi z kształtownika V29 budowanym na zakładkę 2 odrzwi oraz z wyprzedzeniem czoła ściany o co najmniej 60 m stalowym podciągami z kształtownika V29 podwieszanym w osi wyrobiska na kotwach strunowych o długości 6,5 m;*

- *za frontem ściany kasztami z podkładów budowanymi w przestrzeni chodnika przy ociosie od strony zrobów z max. rozstawem co 5,0 m lub stojakami stalowymi typu SV29 zabudowanymi co 3,0 m w osi chodnika oraz podciągami drewnianym budowanym pod odrzwia obudowy ŁP ze stojakami drewnianymi lub stalowymi.*

5.3. Metodyka prowadzenia badań

Na podstawie własnych doświadczeń i obserwacji oraz studiów literatury dotyczących badań stateczności wyrobisk korytarzowych w warunkach „*in situ*” (Jacobi, 1976; Bilinski, 1992; Biliński, i inni, 1994; Tajduś, 1994; Kidybiński, 1998; Korzeniowski, 1998; Korzeniowski, 1999; Preusse, i inni, 2000; Korzeniowski, i inni, 2001; Majcherczyk, i inni, 2002; Prusek, 2004; Majcherczyk, i inni, 2005; Niedbalski, i inni, 2005; Nielacny, i inni, 2007; Chudek, i inni, 2007; Duży, 2007; Nielacny, i inni, 2008; Nierobisz, 2008), autor doszedł do wniosku, że o pracy obudowy chodnikowej i skuteczności zastosowanych wzmocnień najlepiej świadczą przemieszczenia górotworu otaczającego wyrobisko. Prowadzą one między innymi do konwergencji wyrobiska, wzrostu obciążenia obudowy podporowej i również wzrostu obciążenia kotwi, na których podwieszono łuki stropowe. Konsekwencją przemieszczeń jest rozwój strefy odprężenia górotworu w otoczeniu wyrobiska, występuje wyciskanie spągu. Dlatego też właściwie zaprojektowany układ pomiarowy do mierzenia obniżenia stropu bezpośredniego podziemnego wyrobiska górniczego powinien zapewniać możliwość zmierzenia zarówno wielkości przemieszczeń punktów na powierzchni stropu bezpośredniego, jak i punktów leżących w pewnej odległości od niego (Korzeniowski, 1994; Korzeniowski 1998).

Większość prowadzonych obserwacji i pomiarów była wykonywana w ramach obowiązków służbowych autora, osobiście bądź podległymi mi służbami kopalnianymi. We własnym zakresie wykonywałem wszystkie badania górotworu, konwergencji wyrobiska, osiadania stropu i wypiętrzania spągu, zsuwu łuków odrzwi obudowy podporowej. Schemat stanowiska do pomiaru konwergencji poziomej i pionowej oraz przemieszczeń punktów obrysu wyrobiska pokazano na rysunku 5.13.



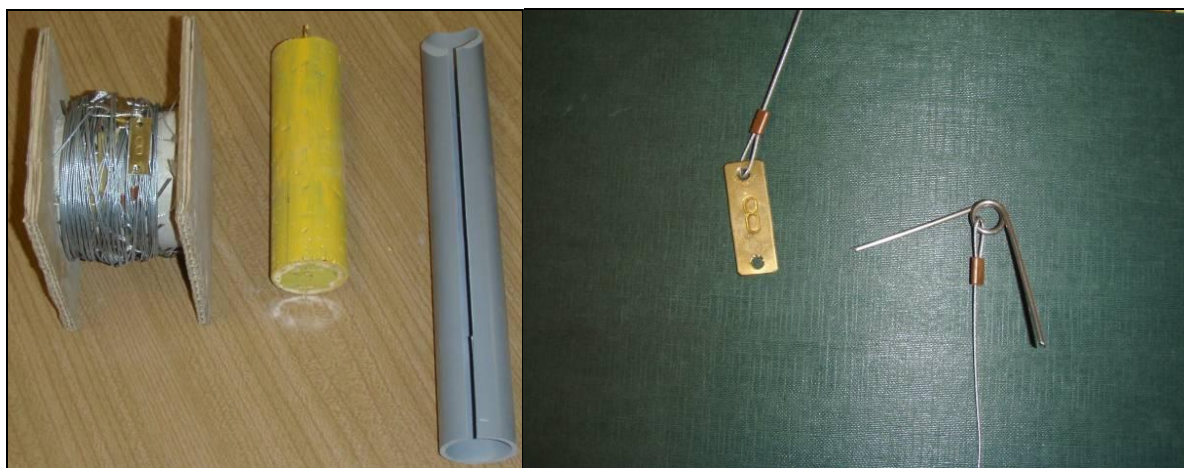
Rys. 5.13 Schemat stanowisk pomiarowych.

Repery pomiarowe zastabilizowane w stropie, spągu i ociosach obserwowanych chodników stanowiły krótkie kotwie o długości 0,3 m każda. Pomiary konwergencji przekroju wyrobiska powtarzano cyklicznie w miarę zbliżania się frontu ścianowego do bazy pomiarowej w chodniku i polegały one na kontroli odległości pomiędzy odpowiednimi reperami i rejestracji odległości

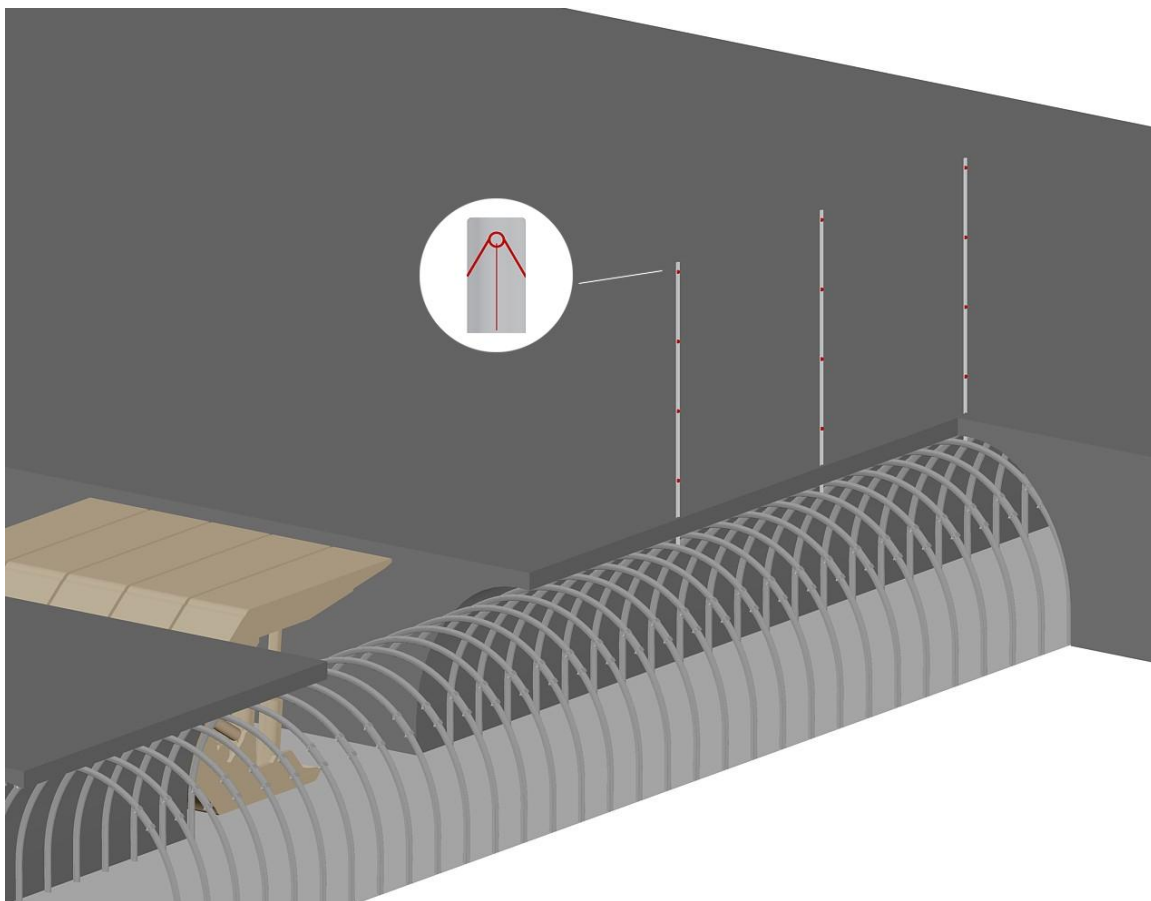
bazy pomiarowej od czoła ściany. Wartości wypiętrzenia spągu dokonywano mierząc odległości pomiędzy zamocowaną do reperów ociosowych linką a reperem spągowym.

Zsuwy łuków obudowy podporowej mierzono przy pomocy przymiaru liniowego. Cykle wszystkich prowadzonych pomiarów odbywało się na jednej zmianie roboczej, co pozwalało założyć, że odległość punktów pomiarowych od czoła ściany była zawsze taka sama.

Rozwój strefy odprężonej w warstwach stropowych kontrolowano z wykorzystaniem rozwarstwieniomierzy wielopunktowych (rys. 5.14, 5.15, 5.16), pozwalających na wyznaczenie sumarycznych rozwarstwień w strefach pomiarowych jak pokazano to na rysunku 5.17. Pomiaru prowadzone tymi rozwarstwieniomierzami nie pozwalają odróżnić powstających rozwarstwień od innych form nieciągłości lokalnych występujących w obszarze rozluźnionych skał. Z tych względów, równoległe z kontrolą wskazań rozwarstwieniomierzy, prowadzono badania przy wykorzystaniu kamery introskopowej w podczerwieni (rys. 5.18). Badania te wykonywano w pionowych i pochylonych otworach stropowych oraz ociosowych (rys. 5.19), co pozwoliło określić w przybliżeniu kształt strefy odprężonej ponad wyrobiskiem. W tych samych otworach wykonywano równoległe penetrometryczne badania własności geomechanicznych skał stropowych, które umożliwiły rozpoznanie zmienności własności mechanicznych skał stropowych nad obserwowanym wyrobiskiem.



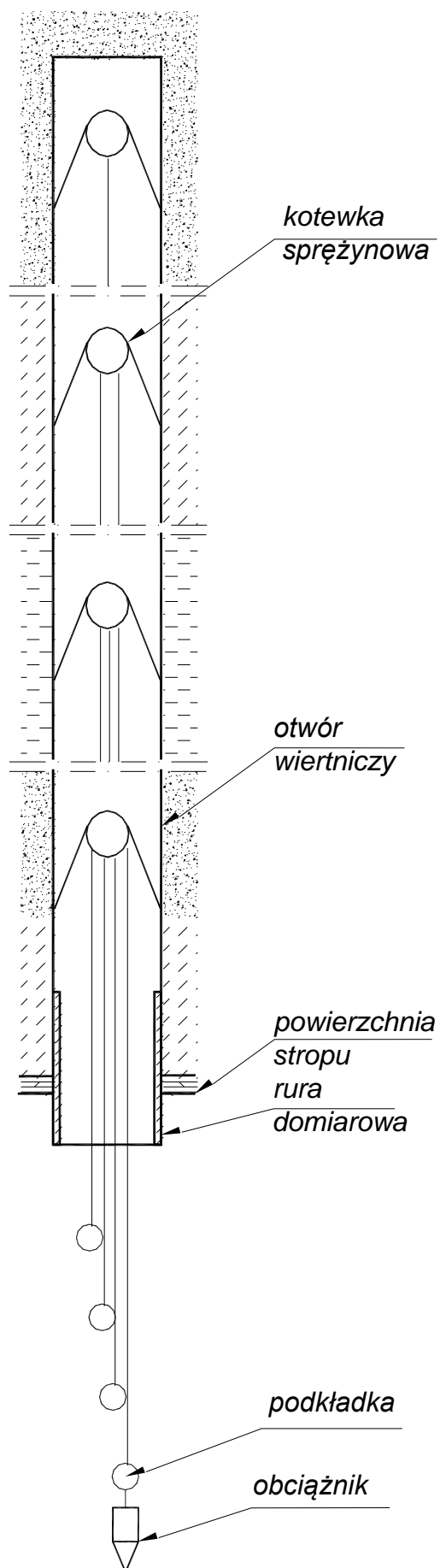
Rys. 5.14 Kompletny rozwarstwieniomierz wielopunktowy – widok kotwiczki stabilizującej linkę w otworze.



Rys. 5.15 Schemat rozmieszczenia otworów do badań rozwarstwień.



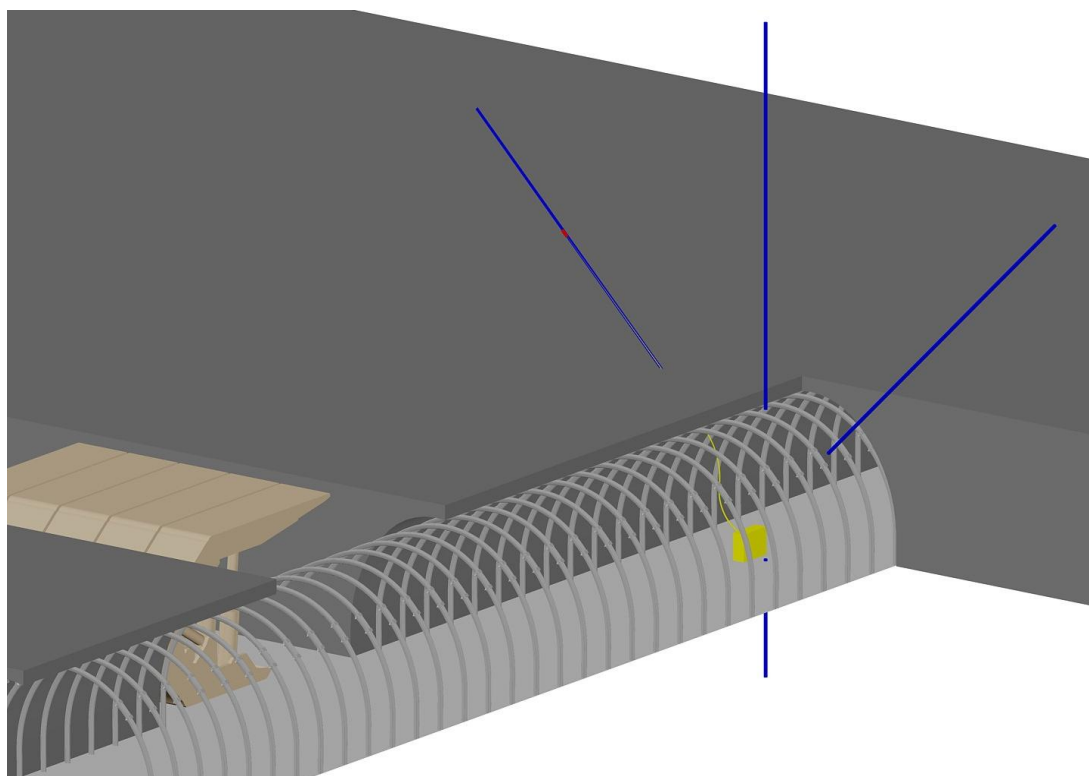
Rys. 5.16 Punkt pomiarowy rozwarstwień.



Rys. 5.17 Schemat pomiaru rozwarstwień rozwarstwieniemierzem wielopunktowym.



Rys. 5.18 Badanie strefy spękań stropu przy wykorzystaniu kamery introskopowej w podczerwieni.



Rys. 5.19 Rozmieszczenie otworów wiertniczych do badań stanu spękań z wykorzystaniem kamery introskopowej w podczerwieni.

W każdym z badanych wyrobisk korytarzowych wykonywano pomiar wytrzymałości skał na ściskanie penetrometrem otworowym oraz pomiary zasięgu strefy spękań kamerą introskopową. Pomiary penetrometrem wykonywane były jednokrotnie w otworach: pionowym w stropie

i pionowym w spągu (rys. 5.20), a pomiary kamerą introskopową wykonywane były w każdym otworze wielokrotnie, dla różnych odległości bazy pomiarowej od frontu ściany.



Rys. 5.20 Badania penetrometryczne stropu.

W stosunku do pierwotnych zamierzeń, po konsultacjach z pracownikami działu wiertniczego, zrezygnowano z wykonywania otworów poziomych ze względu na duże trudności w utrzymaniu ich drożności i związaną z tym niemożnością wykonania pomiarów.

Szczegółowy opis sposobu przeprowadzania badań przedstawiono poniżej.

Zasięg i intensywność strefy odprężenia (spękań i rozwarstwień) oceniano za pomocą kamery introskopowej na podstawie obserwacji ścianek otworów wywierconych w pułapie i spodku wyrobiska, a parametry wytrzymałościowe skał stropowych i spągowych za pomocą penetrometru otworowego, a także na pobranych do badań laboratoryjnych próbkach skał.

W bazie pomiarowej wywiercono następujące otwory (rys. 5.21):

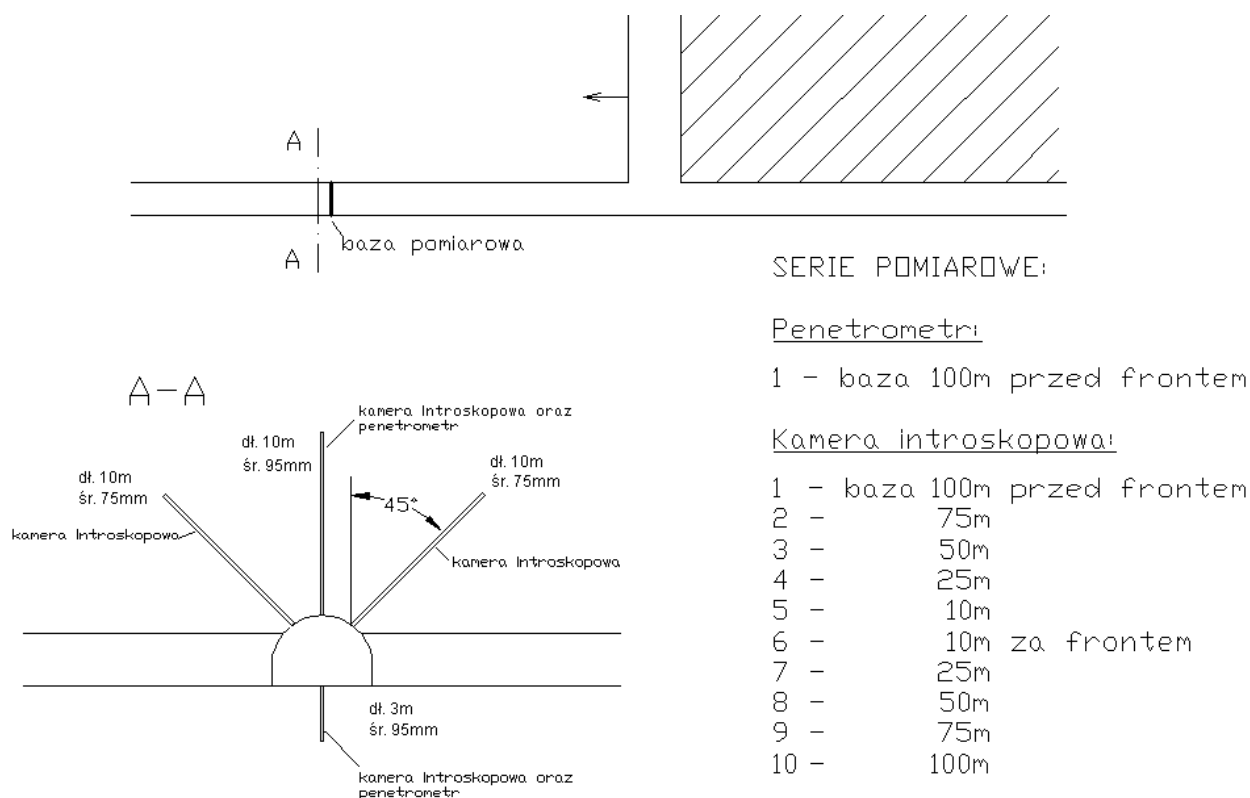
- *w pułapie wyrobiska:*
 - pionowy w osi wyrobiska, o długości 10 m i średnicy ϕ 95 mm, do badań kamerą introskopową i pomiarów prowadzonych penetrometrem,
 - nachylone pod kątem ok. 45° , o długości 10m i średnicy ϕ 75 mm, w okolicach złącz ciernych obudowy ŁP lub styku pokładu węgla ze skałami stropowymi, do pomiarów kamerą introskopową,
- *w spodku wyrobiska:*
 - pionowy w osi wyrobiska, o długości 3m i średnicy ϕ 95mm, do badań kamerą introskopową i penetrometrem otworowym.

W jednym wyrobisku przyścianowym wykonano 9 serii pomiarowych z wykorzystaniem tych samych otworów badawczych.

Pierwszy pomiar kamerą introskopową i penetrometrem otworowym wykonany został gdy baza pomiarowa znajdowała się w odległości około 100 m przed frontem ściany. Następne pomiary, dla rozpoznania kształtu i zasięgu strefy spękań, wykonane zostały w odległościach:

75 m, 50 m, 25 m, 10 m przed frontem ściany,

10 m, 25 m, 50 m, 75 m i 100 m za frontem ściany.



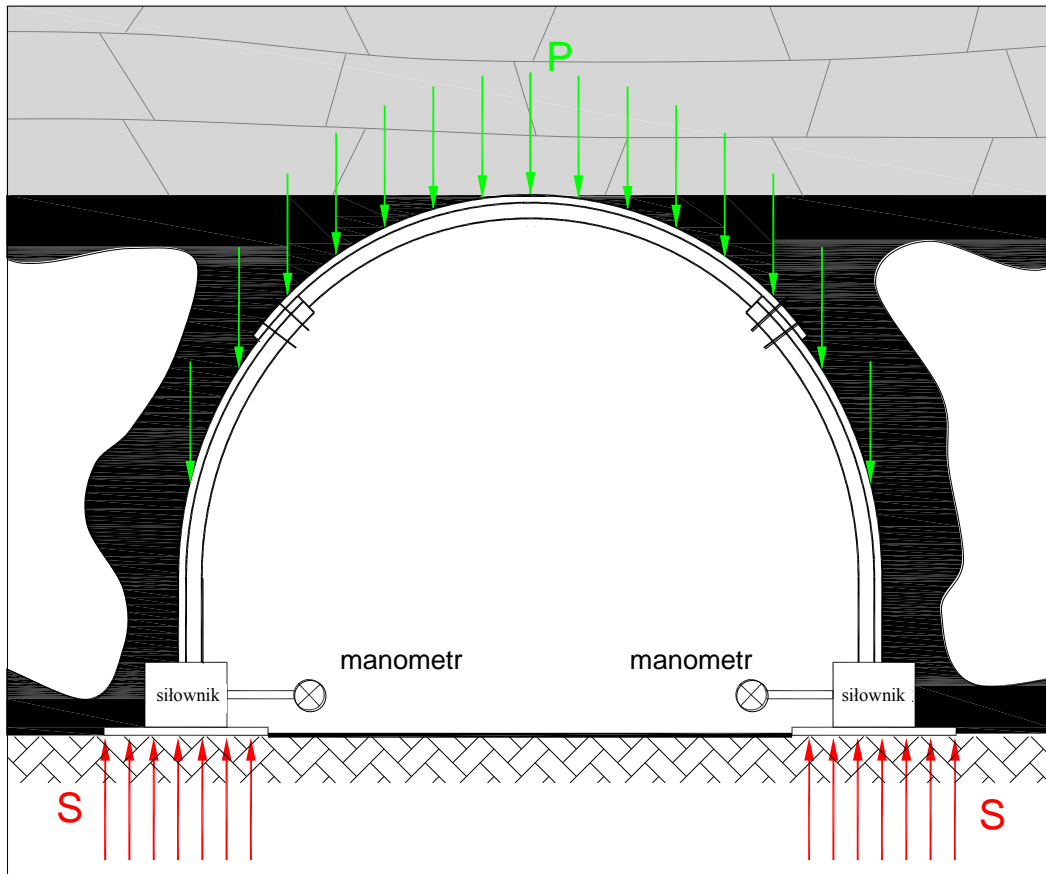
Rys. 5.21 Rozmieszczenie otworów badawczych dla badań zasięgu i kształtu strefy spękań wokół wyrobiska przyścianowego.

Obciążenie odrzwi obudowy łukowej w wyrobisku w funkcji odległości od czoła ściany kontrolowane było specjalnymi siłownikami hydraulicznymi z zamontowanymi na nich samopiszącymi rejestratorami ciśnienia (rys. 5.22). Schemat obciążenia odrzwi obudowy i wielkości sił przekazywanych przez łuki ociosowe na przedmiotowe siłowniki pokazano na rysunku 5.23. Z przedstawionego schematu wynika, że poprzez siłowniki rejestrowane są wartości ciśnienia odpowiadające obciążeniu spągu przez oba łuki ociosowe odrzwi. Prowadzone w ten sposób pomiary obciążenia przekazywanego z obudowy na spąg wykazują, że odrzwia nie zawsze obciążane są symetrycznie. Z tego powodu konieczne jest montownie siłowników pod oba łuki ociosowe. Można przyjąć, że obciążenie przekazywane przez łuki ociosowe jest wypadkową pionowego obciążenia odrzwi ze strony górotworu stropowego. Siłowniki hydrauliczne jak żadne inne urządzenia do pomiaru obciążenia pozwalają na rejestrację, czy mierzone parametry zmieniają się w sposób płynny, czy też skokowo.

Zaletą takiego rozwiązania pomiarów obciążeń poprzez siłowniki hydrauliczne jest ciągły monitoring sił. Równoległe z pomiarami obciążenia odrzwi prowadzono pomiary obciążenia kotwi podwieszających łuki stropowe obudowy. Czujniki obciążenia kotwi w odróżnieniu od czujników obciążenia odrzwi są czujnikami tensometrycznymi o porównywalnej dokładności (Korzeniowski, 1993).



Rys. 5.22 Pomiar obciążenia łuku ociosowego przy użyciu siłownika hydraulicznego z rejestratorem.



Rys. 5.23 Schemat pomiaru obciążenia odrzwi obudowy.

W chodniku 062 badania ograniczały się jedynie do pomiaru rozwarstwień skał stropowych i pomiaru konwergencji pionowej i poziomej wyrobiska.

6. Analiza wyników badań

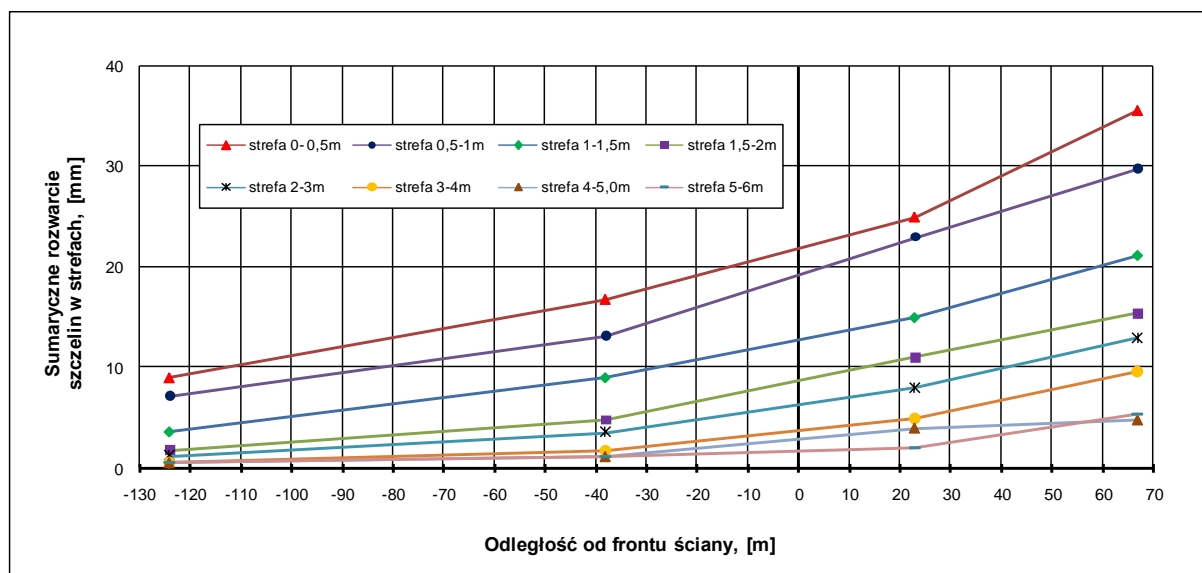
6.1. Wyniki badań prowadzonych w chodnikach 061 i 062

Pomiary rozwarstwień skał stropowych i konwergencji rozpoczęto w chodniku 061 i systematycznie kontynuowano w chodniku 062. Analiza wyników, przeprowadzona oddzielnie dla każdego z wyrobisk, świadczy o bardzo podobnym przebiegu odprężania skał stropowych oraz konwergencji chodników za frontem eksploatacji. Obserwacje i pomiary w chodniku 062 prowadzone były z większą częstotliwością i w sposób bardziej systematyczny, z tego względu do analizy warunków utrzymywania wyrobiska za frontem ściany wykorzystują jedynie wyniki z tego chodnika.

Skuteczność wzmocnienia obudowy chodnika podścianowego 062, które polegało na podparciu wspornika stropowego betonowymi słupami, oceniano poprzez pomiary, między innymi, przemieszczeń górotworu otaczającego. W chodniku 062 założono dwie bazy pomiarowe rozwarstwień skał stropowych, konwergencji pionowej i poziomej wyrobiska. Pierwszą zlokalizowano w odległości około 110 m przed frontem ściany 902, drugą zaś około 5 m za ścianą.

6.1.1. Wyniki pomiarów rozwarstwień skał stropowych chodnika 062

Rozwarstwieniomierze wielopunktowe w skałach stropowych chodnika 062 instalowano w pionowych otworach wiertniczych około 135 m przed frontem ściany 902. Rozwarstwienia mierzone były do wysokości 6,0 m w stropie wyrobiska. Repery rozwarstwień stabilizowane były w otworze w odstępach co 0,5 m. Odczyty rozwarstwień, w miarę zbliżania się frontu ścianowego do punktu zlokalizowanego przed ścianą i oddalania się frontu od punktu zlokalizowanego za ścianą, prowadzono z częstotliwością jeden raz na tydzień. Wyniki tych pomiarów przedstawiono na rys. 6.1.



Rys. 6.1 Sumaryczne rozwarstwienia w wydzielonych strefach skał stropowych w chodniku 062.

Rozwarstwienia skał stropowych pokładu 209 przyrastają stosunkowo regularnie przed i za frontem ściany. Z uwagi na brak możliwości prowadzenia tych pomiarów w rejonie skrzyżowania ze ścianą, na wykresie (rys. 6.1) nie został wyróżniony moment szybszego przyrostu rozwarstwień, bezpośrednio przed frontem ścianowym i ponad skrzyżowaniem.

W chodniku 062 stosowane były sztywne betonowe słupy, skutecznie podpierające wspornik przychodnikowy od strony zrobów. Opisane podpory wspornika o stosunkowo dużej nośności skutecznie ograniczały rozwarstwienia skał stropowych nad wyrobiskiem utrzymywanym w sąsiedztwie zrobów. Do stwierdzeń takich upoważnia analiza rozwarstwień i porównanie ich z danymi zebranymi w chodniku 065.

Największe rozwarstwienia obserwuje się w pakiecie warstw stropowych do wysokości 1,0 m. Około 40 m przed frontem ściany wynoszą one w tym pakiecie 34 mm, a 20 m za frontem wzrastają tylko do 50 mm. Podczas stosowania słupów, rozwarstwienia sumaryczne do wysokości 6 m w stopie wyrobiska także są stosunkowo niewielkie, natomiast 70 m za frontem wynoszą 127 mm.

W chodniku 065, gdzie stosowano podatne podparcie wspornika drewnianymi kasztami i podciąganiem podpieranym, sumaryczna wartość rozwarstwień w odległości 45 m za frontem ściany była prawie dwukrotnie większa i wynosiła już 214 mm.

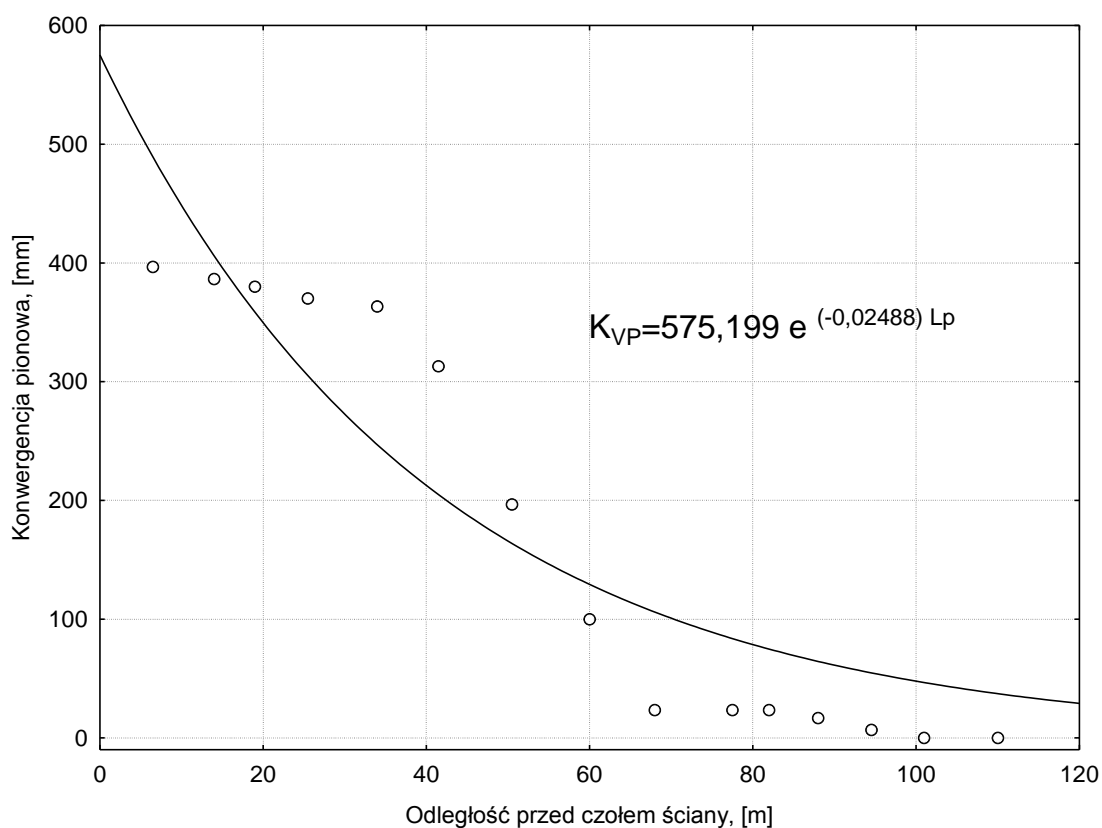
6.1.2. Wyniki pomiarów konwergencji wyrobiska 062

Chodnik 062 chroniony był za ścianą betonowymi słupami wykonywanymi bezpośrednio za przenośnikiem. Analiza wyników pomiarów przeprowadzonych w bazie I pozwala zauważyć, że

oddziaływanie ściany 902 na chodnik podścianowy 062 widoczne jest na około 60 m przed frontem eksploatacji (rys. 6.2). Pomierzona w wyrobisku konwergencja pionowa w odległości 40m przed frontem wynosiła około 300 mm. Zbliżanie się czoła ściany do bazy I nie zwiększało już konwergencji chodnika. Zaczynała ona ponownie wyraźnie wzrastać dopiero około 40 m za ścianą, po czym przyrost konwergencji zanikł w odległości około 60 m za skrzyżowaniem (rys. 6.5). Na 115 m za frontem ściany konwergencja pionowa wynosiła 820 mm (rys. 6.5). Aproksymację uśrednionych wyników pomiarów konwergencji pionowej w funkcji odległości od czoła ściany dla omawianego wyrobiska przeprowadzono oddzielnie dla wyników zebranych przed i za frontem eksploatacji. Najlepsze dopasowanie przyrostu konwergencji przed frontem ściany uzyskano dla funkcji posiadającej ogólną postać wyrażoną wzorem (20), przy wartości $r^2=0,9094$. Wartości współczynników A_i i B_i dla tej funkcji podane są na rysunku 6.2.

Wypiętrzenie spągu w warunkach chodnika 062, rozpoczęło się około 40 m przed frontem ściany i na skrzyżowaniu z przestrzenią roboczą wyniosło 100 mm. Dobrą aproksymację uśrednionych wyników pomiarów wypiętrzania w funkcji odległości do czoła ściany uzyskano za pomocą funkcji wyrażonej wzorem (22), (rys. 6.3). W odległości 115 m za frontem ściany maksymalne wypiętrzenie spągu wyniosło 500 mm, przebieg tego zjawiska opisano funkcją logarytmiczną (rys. 6.6).

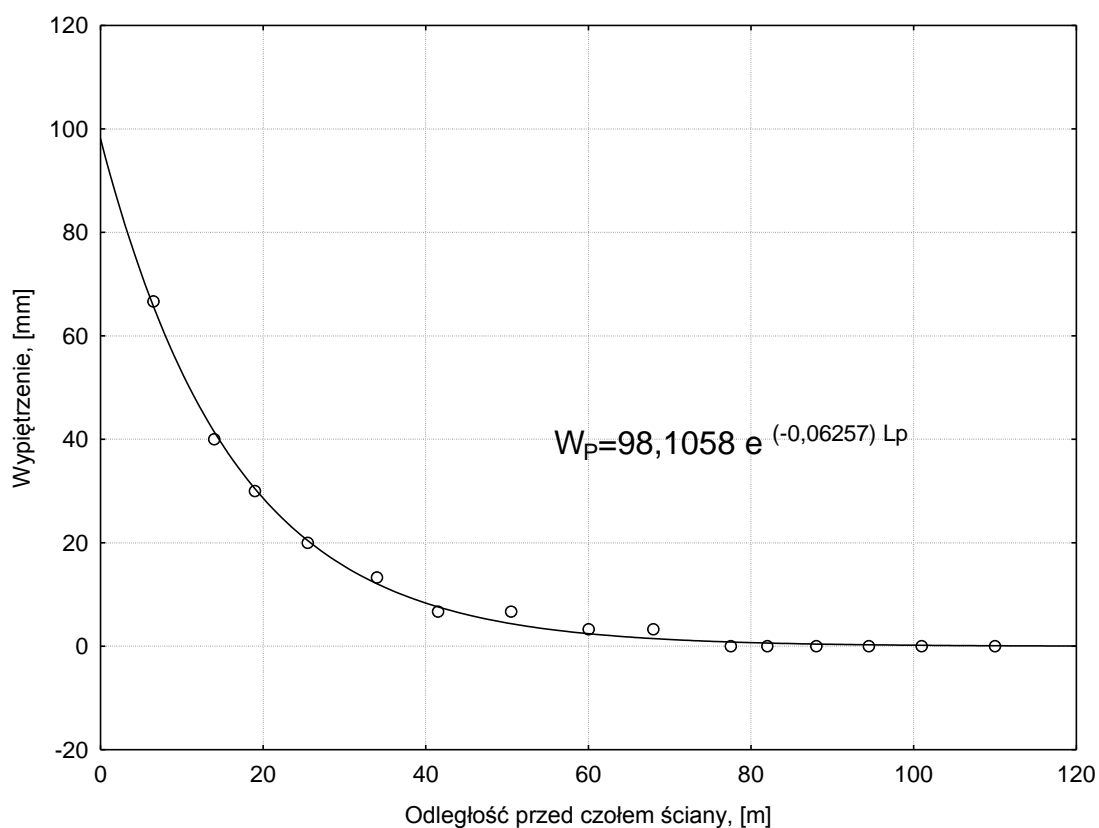
Szerokość chodnika przed frontem eksploatacji praktycznie nie uległa zmianie, nie stwierdzono znaczących zmian szerokości również po przejściu eksploatacji w strefie wzmocnienia wyrobiska betonowymi słupami. W okresie prowadzenia pomiarów w bazie I konwergencja pozioma przed frontem eksploatacji wyniosła około 30 mm, co nie ma w praktyce większego znaczenia. Przebieg zjawiska w tym przypadku opisano funkcją według wzoru (21), co pokazano na (rys. 6.4). Nie udało się jednak prowadzić w tej bazie pomiarów zmian szerokości wyrobiska za ścianą z uwagi na trudności w przeniesieniu współrzędnych repera ociosowego.



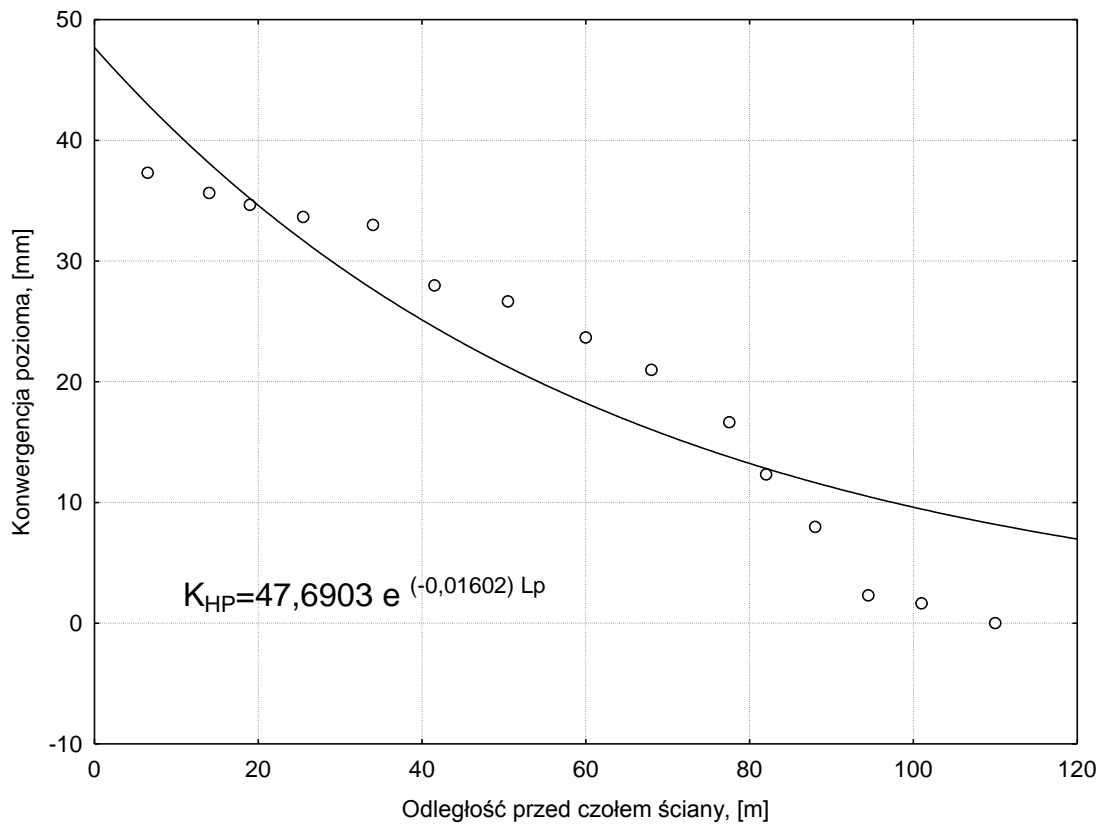
Rys. 6.2 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.

Wyniki pomiarów konwergencji pionowej i wypiętrzania spągu, zarejestrowane w bazie II, założonej 5 m za frontem ściany (rys. 6.7, 6.9), są porównywalne z uzyskanymi w bazie I. Konwergencja pozioma chodnika pomierzona w bazie II (rys. 6.8) może być traktowana jedynie orientacyjnie ze względu na trudności z zamocowaniem repera w ociosie zawałowym. Około 120 m za frontem ściany oszacowana na podstawie mało dokładnych pomiarów (z powodu repera w zrobach) konwergencja pozioma w bazie II wynosiła około 500 mm. Uzyskane w tych warunkach wyniki konwergencji poziomej za frontem można aproksymować funkcją logarytmiczną (24). Wynik tej aproksymacji pokazano na rys. 6.8.

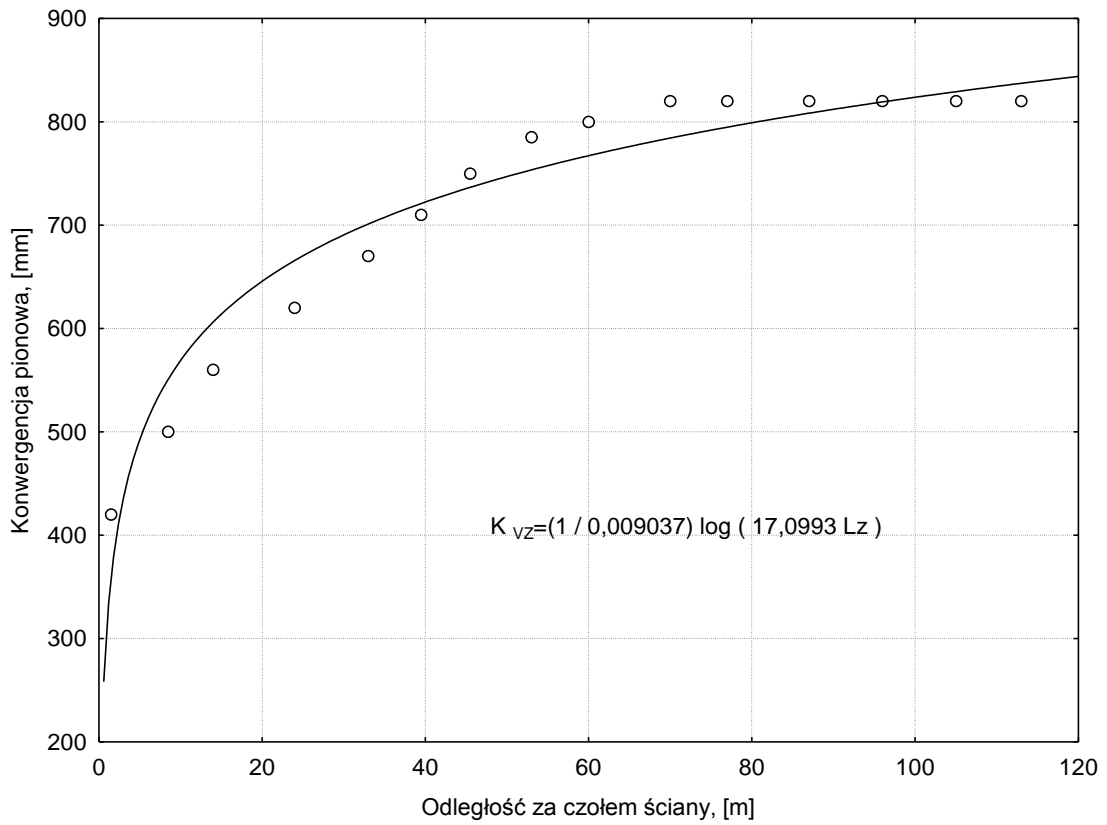
Wyniki pomiarów z obu baz potwierdzają spostrzeżenie, że większy wpływ na konwergencję pionową chodnika ma wypiętrzanie spągu, stanowiące ponad 60% wartości konwergencji. Pozostałe 40% konwergencji przypada na osiadanie stropu (rys. 6.10). Wyniki zbiorcze pomiarów dołowych pokazane na rysunku 6.10, jak również obserwacje zebrane podczas prowadzenia kolejnej ściany 903 dowodzą, iż chodnik 062 chroniony za pomocą słupów betonowych zachował wymagane przepisami gabaryty, nie zaobserwowano też deformacji obudowy, które mogłyby prowadzić do utraty jej stateczności.



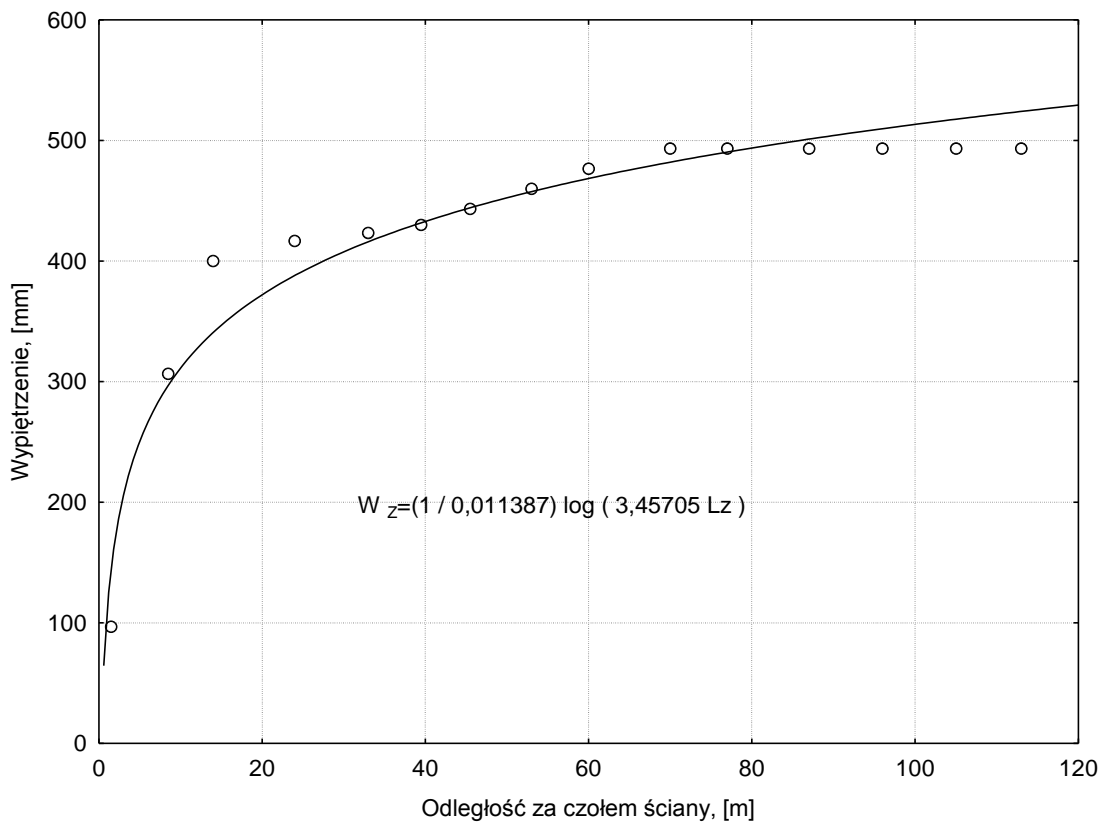
Rys. 6.3 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_P przed czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.



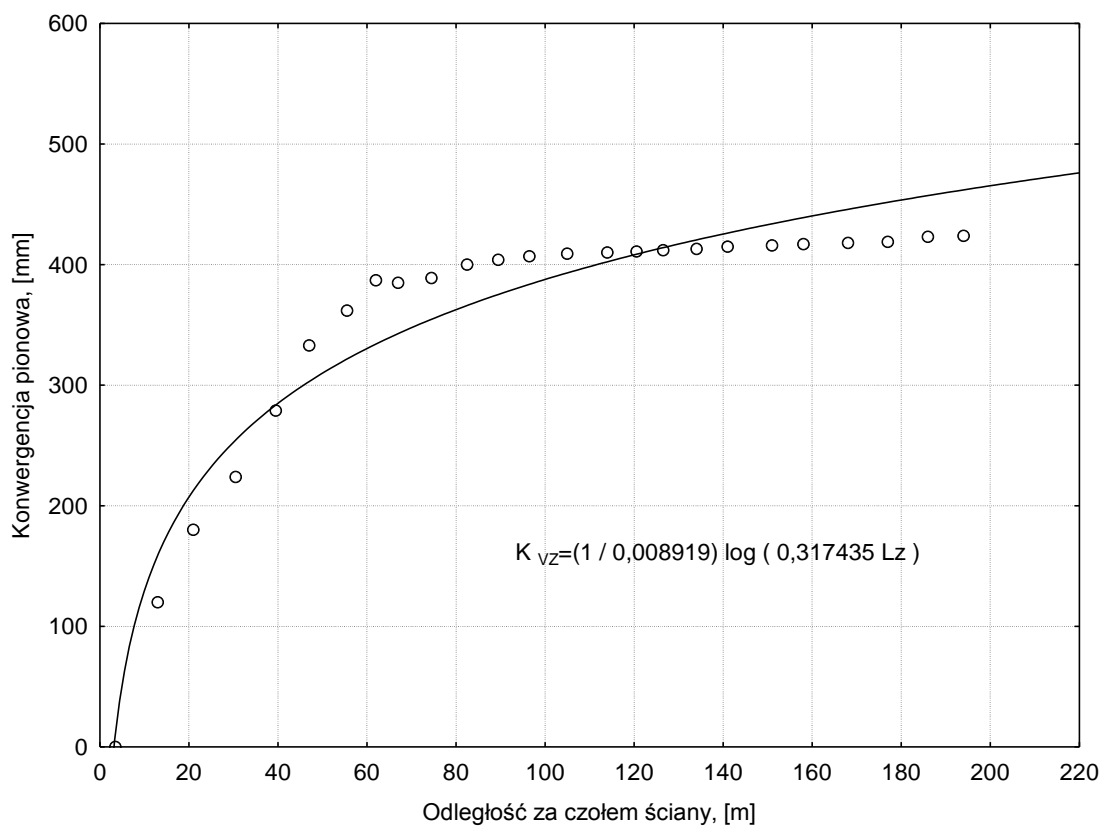
Rys. 6.4 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.



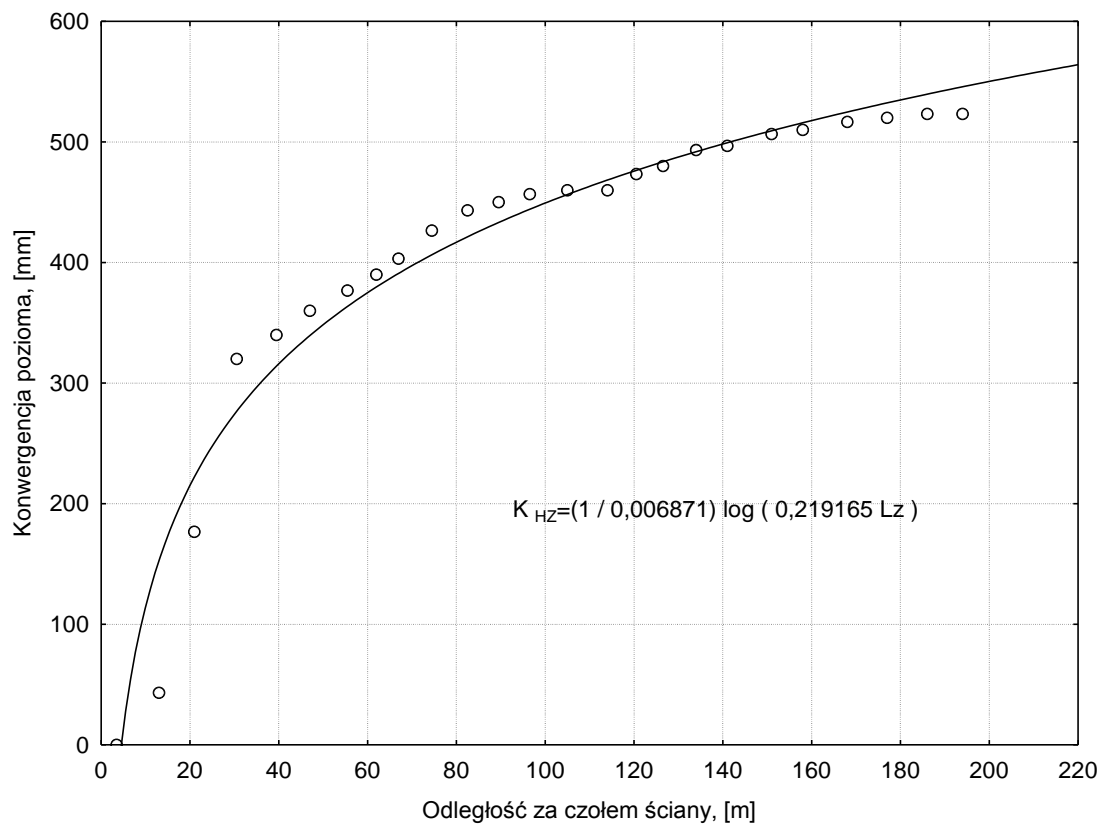
Rys. 6.5 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{Vz} za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.



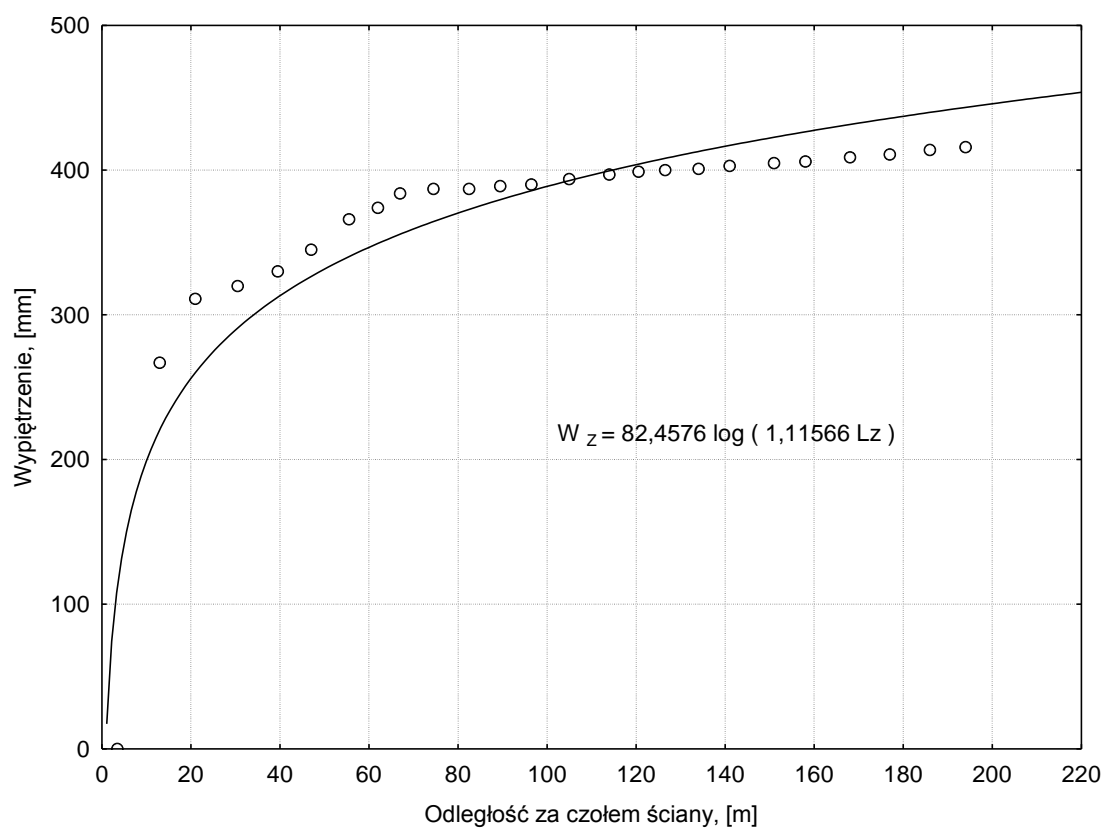
Rys. 6.6 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_z za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza I.



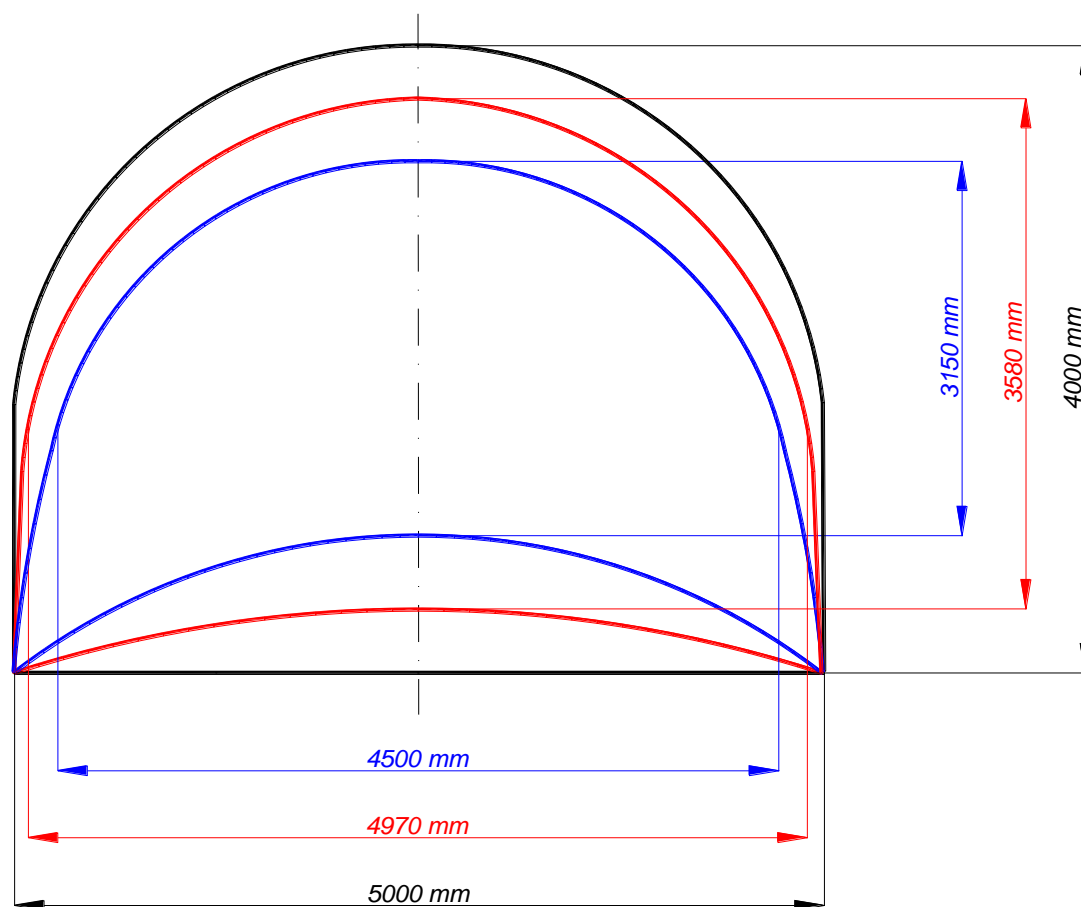
Rys. 6.7 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza II.



Rys. 6.8 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza II.



Rys. 6.9 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_z za czołem ściany na stanowisku Ch-062-Baza II.



Rys. 6.10 Zmiana gabarytów chodnika 062 w świetle wylomu:

- wymiary wyrobiska w świetle obudowy bezpośrednio po jego wykonaniu,
- wymiary obudowy na skrzyżowaniu ściana chodnik,
- wymiary obudowy ok. 200m za frontem ściany.

6.2. Wyniki badań w chodniku podścianowym 065

6.2.1. Wyniki badań wytrzymałości skał stropowych penetrometrem otworowym

Stanowisko pomiarowe badań wytrzymałości górotworu zlokalizowane zostało w chodniku 065. W stropie wyrobiska odwiercono pionowy otwór badawczy o średnicy $\varnothing 95$ mm i długości 10 m (rys. 5.21). Badanie prowadzono penetrometrem otworowym (Kidybiński, 1982). Wytrzymałości na ściskanie R_c warstw stropowych stwierdzone na długości otworu przedstawiono na rysunku 6.11.

Wytrzymałość na ściskanie pokładu 209 oraz skał spągowych w rejonie ściany 904 wyznaczona została badaniami laboratoryjnymi, wynosi ona odpowiednio $R_{cw} = 30,6$ MPa i $R_{cs} = 35,6$ MPa. Wyniki badań penetrometrycznych skał stropowych przedstawiono poniżej.

RAPORT Z POMIARÓW HYDRAULICZNYM PENETROMETREM OTWOROWYM

Litologia otworu penetrometrycznego

Rodzaj skał	od [m]	do [m]
węgiel	0,0	0,1
łupek piaszczysty	0,1	4,0
łupek ilasty	4,0	10,0

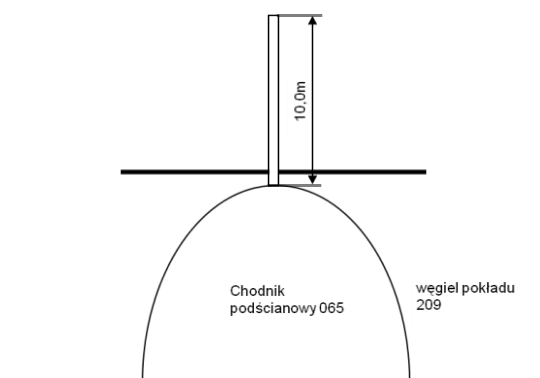
Kopalnia: **Ziemowit**

Wyrobisko: **Chodnik podścianowy 065**

Numer otworu: **2**

Długość całkowita otworu: **10,2 m**

Szkic usytuowania otworu w wyrobisku



Nachylenie otworu: **90 °**

Krok badania do 3 m: **0,1 m**

Krok badania powyżej 3 m: **0,1 m**

Średnia wytrzymałość 0-3 m: **$R_c = 11,5$ MPa**
 $R_r = 0,74$ MPa

Średnia wytrzymałość: **$R_c = 19,0$ MPa**
 $R_r = 1,22$ MPa

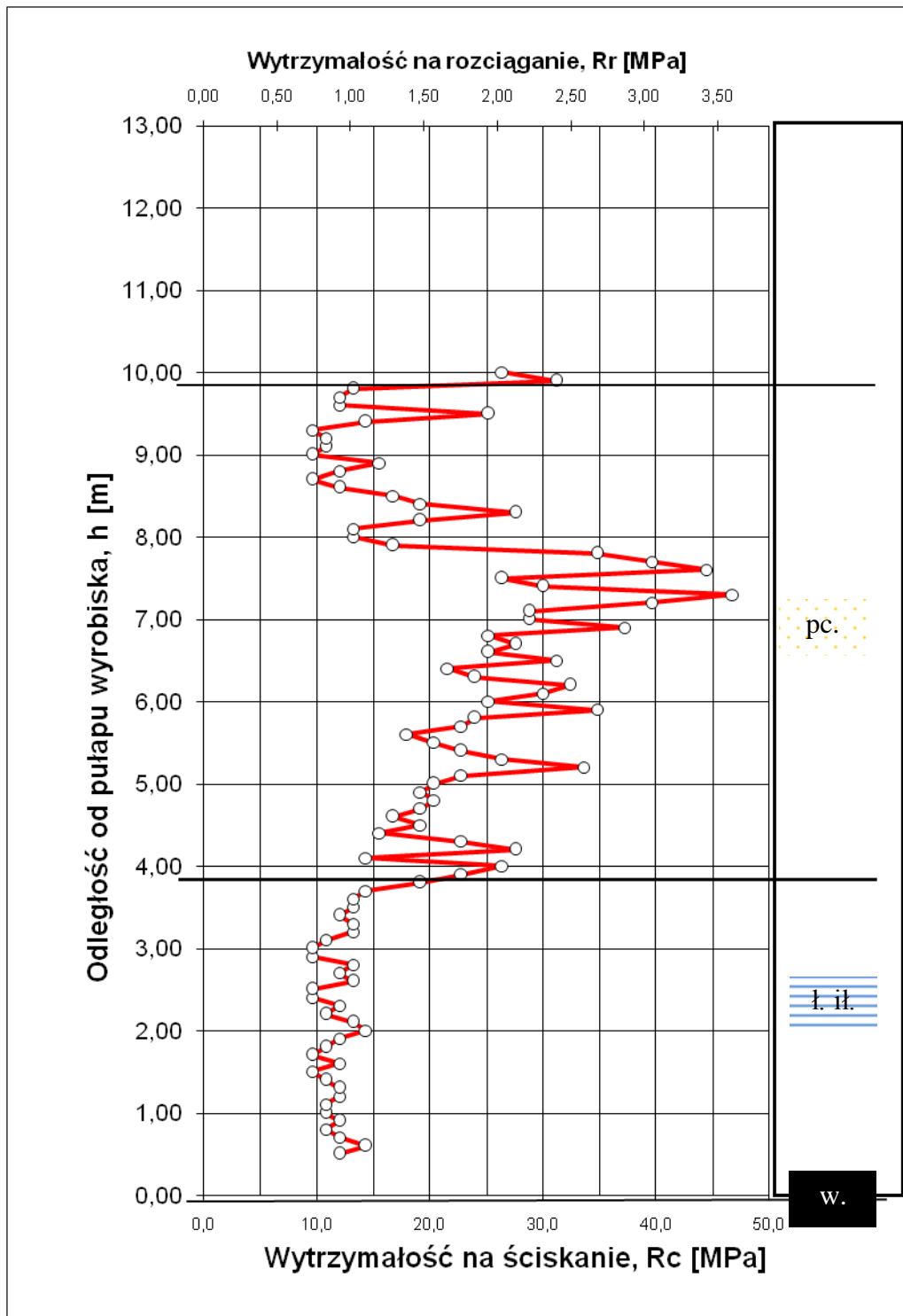
RQD,0-3m **100 % 81,8%**

RQD,cały **53 % 87,8%**

$$RQD = \frac{\sum L_{\geq 10cm}}{l} \cdot 100\% \quad (Deere, i inni 1988)$$

gdzie: $\sum L_{\geq 10cm}$ - suma długości odcinków rdzeni $\geq 10cm$
 l - długość otworu rdzeniowego

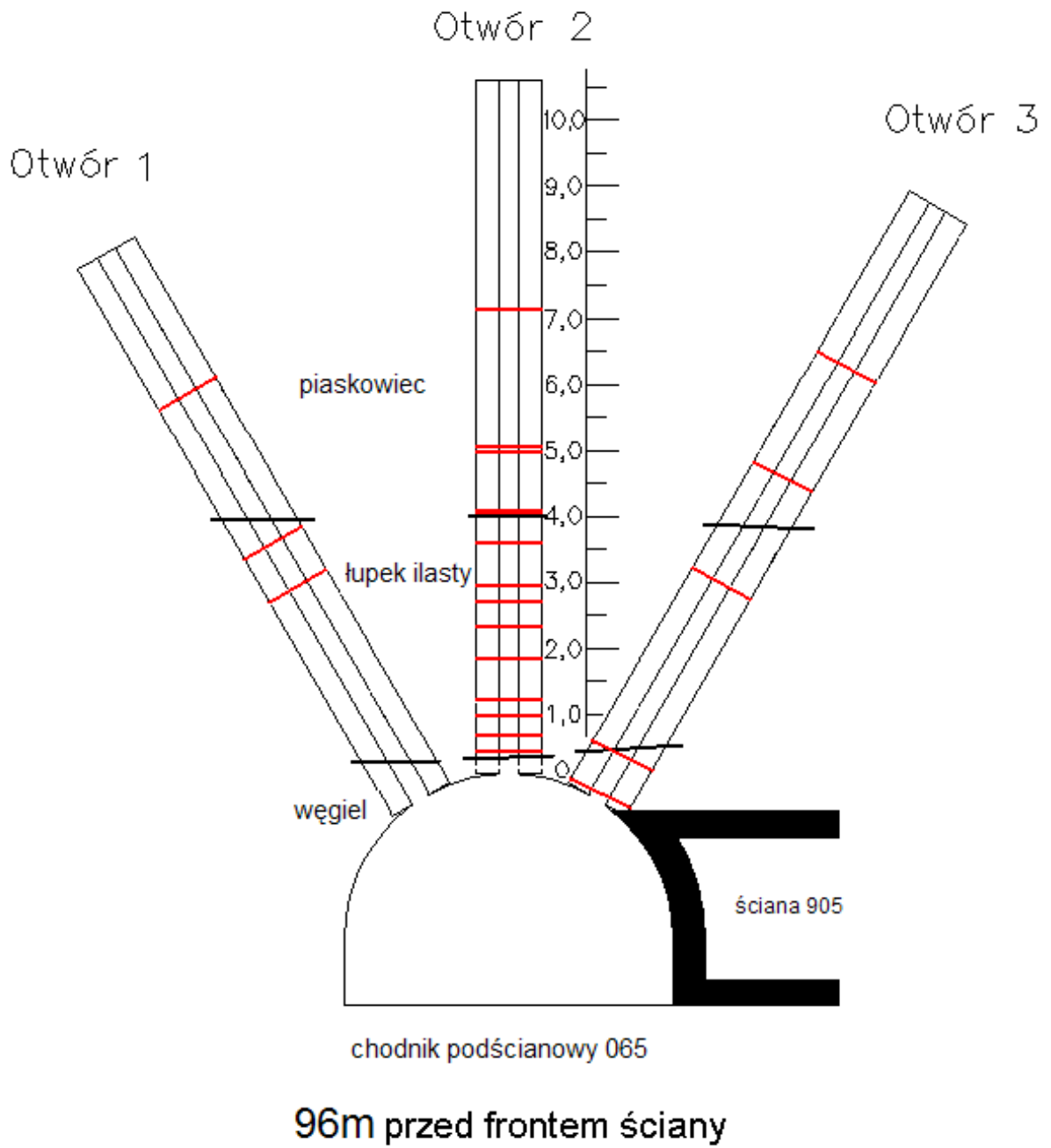
Parametry wytrzymałościowe: $R_{c\bar{s}r} = 19,0$ MPa, $R_{r\bar{s}r} = 1,22$ MPa



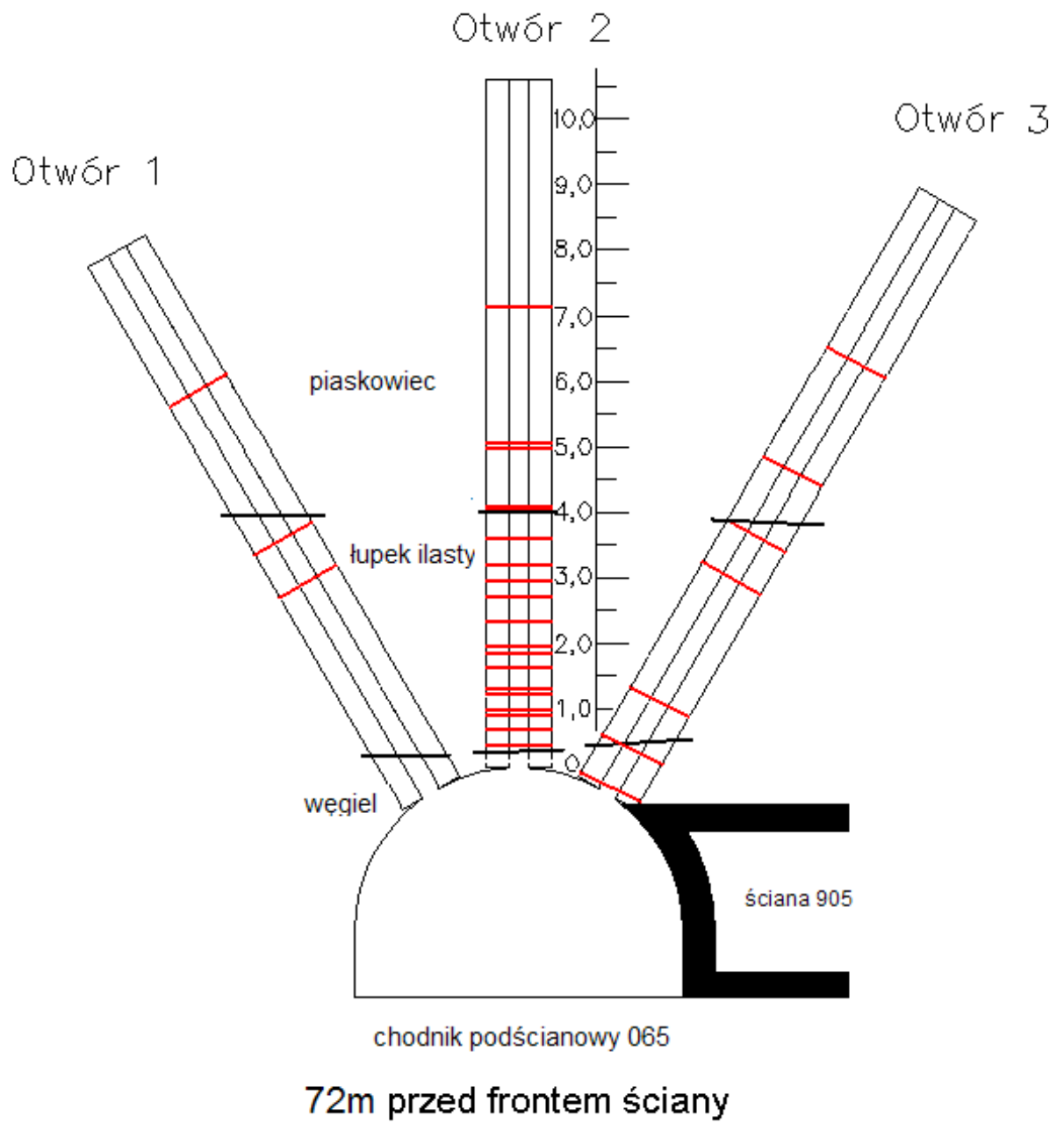
Rys. 6.11 Wynik badań penetrometrycznych w stropie chodnika 065.

6.2.2. Wyniki badań strefy spękań kamerą introskopową w chodniku 065

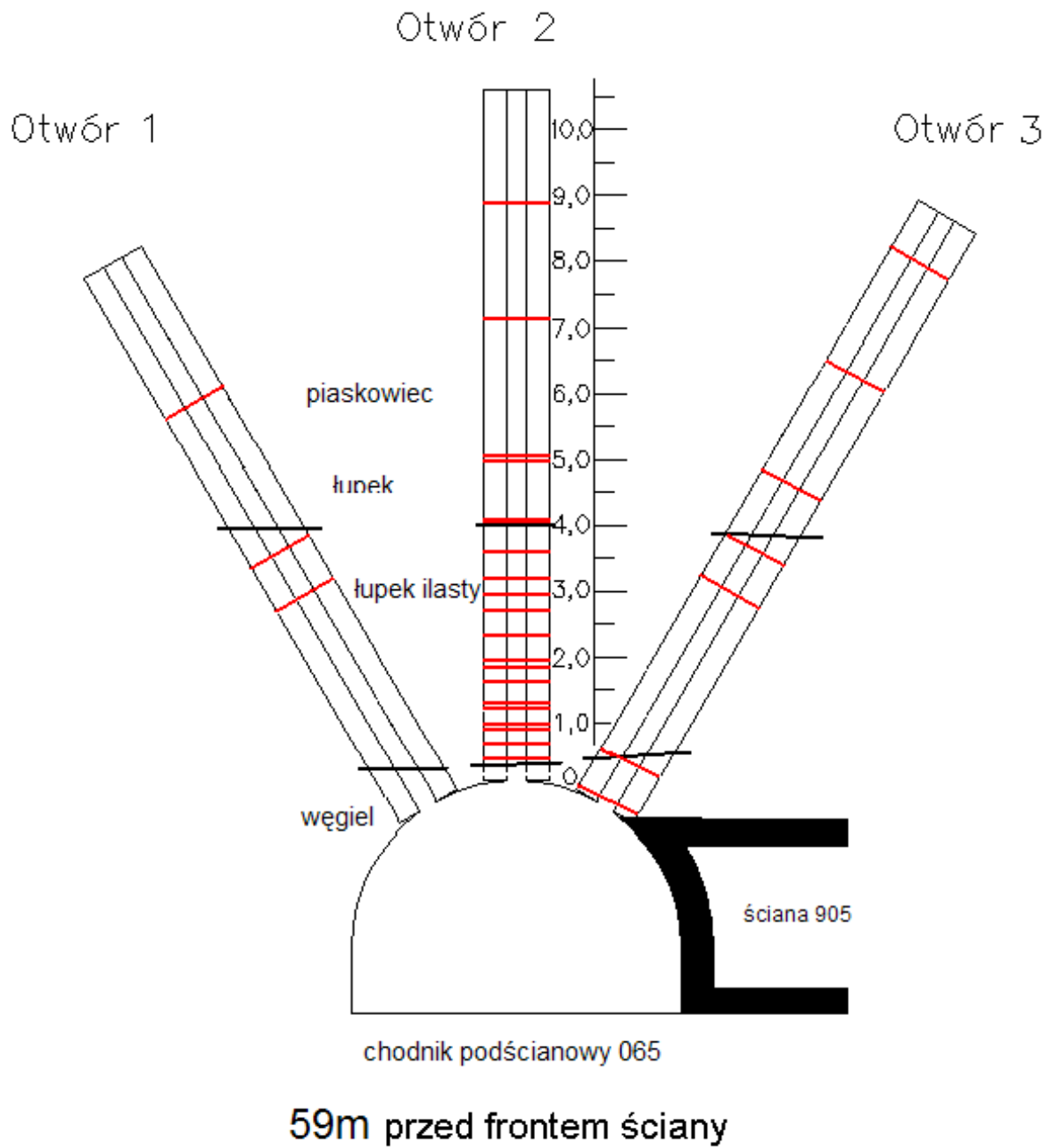
Jak przedstawiono w rozdziale 5.3, badania introskopowe prowadzono w otworach stropowych nad wyrobiskiem, a ich rozmieszczenie w przekroju poprzecznym pokazano na rysunku 5.18. Przed frontem ściany otwory posiadały długość około 10 m, za frontem zależnie od możliwości zapewnienia drożności otworu do 15 m. Badania introskopowe polegały w istocie na oględzinach ścianek otworu badawczego w około 5-krotnym powiększeniu. Pozwoliły one na lokalizację i pomiar rozwarcia szczelin rozwarstwieniowych a także spękań przecinających pod różnymi kątami ścianki otworu badawczego. Szczeliny zaobserwowane kamerą zaznaczone zostały na profilach otworów liniami czerwonymi. Należy zauważyć, że kamera introskopowa pozwala na pomiar rozwarcia szczeliny z dokładnością do 0,1 mm. Nie korzystano jednak zbyt często z takiej możliwości z uwagi na dużą prącochłonność takich pomiarów, zakładając równocześnie, że zarówno szczeliny zaciśnięte jak i rozwarte w podobnym stopniu zmniejszają wytrzymałość górotworu.



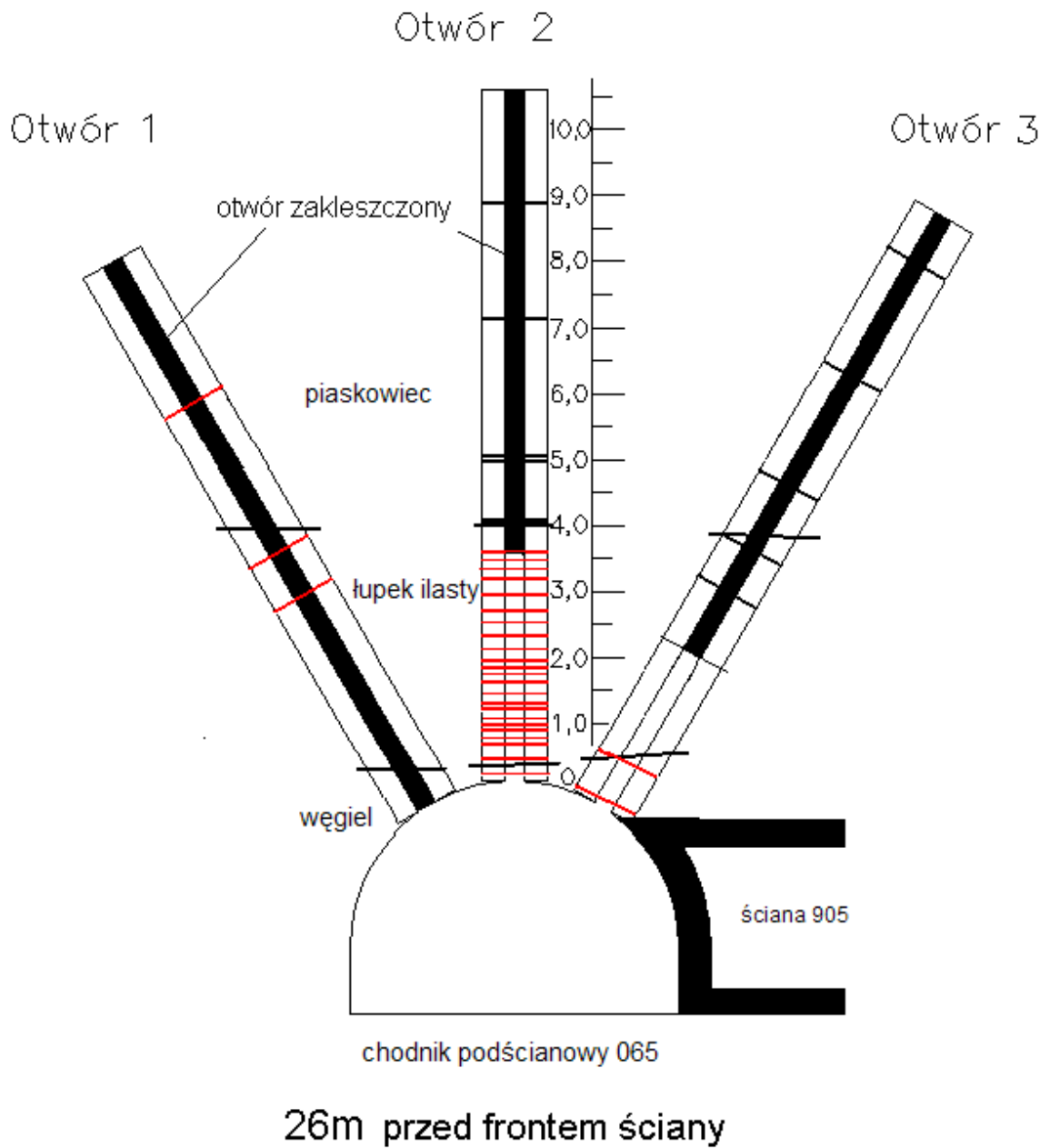
Rys. 6.12 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 96 m przed frontem ściany.



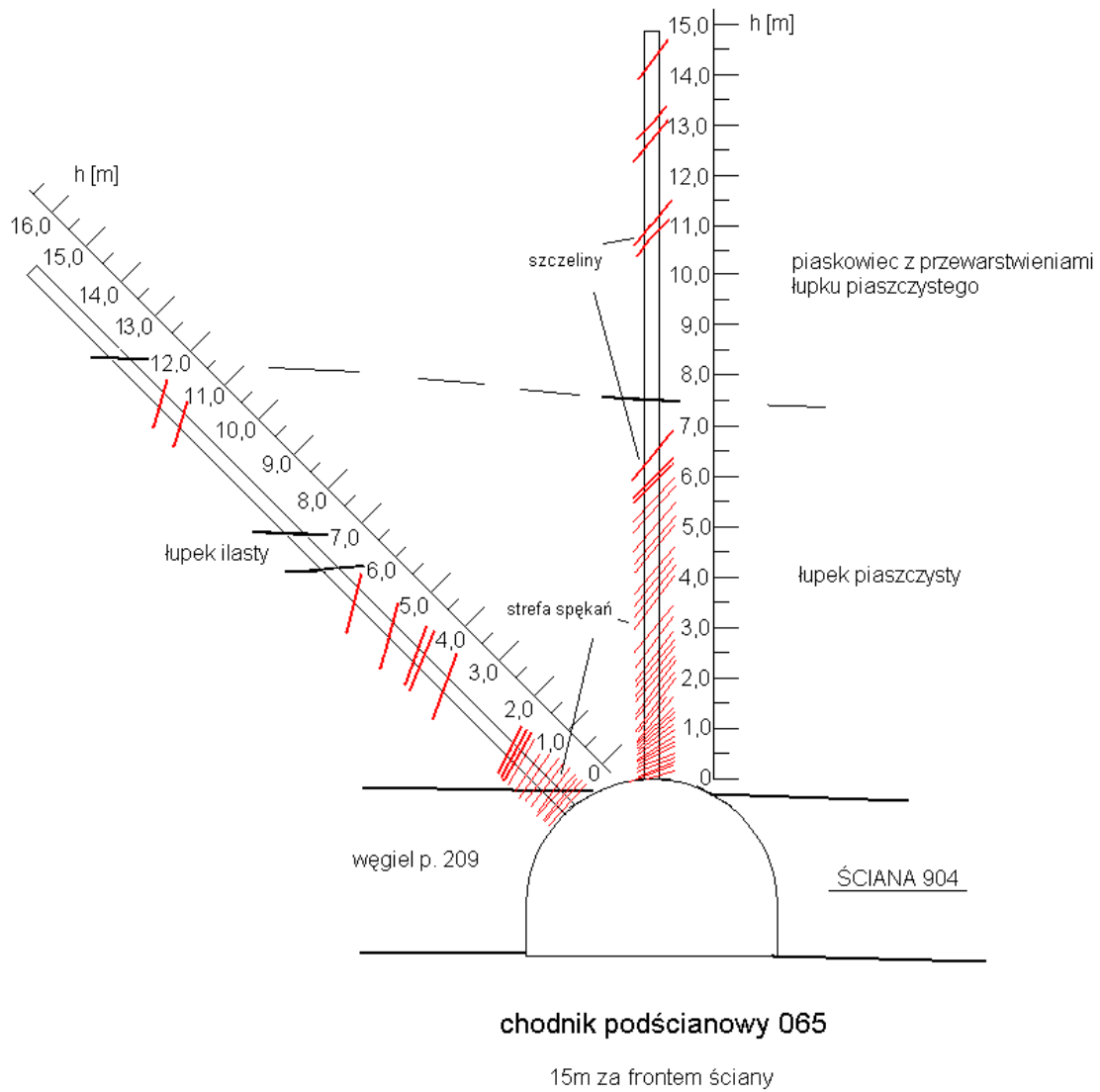
Rys. 6.13 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 72 m przed frontem ściany.



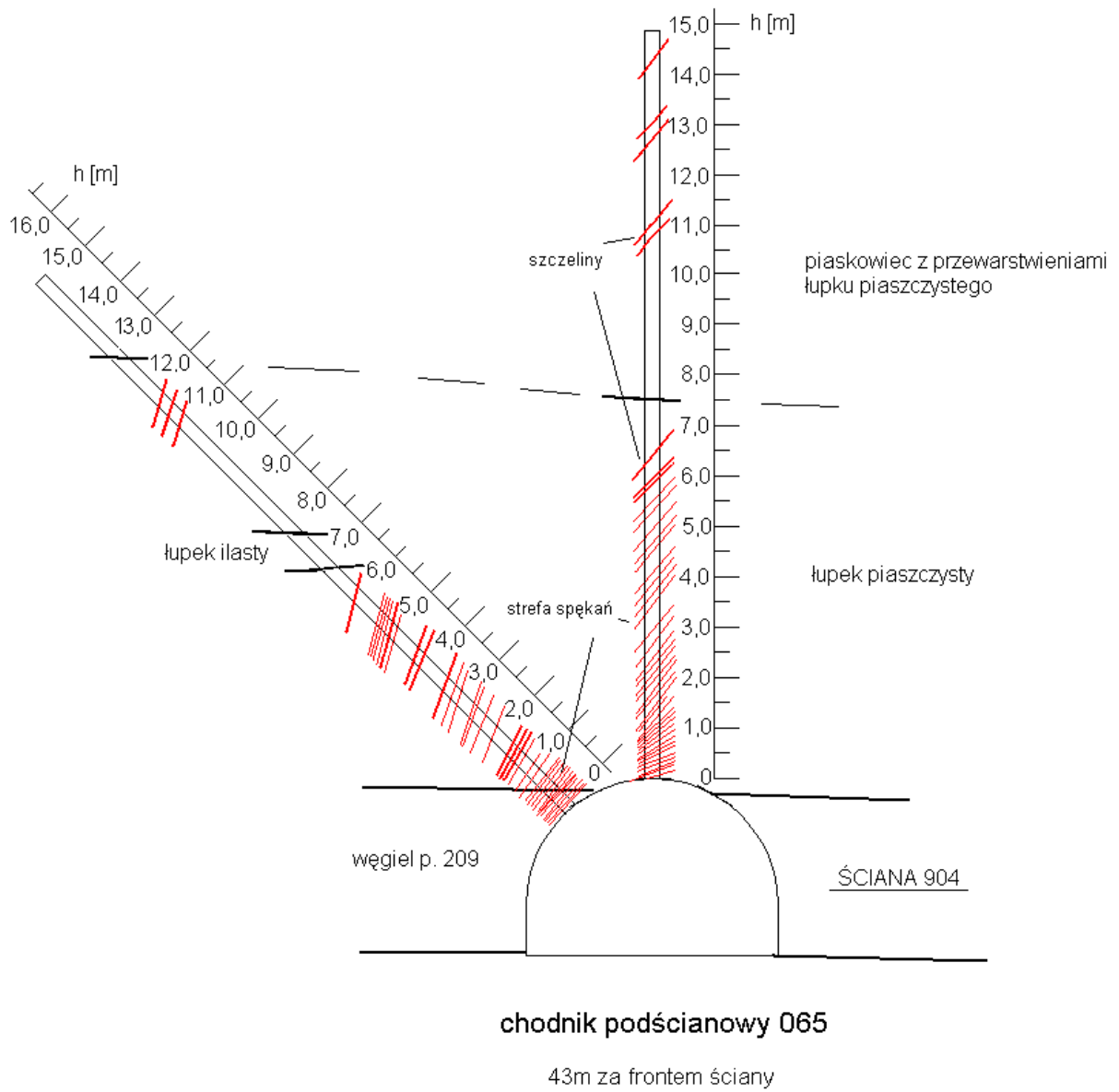
Rys. 6.14 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 59 m przed frontem ściany.



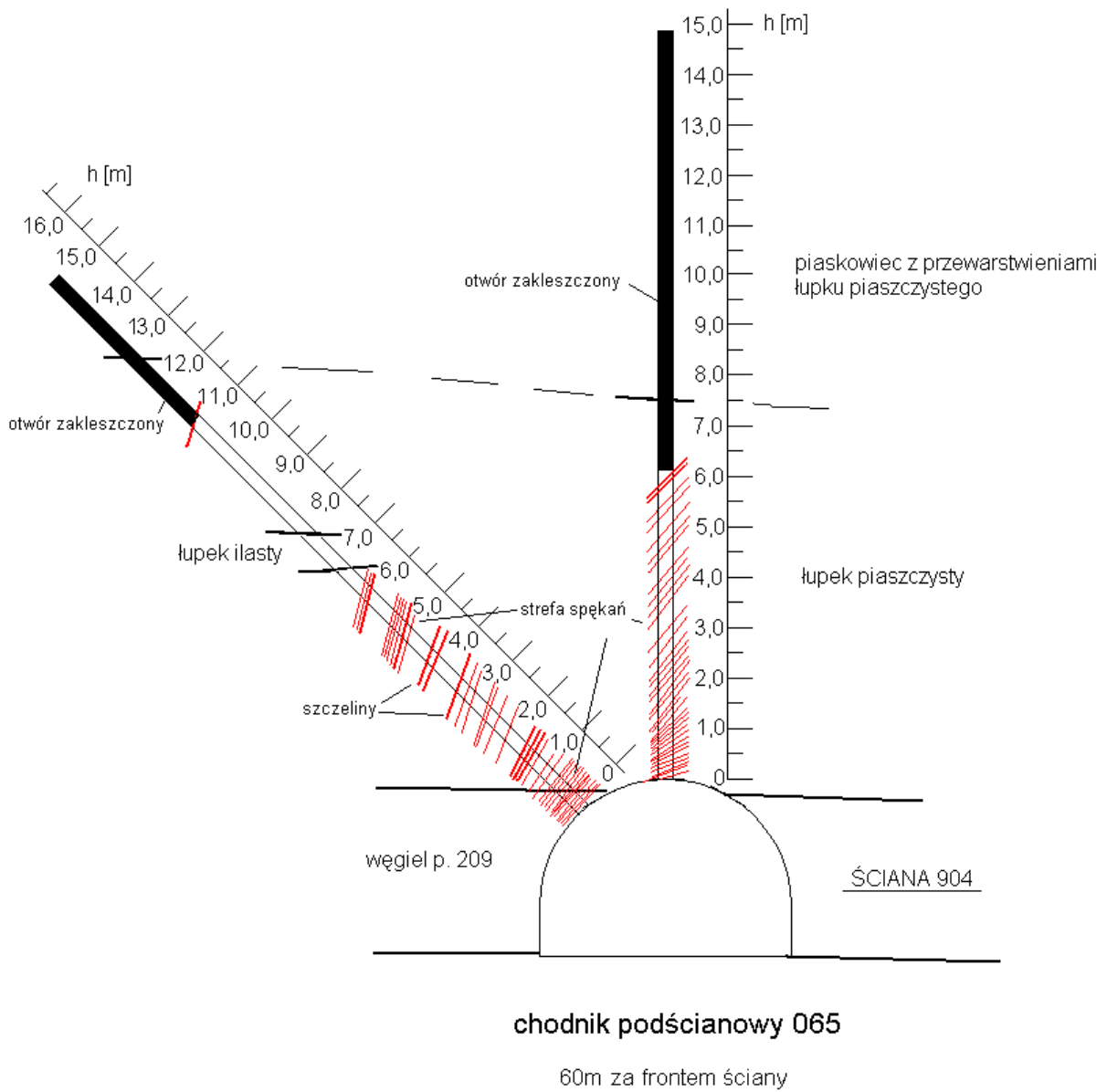
Rys. 6.15 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 26 m przed frontem ściany.



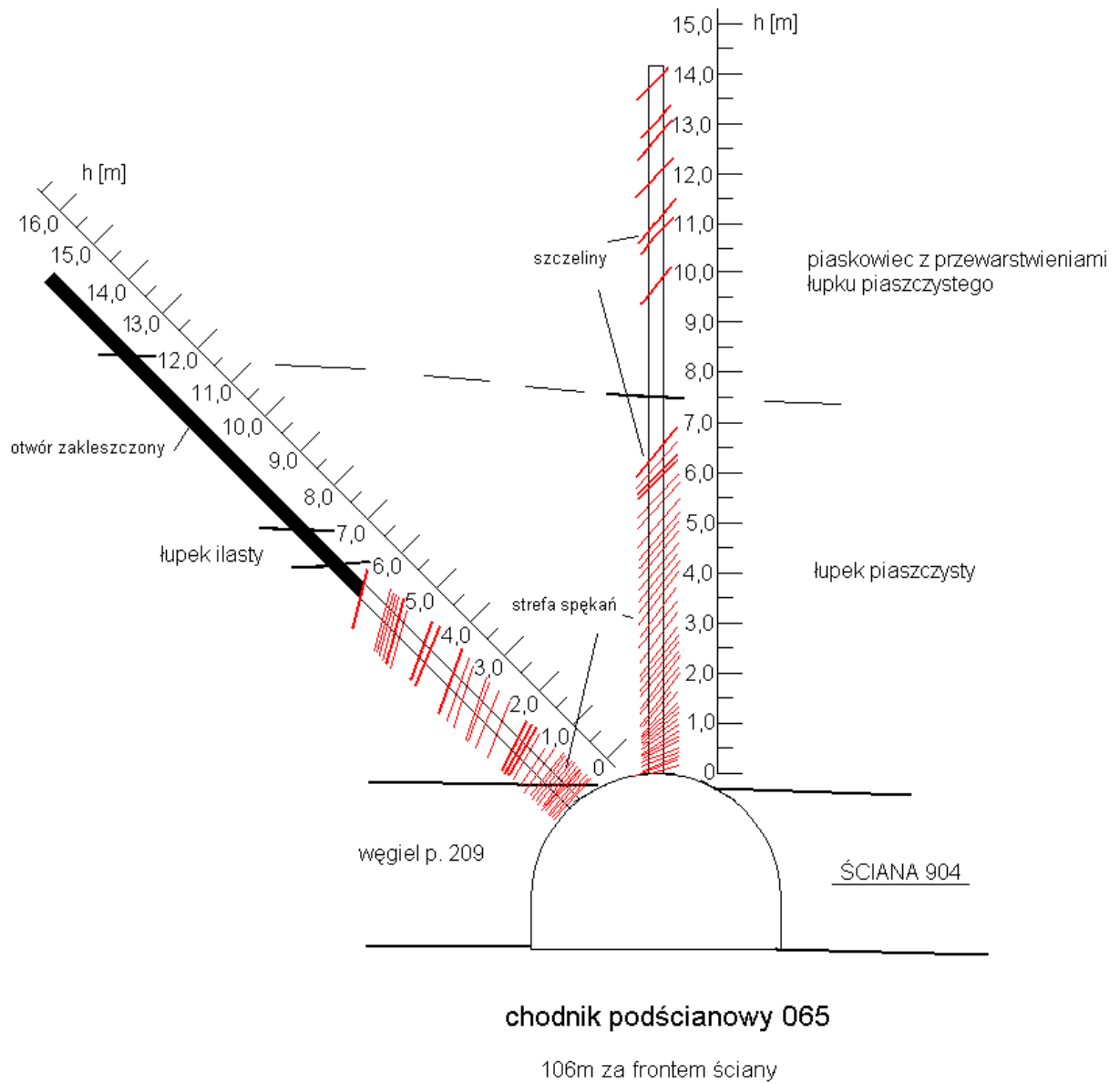
Rys. 6.16 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 15 m za frontem ściany.



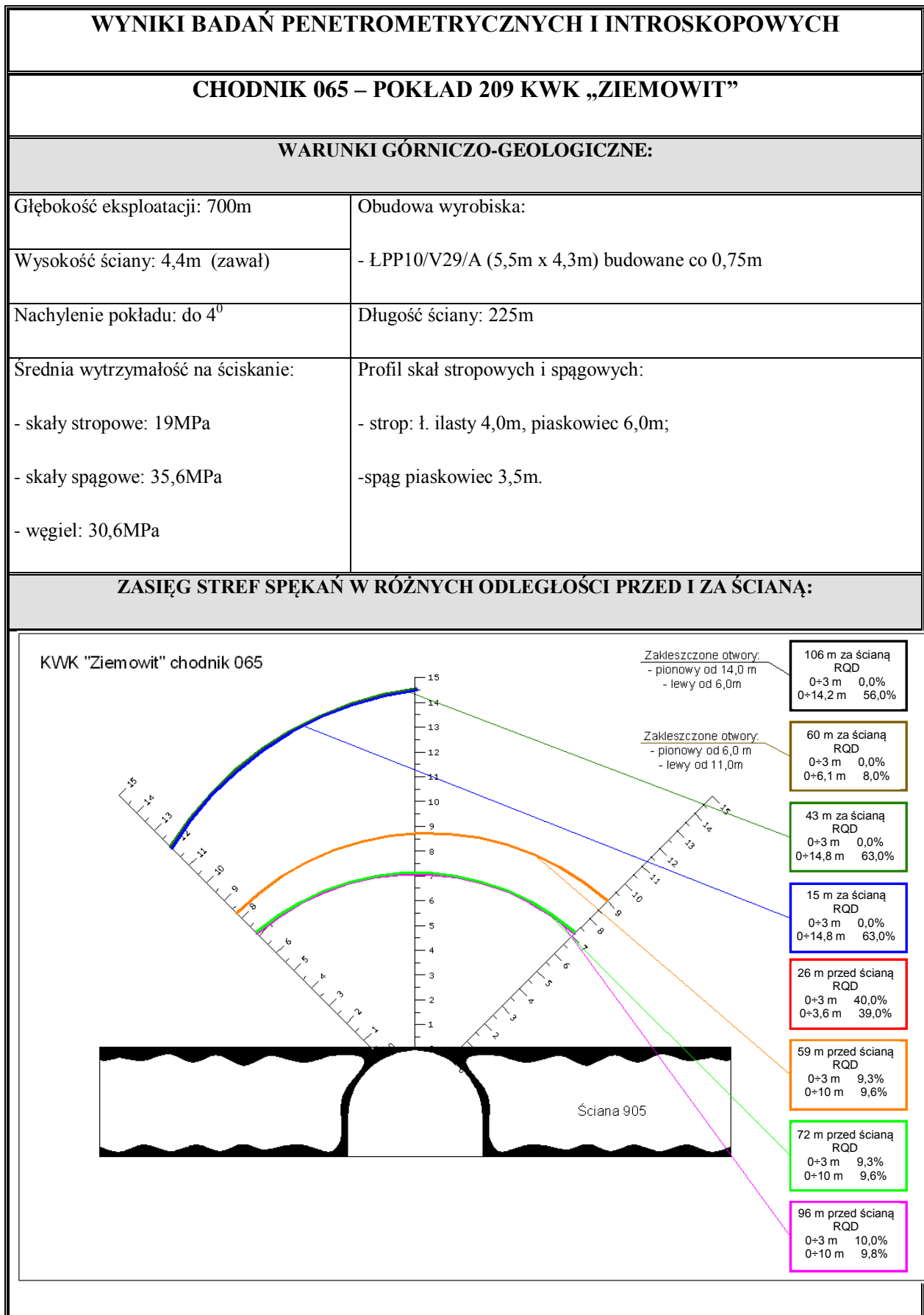
Rys. 6.17 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 43 m za frontem ściany.



Rys. 6.18 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 60 m za frontem ściany.



Rys. 6.19 Wynik badań spękań stropu chodnika 065 – 106 m za frontem ściany.



Rys. 6.20 Wyniki badań penetrometrycznych, RQD i zasięgu spekań stropu chodnika 065.

Analizując wyniki pojedynczych pomiarów zasięgu strefy odprężonej w otoczeniu chodnika i intensywności spękań, rozumianej jako ilość szczelin przecinających odcinek otworu o jednostkowej długości, można stwierdzić, że w odległości 96 m przed frontem ściany (rys. 6.12) istnieje wyraźnie ukształtowana strefa spękanych skał stropowych ponad wyrobiskiem. Pojedyncze, rozproszone szczeliny występują nawet do wysokości ok. 7,0 m od pułapu wyrobiska (rys. 6.20 linia zielona). Strefa zagęszczonej szczelinowatości w tej odległości od ściany posiada zasięg ok. 4,0 m. Szczeliny stwierdzone omawianymi badaniami w stropie pokładu 209 są wynikiem głównie naruszenia równowagi pierwotnej górotworu, wykonaniem wyrobiska oraz w mniejszym stopniu, oddziaływaniem ciśnienia eksploatacyjnego. Świadczą o tym pustki ponad obudową chodnika. Można przyjąć, że w przypadku dużej częstotliwości szczelin łatwiej dochodzi do podziału warstw stropowych na bloki i osłabienia wzajemnego rozparcia tych bloków. W takich warunkach obciążenie obudowy chodnika będzie wynikało przede wszystkim z masy odprężonego górotworu znajdującego się ponad wyrobiskiem. Porównanie wskaźnika RQD z intensywnością szczelinowatości, wyznaczaną introskopowo, potwierdza prawidłową interpretację wyników badań kamerą. Kolejną serię badań introskopowych wykonano, kiedy czoło ściany znajdowało się około 72 m od punktu pomiarowego (rys. 6.13). Jak wynika z rysunku, zasięg spękań skał stropowych chodnika 065 praktycznie nie uległ zmianie w stosunku do stwierdzonego w odległości 96 m przed frontem. Zauważyć jednak należy, że w warstwie skał stropowych do wysokości ok. 3,0 m częstotliwość szczelin wzrasta dwukrotnie. Wskaźnik RQD dla warstwy stropu bezpośredniego $0 \div 3$ m pozostaje praktycznie bez zmian.

Wyniki badań introskopowych, przeprowadzonych w odległości 59 m przed frontem ściany (rys. 6.14) pokazują, że zasięg spękań nad wyrobiskiem powiększył się o ok. 2 m i wynosi ok. 9,0 m. Z badań rozwarstwień w tym rejonie wyrobiska wynika, że w pakiecie skał stropowych do wysokości 3,0 m w stropie wyrobiska, rozluźnienie struktury skał wynosi ok. 28 mm. Przyrost grubości rozluźnionego pakietu skał stropowych nastąpił w przedziale odległości od czoła ściany w granicach $96 \text{ m} \div 59 \text{ m}$. Wskaźnik RQD (rys. 6.20) nie zmniejszył się zauważalnie w podanym przedziale odległości.

Jak wynika z rysunku 6.20, wartości RQD wynosiły odpowiednio dla całego otworu pionowego 9,6% oraz 9,3% dla odcinka otworu w przedziale $0 \div 3$ m. Podział rdzenia następował głównie w warstwie łupku ilastego.

W odległości punktu pomiarowego około 26 m od frontu ściany (rys. 6.15) dochodziło do poziomych przemieszczeń warstw i otwory pomiarowe ulegają ścięciu na wysokości 3,5 m od pułapu. Z tego właśnie powodu, w miarę zbliżania się frontu ściany do punktu pomiarowego,

szczelinowatość można było kontrolować jedynie do miejsca ścięcia otworu, tj. do wysokości około 3,5 m od stropu wyrobiska. Pomiar w pakiecie skał o grubości 3,0 m wykazały przyrost rozwarstwień wynoszący 22 mm.

Obserwacje wizualne tego rejonu wyrobiska wskazują na wypełnienie pustych przestrzeni, które występowały wcześniej pomiędzy obudową i obrysem. Nie zaobserwowano jednak objawów obciążenia obudowy. Na łukach nie stwierdzono zsuwów i obciążenia siatki opinającej wyrobisko. Obciążenie obudowy, co jest widoczne gołym okiem na opince, pojawia się dopiero przed samym frontem ścianowym, w rejonie skrzyżowania z przestrzenią roboczą.

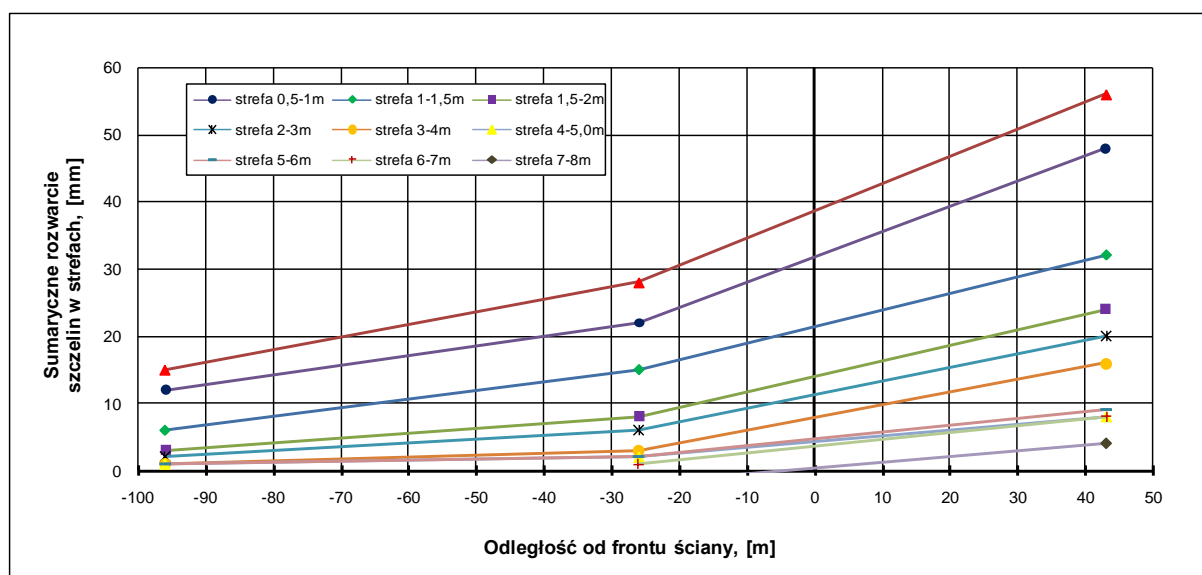
Prowadzenie analogicznych obserwacji za frontem ściany możliwe było dopiero w odległości 15 m od skrzyżowania (rys. 6.16). Wymagało to wykonania nowych otworów wiertniczych lub przewiercenia otworów wykorzystywanych przed ścianą. Badania stanu spękań kamerą introskopową wskazują na dalszy wzrost zasięgu strefy spękań w otoczeniu wyrobiska. W odległości 15 m za ścianą, szczeliny odprężeniowe stwierdzono do wysokości 14,5 m. Charakterystycznym jest, że szczeliny równoległe do uławicenia o wyraźnie większym rozwarciu, które można traktować jako rozwarstwienia, pojawiają się do wysokości 7,5 m ponad pułapem wyrobiska. W ławie skał nad wyrobiskiem o grubości około 3,0 m stwierdzono, że odległości między szczelinami zawierają się w przedziale od 5 cm do 12 cm. Wzrost szczelinowatości stwierdzony metodą introskopową potwierdza wskaźnik RQD, który dla pakietu stropowego grubości 3,0 m wynosił 0,0% (rys. 6.20).

Jeśli przyjmie się, że wskazania rozwarstwieniomierzy wielopunktowych nie zostały znacząco zakłócone poziomymi przemieszczeniami warstw stropowych występującymi za frontem eksploatacji, to można stwierdzić, że przyrost rozwarstwień w pakietach o przyjętej grubości zachodzi w dalszym ciągu porównywalnie do przyrostu rozwarstwień stwierdzonych przed frontem eksploatacji. W punkcie pomiarowym znajdującym się około 43 m za ścianą eksploatacyjną (rys. 6.17) nie stwierdzono zmiany zasięgu i intensywności spękań w stosunku do wyznaczonych 15 m za frontem eksploatacji. Parametr RQD w obu wymienionych punktach posiada podobną wartość. Do wysokości 3,0 m w stropie wyrobiska występuje praktycznie rumosz skalny, a powyżej strop charakteryzuje się wyraźnymi szczelinami rozwarstwieniowymi równoległymi do uławicenia. Niska wartość wskaźnika RQD świadczy o powiększaniu się obszaru stropu o zniszczonej strukturze. Podzielność rdzenia i częstotliwość szczelin określona introskopowo świadczą, że omawiane warstwy stropu uległy w tym rejonie wyrobiska daleko idącej dezintegracji. Stanowią one praktycznie warstwę rumoszu obciążającego obudowę wyrobiska.

Kolejne serie pomiarów introskopowych zrealizowane zostały 60 m i 106 m za ścianą, a ich wyniki pokazano na rysunkach 6.18 i 6.19. Utrudnieniem dla prowadzenia badań za frontem

eksploatacji było częste ścinanie otworów powodowane różną prędkością przemieszczania się warstw stropu w kierunku przestrzeni zawału. Charakterystycznym jest, że wysokość na której dochodziło do ścinania otworów pomiarowych w miarę oddalania się ściany, ulegała zwiększaniu. W odległości 60 m za ścianą wynosiła ona około 6,0 m a 106 m za ścianą już ponad 14 m. Może to świadczyć o tym, że coraz to wyższe partie skał stropowych („rozwalcowywane” wg. *Jacobiego*) ulegają przemieszczaniu w stronę strefy rozluźnionej, jaką tworzy gruzowisko zawału. Opracowując technologię wzmocnienia górotworu, które ma zapewnić utrzymanie wyrobiska za ścianą eksploatacyjną należy takie poziome przemieszczenia stropu brać również pod uwagę. Przemieszczenia te powodują między innymi przesuwanie kotew instalowanych w stropie wyrobiska w stronę zawału, zginanie a nawet ścinanie prętów tych kotew. Wraz z kotwiami przemieszczeniu ulegają punkty podwieszenia obudowy podporowej na kotwiach, co prowadzi do deformacji łuków. Jak wynika z dotychczasowych obserwacji nawet wysokie kotwienie stropu kotwami strunowymi nie jest w stanie przeciwdziałać poziomemu przemieszczaniu warstw. Przemieszczenia warstw stropowych w kierunku zawału, jakie występują za ścianą eksploatacyjną powodują, że kotwie strunowe niejednokrotnie tracą naciąg. Użycie zbyt krótkich kotwi w takich warunkach nie zapewnia wzmocnienia górotworu i obudowy w wymaganym okresie użytkowania wyrobiska.

6.2.3. Wyniki pomiarów rozwarstwień skał stropowych w chodniku 065



Rys 6.21 Sumaryczne rozwarstwienia w wydzielonych strefach skał stropowych w chodniku 065.

Pomiary rozwarstwień w skałach stropowych chodnika 065 prowadzono rozwarstwieniomierzami wielopunktowymi według metodyki opisanej w rozdziale 5.3 i

stosowanej dla wszystkich obserwowanych wyrobisk. Pomiarami objęto pakiet skał do wysokości 8,0 m w stropie wyrobiska. Wyniki pomiarów przedstawiono na rysunku 6.21. Kontrolowane w chodniku 065 przed ścianą rozwarstwienia stropu wskazują, że zauważalny ich wzrost zaczyna się objawiać około 90 m przed frontem ściany, a największe przyrosty rozwarścia szczelin następują w strefach pomiarowych najbliższych konturowi wyrobiska. Przed frontem ściany sumaryczne rozwarstwienia objętej pomiarami ławy stropowej o grubości 8 m wynoszą 147 mm. Sumaryczne rozwarście szczelin pomierzone introskopowo wynosi w tym miejscu około 84 mm. Różnica wyników z obu metod pomiarowych może być interpretowana jako wzrost objętości skał bez utraty ciągłości, wywołany zmianą stanu naprężeń. Takie właśnie zachowanie się górotworu w otoczeniu wyrobisk proponuje się nazywać „rozpulchnieniem górotworu”. Pomiaru rozwarstwień kontynuowane w tych warunkach za ścianą eksploatacyjną w związku z zakłócającymi poziomymi przemieszczeniami warstw, nie będą interpretowane. Zmiany długości linek pomiarowych w ścinanych otworach wiertniczych nie pozwalają na rozróżnienie rozwarścia szczelin od przemieszczeń warstw zachodzących równoległe do uwarstwienia.

Z badań introskopowych wynika, że wskazania rozwarstwieniomierzy nie zawsze świadczą o powstawaniu szczelin. Wykorzystując kamerę można pomierzyć rozwarście szczelin z dokładnością do 0,1 mm. Niejednokrotnie zdarzało się, że pomimo kilkumilimetrowych wskazań rozwarstwieniomierzy nie stwierdzono introskopowo występowania szczelin. Świadczyć to może o nazwanym już zachowaniu się górotworu, szczególnie łupków ilastych, w których rozluźnienie struktury może zachodzić bez przerwania ciągłości. W mniejszym stopniu można takie zachowanie górotworu spotkać w kruchym piaskowcu, który stanowi strop zasadniczy pokładu 209.

6.2.4. Wyniki pomiarów konwergencji wyrobiska 065

W rozdziale 5. przedstawiono rozmieszczenie reperów dla pomiarów osiadania stropu, wypiętrzania spągu i przemieszczeń ociosów chodnika 065. Jak wynika z przeprowadzonych pomiarów konwergencji, widoczne przemieszczenia skał w kierunku przestrzeni wyrobiska zaobserwować można około 40 m przed frontem ściany. Istnieje pełna korelacja pomiędzy wynikami pomiarów rozwarstwień i obniżenia stropu. Obniżenie stropu rozpoczyna się praktycznie w tym samym czasie co powstawanie pierwszych rozwarstwień. Przemieszczenia skał nie od razu powodują obciążenie obudowy. Do obciążeń nie dochodzi w początkowej fazie przemieszczeń, kiedy to wypełnieniu ulegają pustki pozostające ponad odrzwiami. Obniżenie

stropu kontrolowane metodami geodezyjnymi jest bardzo pracochłonne i z tego względu rzadko w takich badaniach wykorzystywane.

Wysokość wyrobiska w świetle obudowy jest jednym z ważniejszych parametrów decydujących o przydatności wyrobiska do pełnienia przewidzianych funkcji. Ponowne wykorzystanie chodnika znajdującego się w sąsiedztwie zrobów, gdzie konwergencja jest najbardziej intensywna, wymaga szczególnego rodzaju zabezpieczenia.

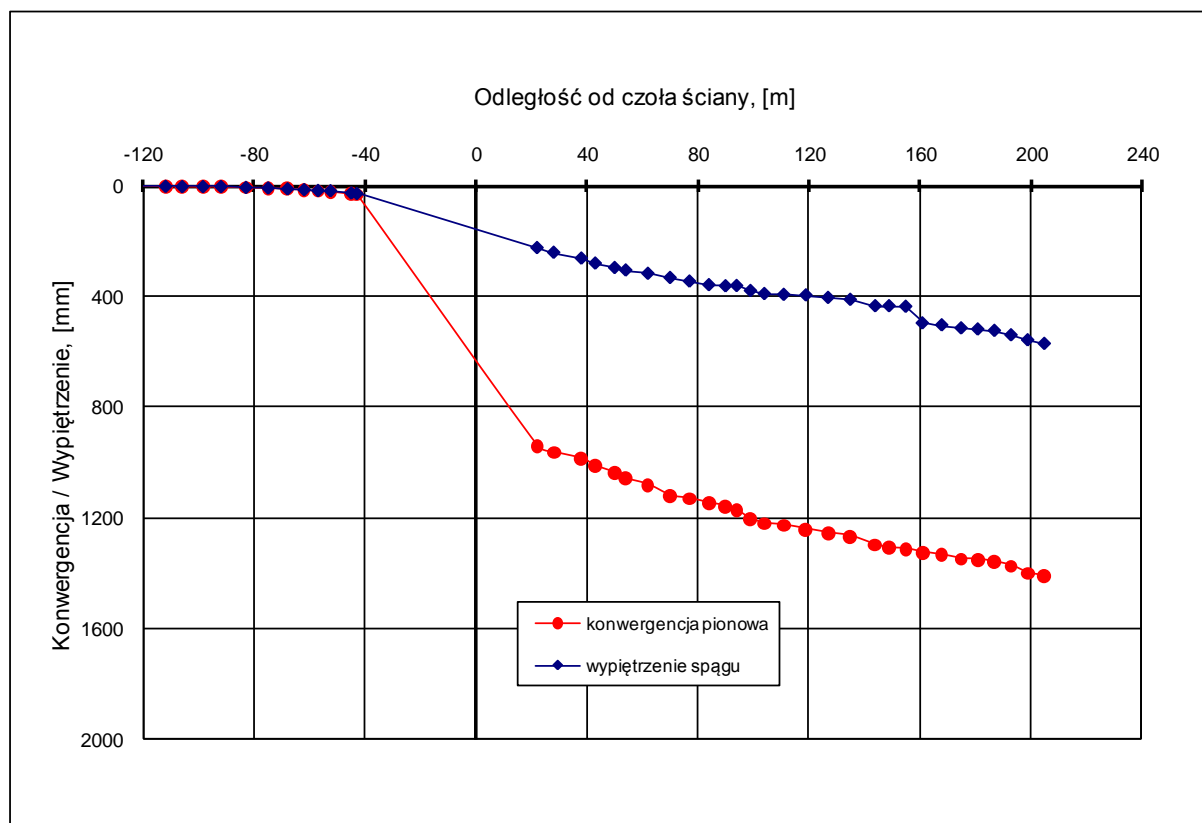
Jak przedstawiono w rozdziale 5. pomiary konwergencji wyrobiska realizowane były w dwóch bazach pomiarowych, a w każdej bazie w trzech punktach pomiarowych (rys. 5.13). W momencie kiedy skrzyżowanie ściana-chodnik minęło bazę I, założono nową bazę w odległości około 130 m przed frontem ściany nadając jej numer III.

Na rysunkach 6.22, 6.23, 6.24 przedstawiono wyniki pomiarów konwergencji pionowej i wypiętrzania spągu chodnika 065 w poszczególnych punktach pomiarowych $P_1 \div P_3$. Na rysunku 6.25, 6.26, 6.27, 6.28 przedstawiono funkcje aproksymujące uśrednione wartości konwergencji pionowej i wypiętrzania spągu chodnika 065 przed frontem eksploatacji w zależności od odległości czoła ściany. Z przebiegu funkcji aproksymującej (postać ogólna wzór 20) konwergencję pionową przed frontem ściany (rys. 6.25) wynika, że rozpoczyna się ona około 40m przed frontem ściany i na skrzyżowaniu wynosić powinna 145 mm. Bardzo podobny przebieg wykazuje wypiętrzanie spągu przed ścianą, co świadczy o zasadniczym udziale tej wartości w konwergencji pionowej (rys.6.26). Na skrzyżowaniu chodnika 065 z frontem ścianowym prognozowane wypiętrzanie powinno wynosić 110 mm, co stanowi 75% konwergencji pionowej. Bezwzględne wartości tych parametrów są stosunkowo niewielkie i nie będą wywoływały zakłóceń w prowadzeniu eksploatacji. Konwergencja pionowa za frontem eksploatacji w chodniku 065 utrzymywanym w sąsiedztwie zrobów przy pomocy stosów drewnianych i podciągów według przebiegu funkcji aproksymującej (rys. 6.27), narasta w całym zakresie pomiarowym do 220 m za ścianą. Dalsze pomiary za ścianą były niemożliwe z uwagi na ścinanie otworów wiertniczych nawet w trakcie wiercenia. Ponowne wykorzystanie chodnika w takiej sytuacji możliwe jest po zastosowaniu dodatkowych działań polegających między innymi na pobierze lub wyrównywaniu spągu. Za frontem eksploatacji w chodniku 065 udział wypiętrzania w konwergencji pionowej wynosi tylko około 35%, przy zachowaniu tendencji podobnej dla konwergencji w całym zakresie pomiarowym do 220 m za ścianą (rys. 6.28). Należy w tym miejscu zauważyć, że podatne podparcie wspornika stropowego kasztami drewnianymi skutkuje mniejszym wypiętrzaniem spągu niż miało to miejsce przy betonowych słupach w chodniku 062.

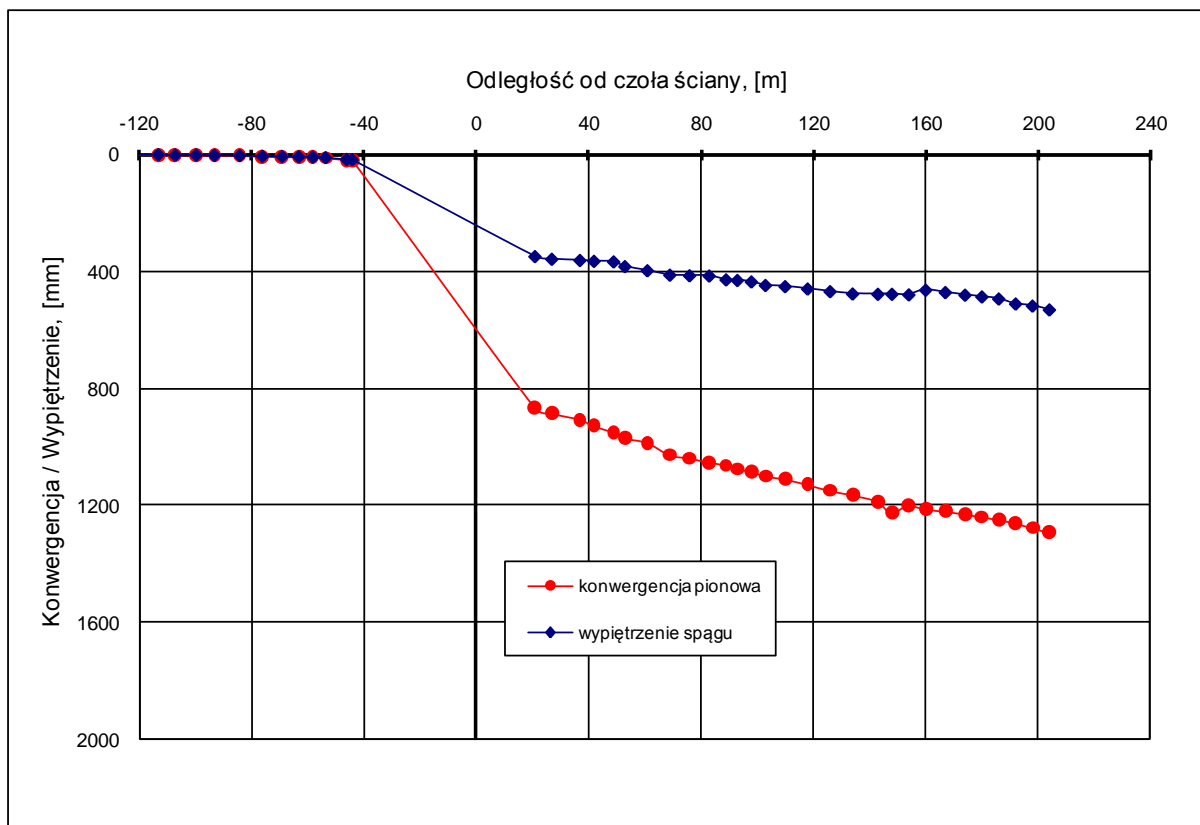
Rysunki 6.29, 6.30, 6.31 przedstawiają wyniki pomiarów konwergencji poziomej chodnika 065 w poszczególnych punktach pomiarowych od M_1 ÷ M_3 . Rysunek 6.32, 6.33 pokazuje średnie wartości konwergencji poziomej w funkcji odległości od czoła ściany.

Wyniki pomiarów wykonanych w bazach II i III pokazane są wg przyjętego schematu na kolejnych rysunkach.

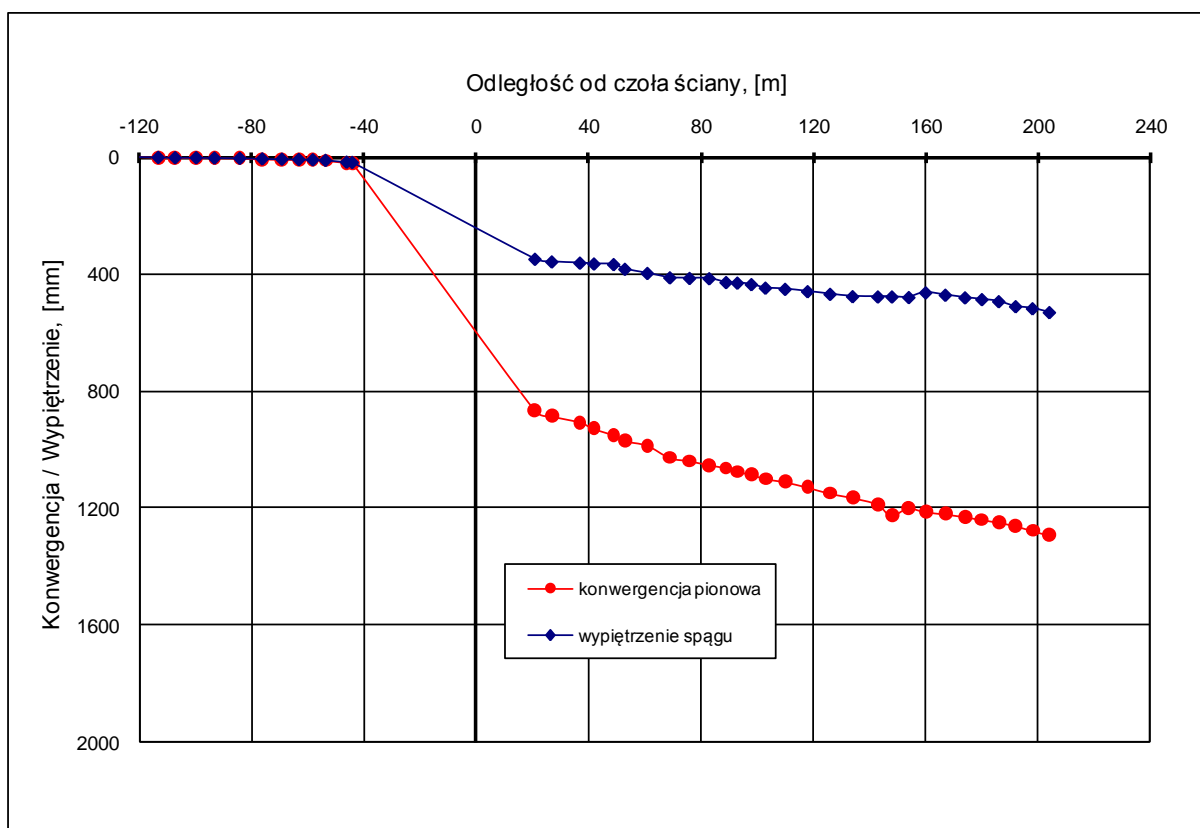
BAZA I



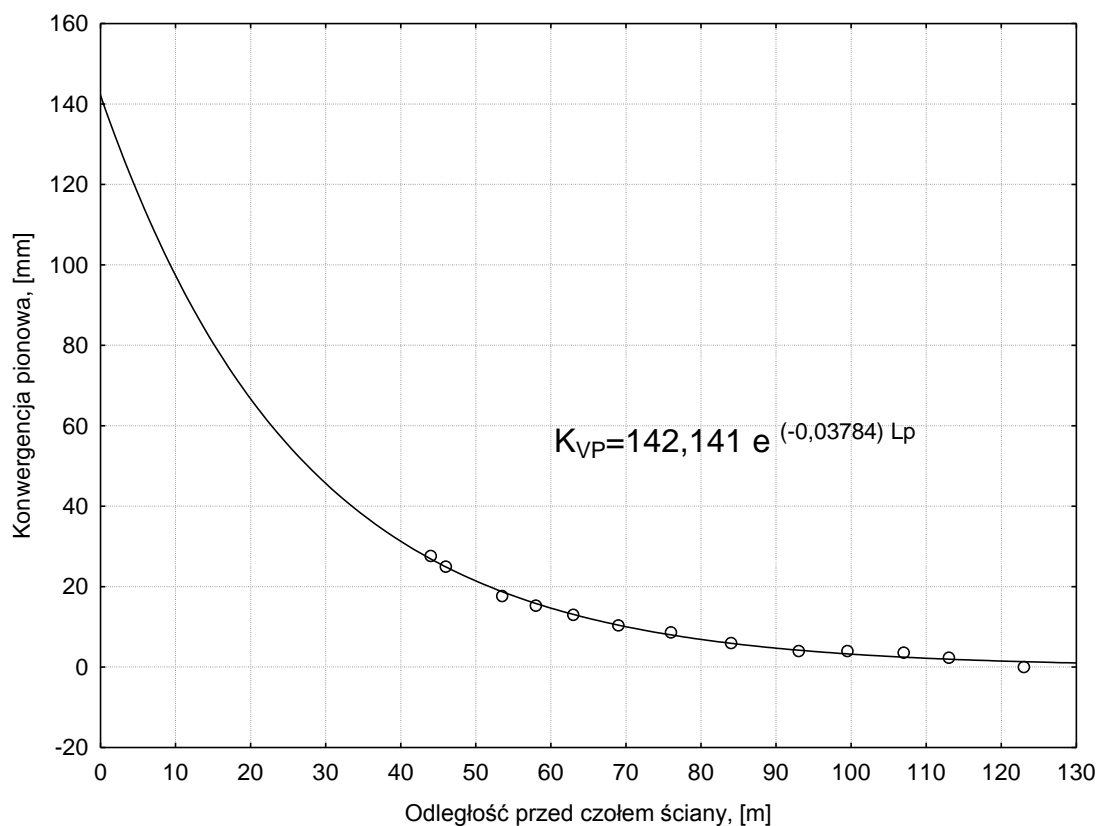
Rys. 6.22 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza I – punkt P₁.



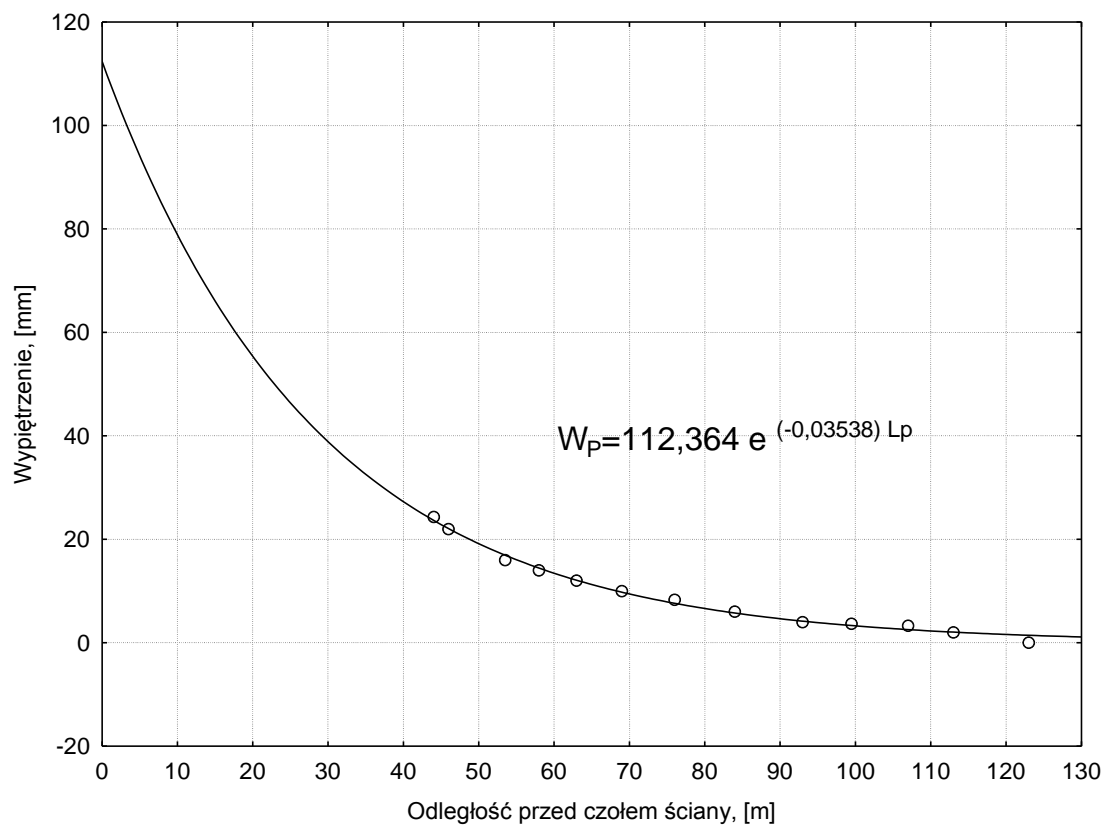
Rys. 6.23 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza I – punkt P₂.



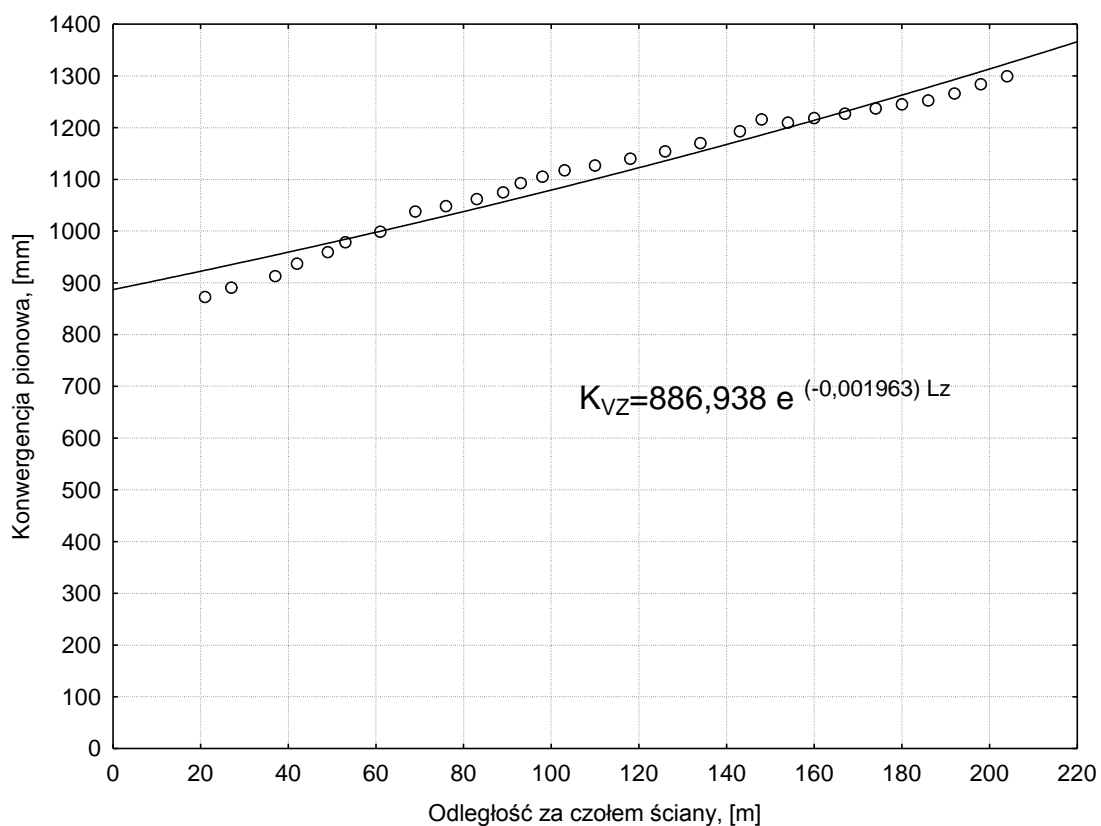
Rys. 6.24 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza I – punkt P₃.



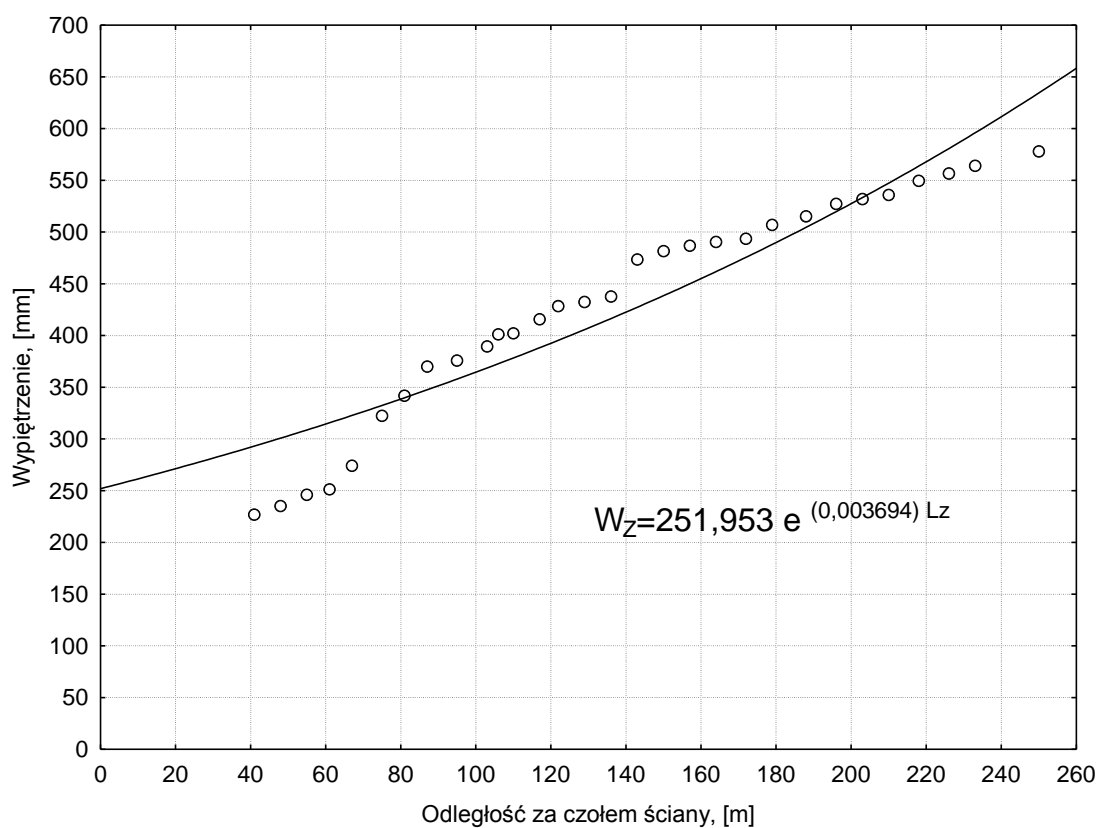
Rys. 6.25 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.



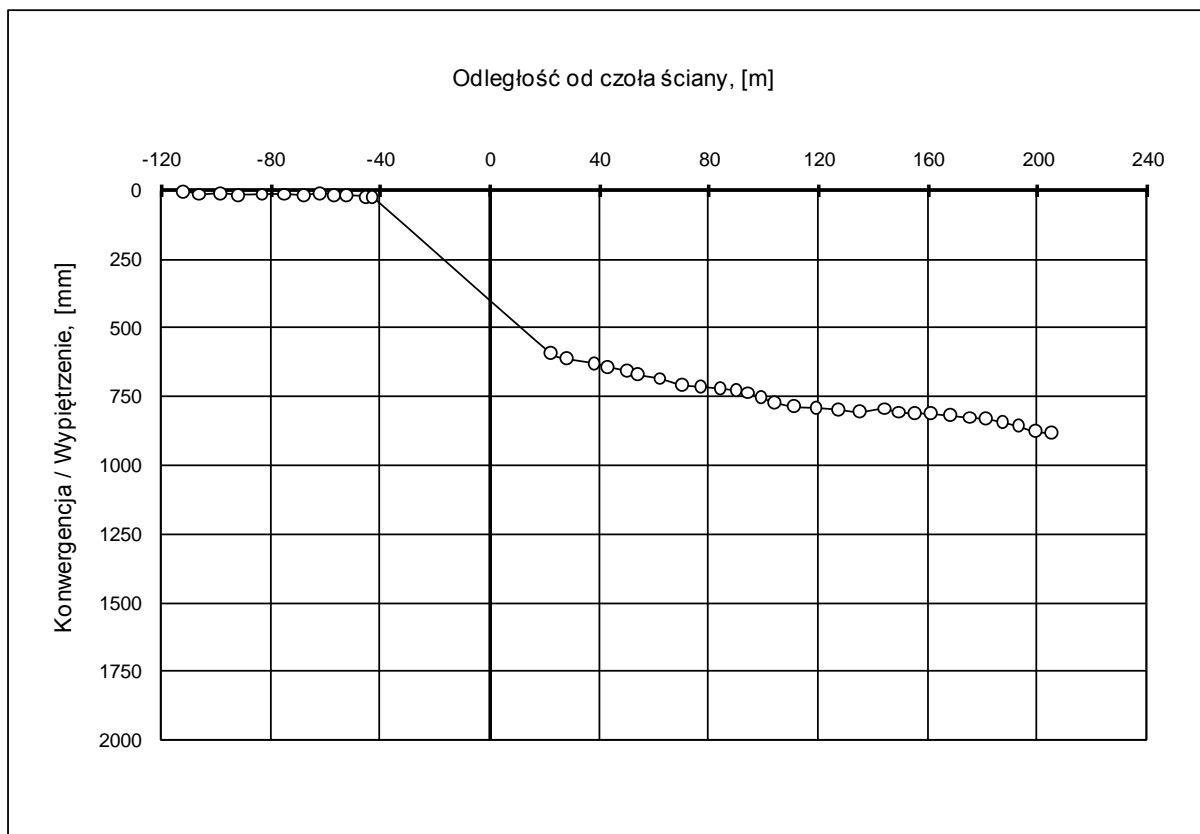
Rys. 6.26 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_P przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.



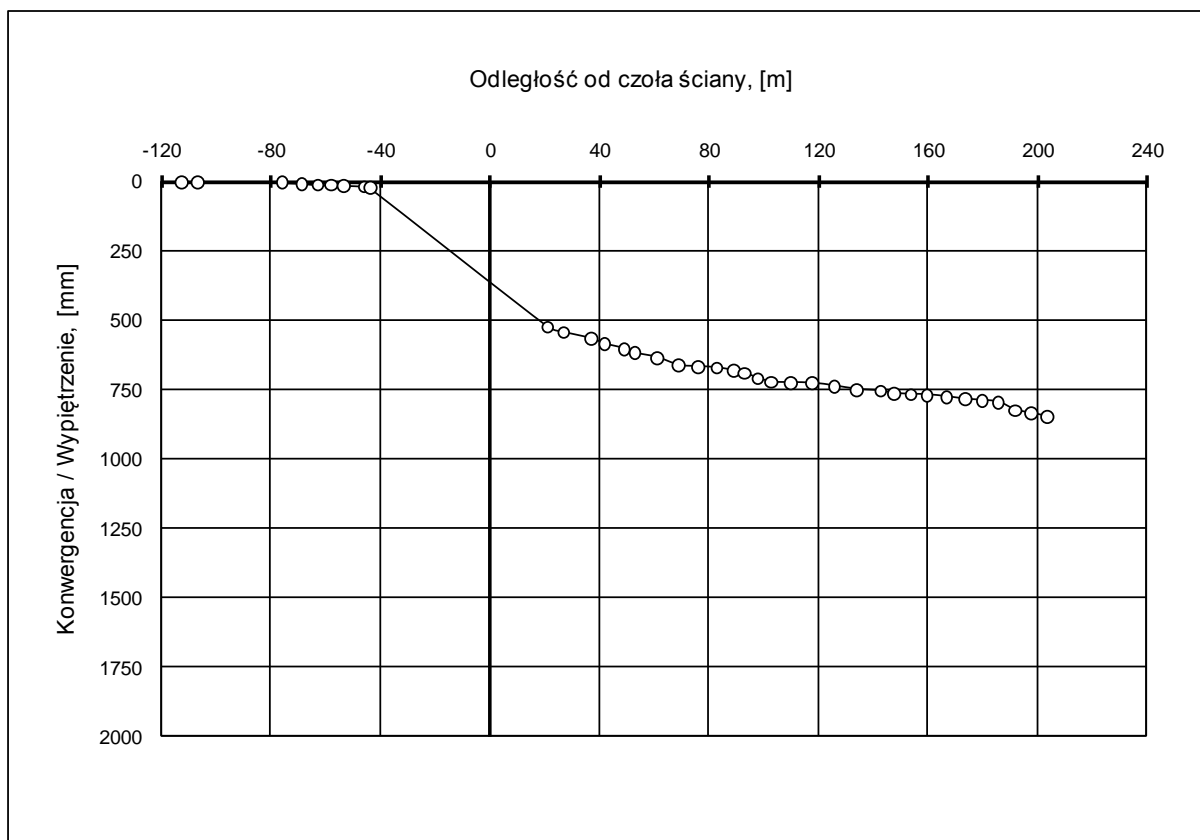
Rys. 6.27 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.



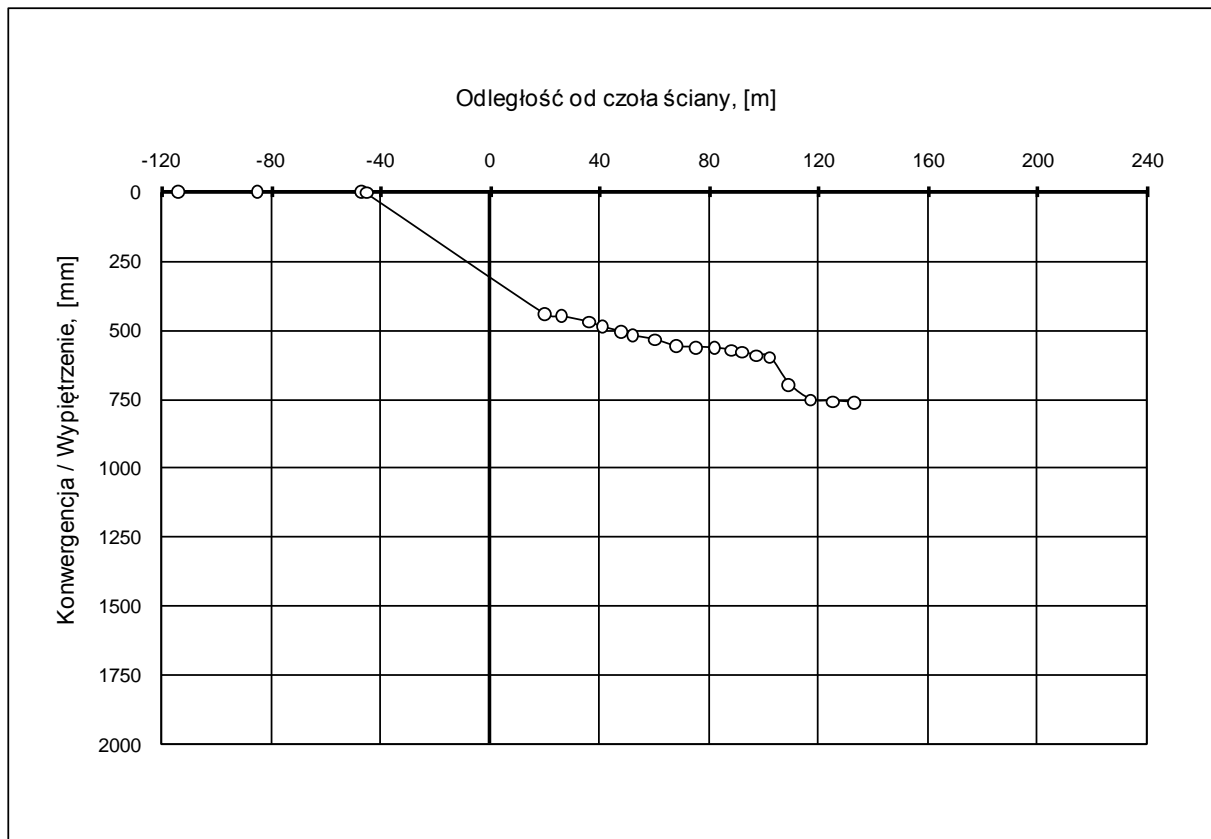
Rys. 6.28 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_Z za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.



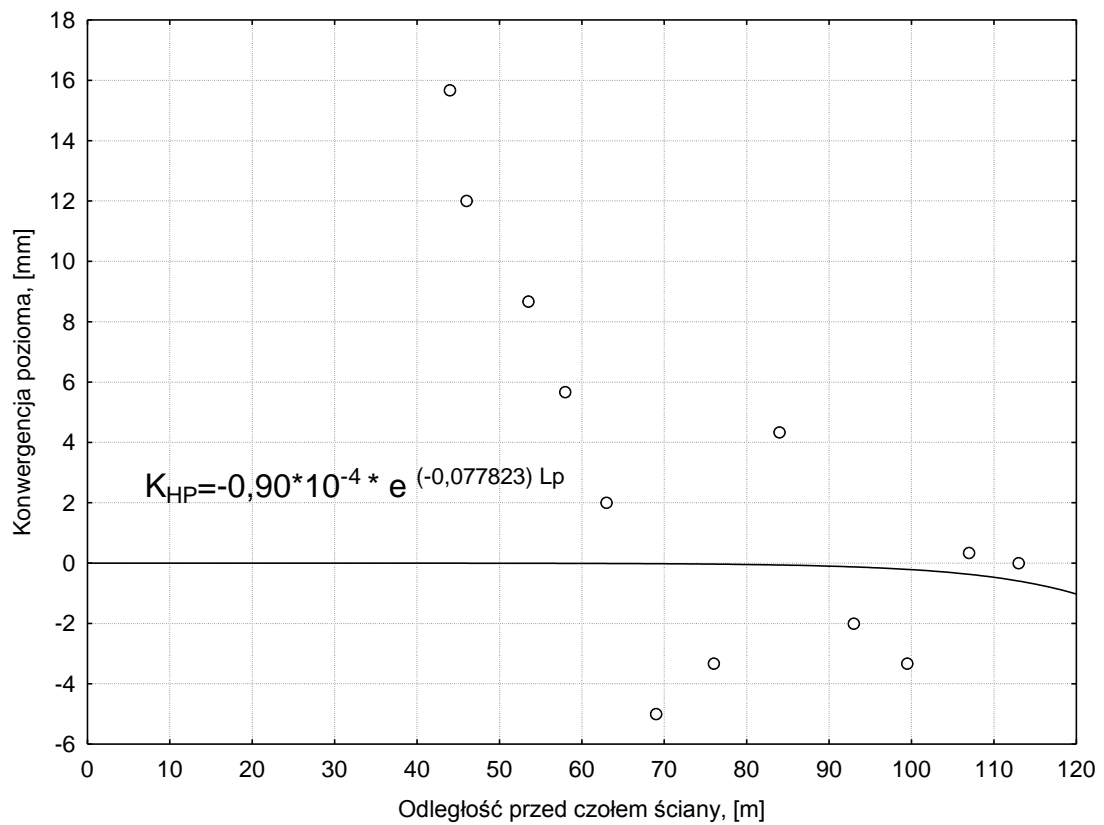
Rys. 6.29 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza I – punkt M₁.



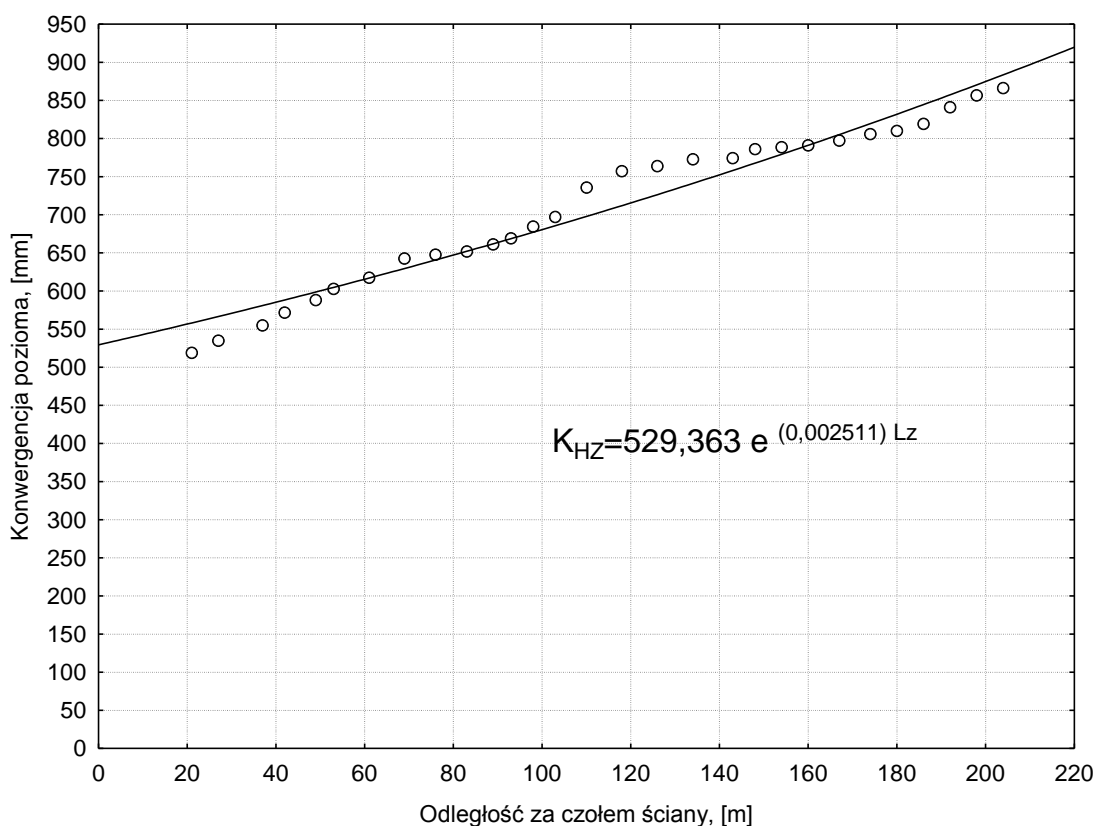
Rys. 6.30 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza I – punkt M₂.



Rys. 6.31 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza I – punkt M₃.



Rys. 6.32 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.

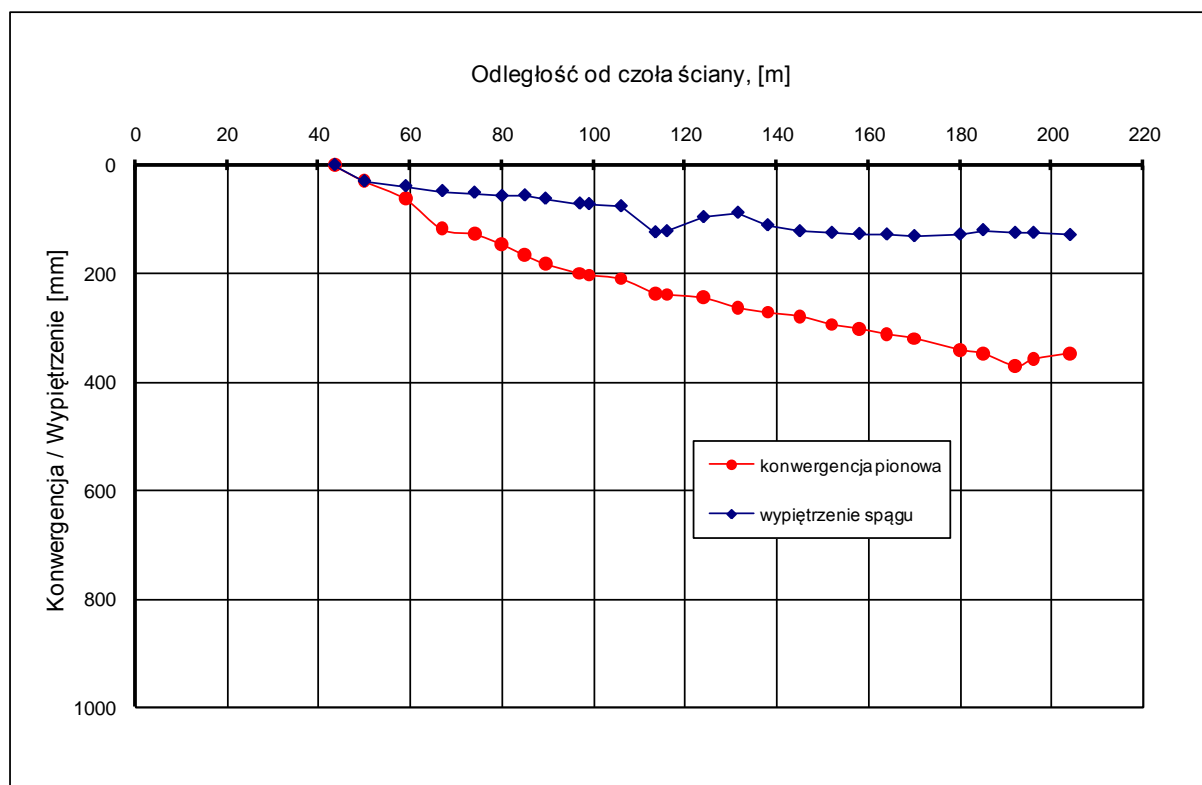


Rys. 6.33 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza I.

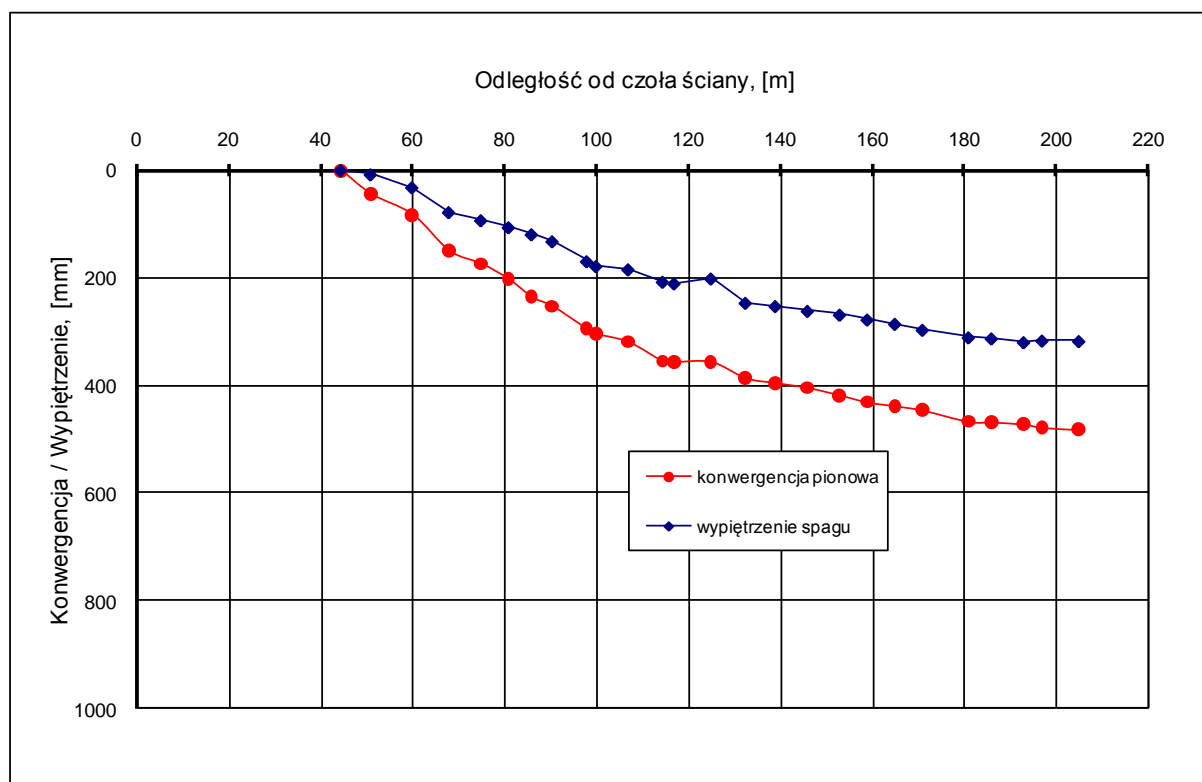
Z funkcji opisującej przebieg konwergencji poziomej w chodniku 065 przed frontem ściany (rys.6.32), wynika, że nie zachodzą wyraźne zmiany jej wartości. Natomiast w strefie za frontem obserwuje się przyrost wartości w całym zakresie pomiarowym do 220 m (rys. 6.33). Na froncie ściany można szacować jej wielkość na około 520 mm, a 200 m za ścianą może osiągać wartość do 900 mm.

BAZA II

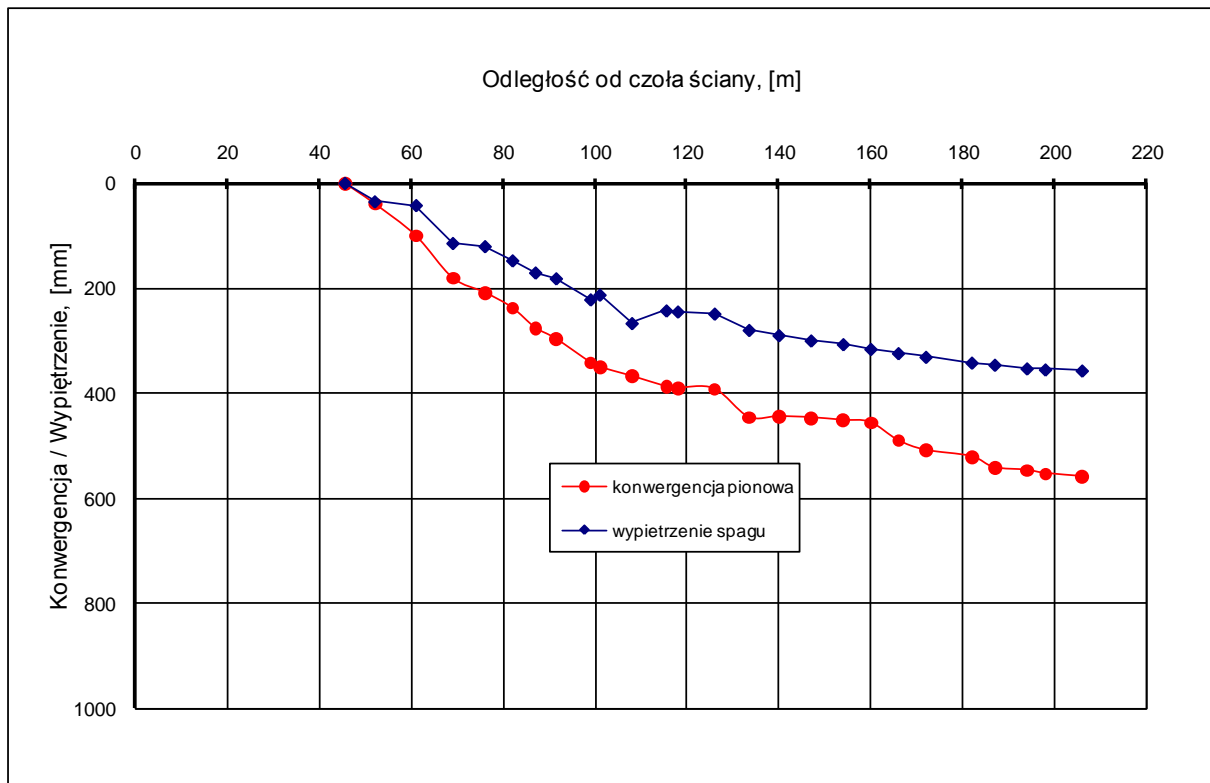
Średnie wartości wyników pomiarów wypiętrzania spągu za frontem ściany w bazie II aproksymowano krzywą logarytmiczną pokazaną na rysunku 6.37. Należy podkreślić, że są to pomiary, które rozpoczęto w odległości 40 m za frontem, co może zasadniczo zmieniać skalę i przebieg zjawiska. Z przebiegu funkcji aproksymującej wypiętrzania wynika, że podobnie jak w bazie I także w bazie II wypiętrzanie zachodzi w całym zakresie pomiarowym do 220 m za frontem ściany. Pomiary konwergencji pionowej w bazie II zakończono ok. 220m za frontem. Przebieg funkcji, którą aproksymowano te wyniki pokazany jest na rysunku 6.38. Także w tym przypadku można obserwować ciągły wzrost konwergencji, w całym zakresie pomiarowym do 220 m za ścianą. Zastosowana ochrona chodnika z wykorzystaniem kasztów drewnianych i drewnianych podciągów znacznie słabiej ogranicza konwergencję wyrobiska utrzymywanego przy zrobach.



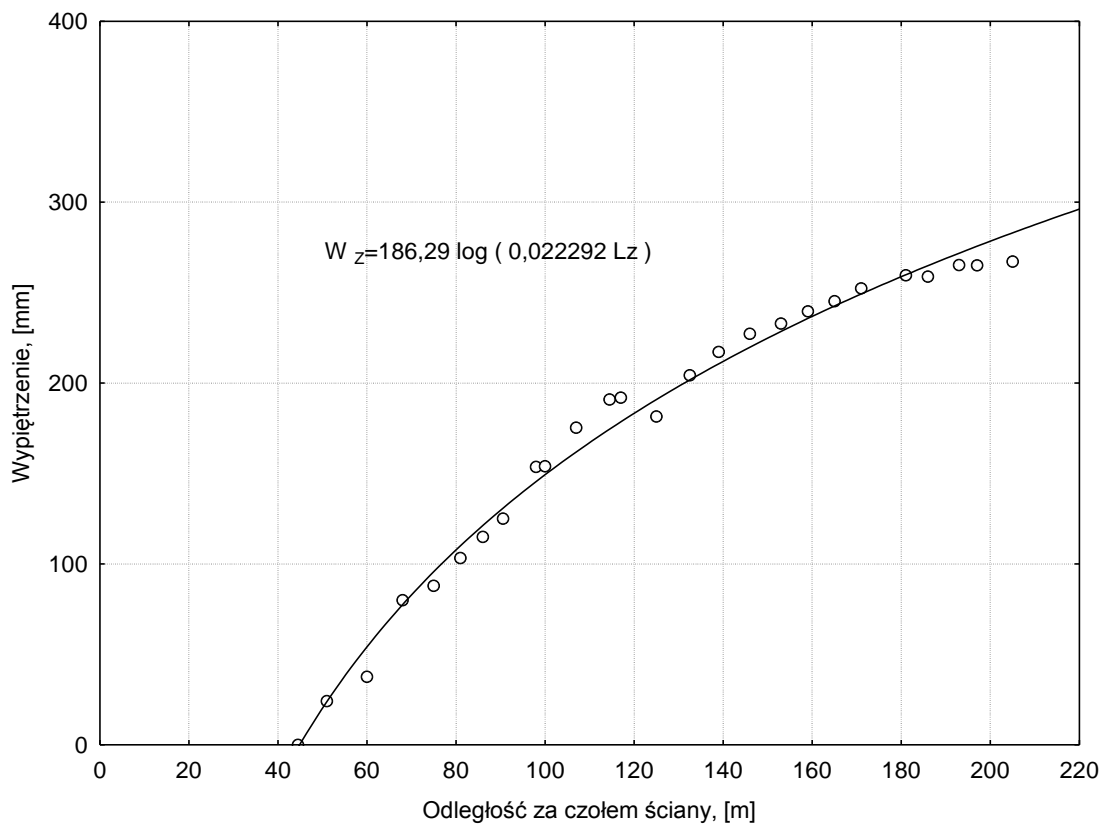
Rys. 6.34 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza II – punkt P₁.



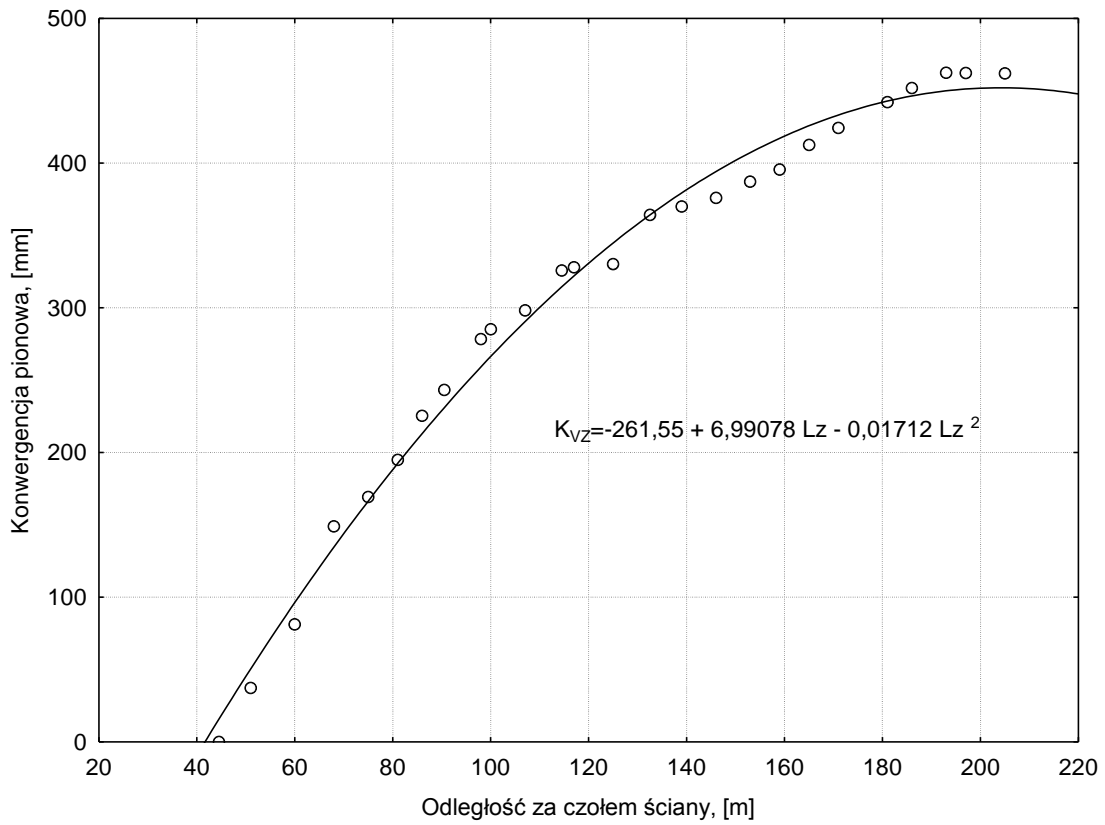
Rys. 6.35 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza II – punkt P₂.



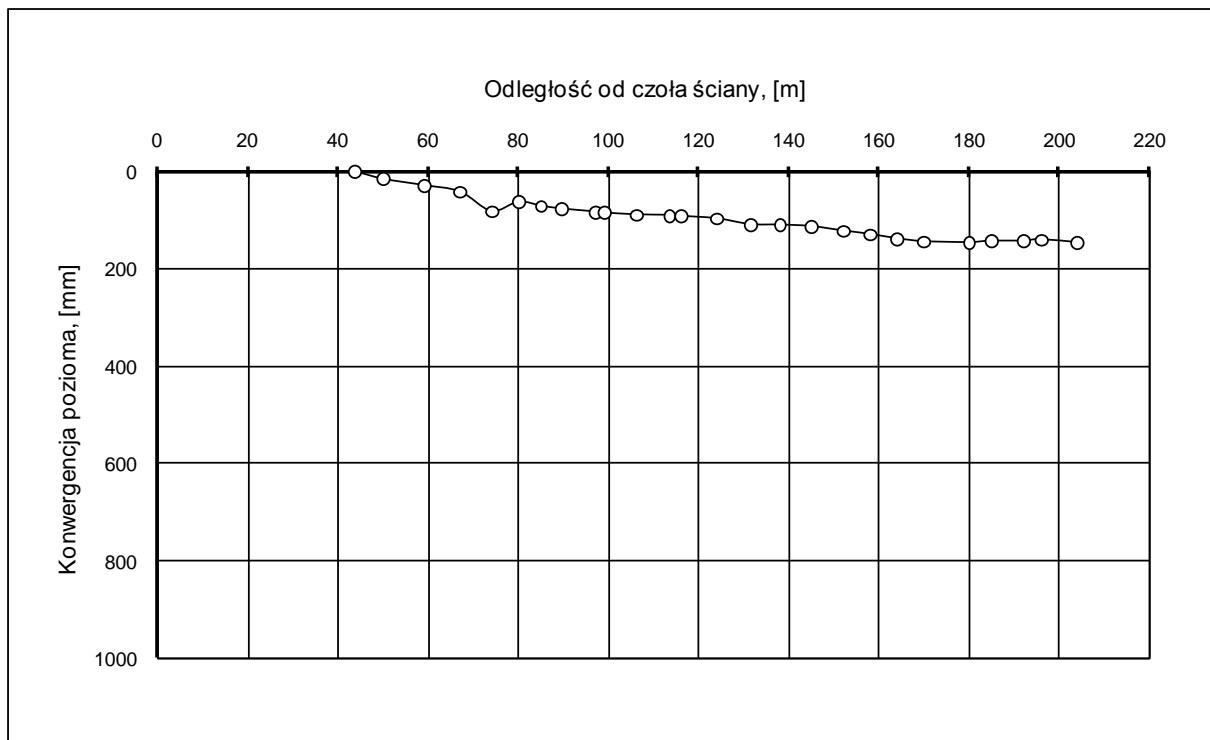
Rys. 6.36 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spagu wyrobiska – chodnik 065 – Baza II – punkt P₃.



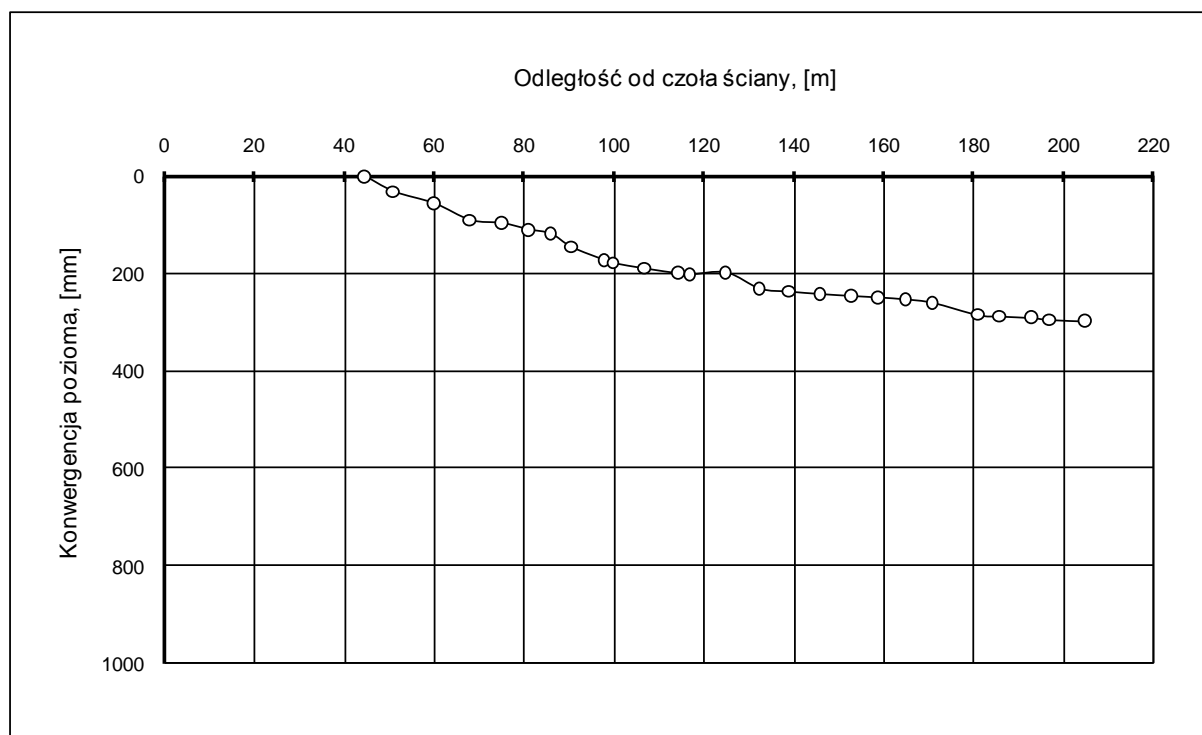
Rys. 6.37 Średnie wartości wypiętrzenia spagu W_z za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza II.



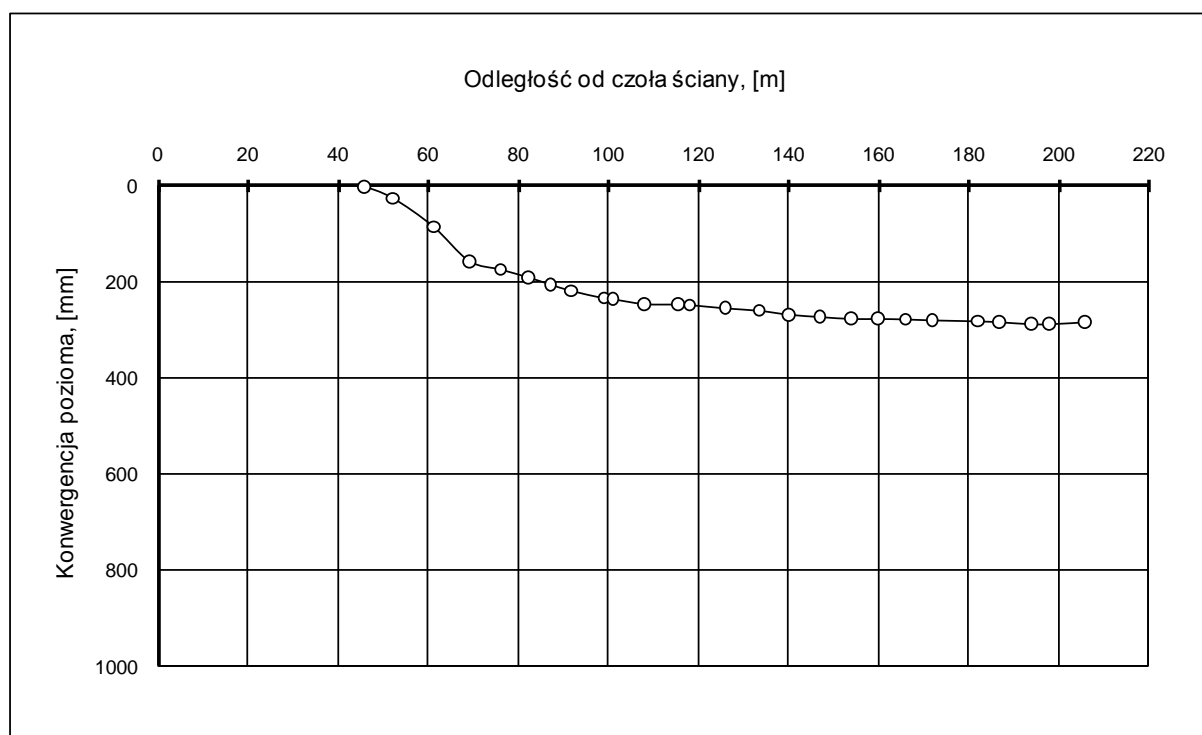
Rys. 6.38 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza II.



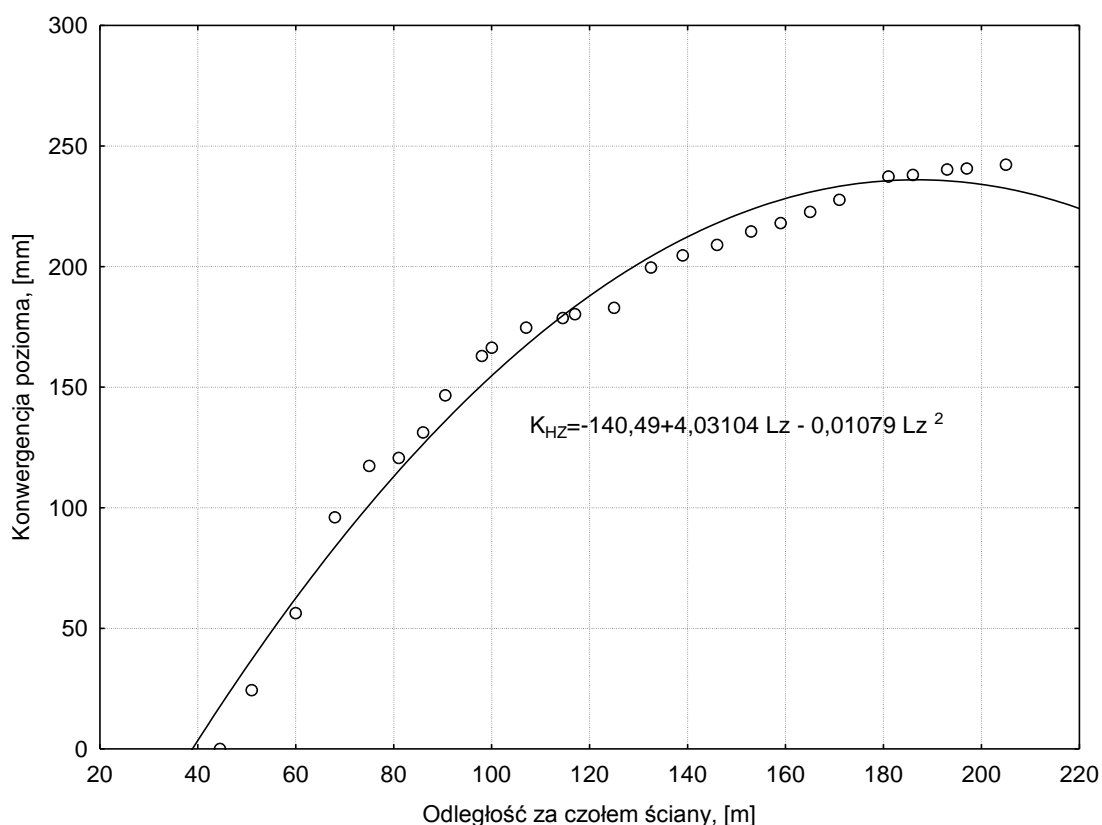
Rys. 6.39 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 - Baza II - punkt M₁.



Rys. 6.40 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza II – punkt M₂.



Rys. 6.41 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza II – punkt M₃.



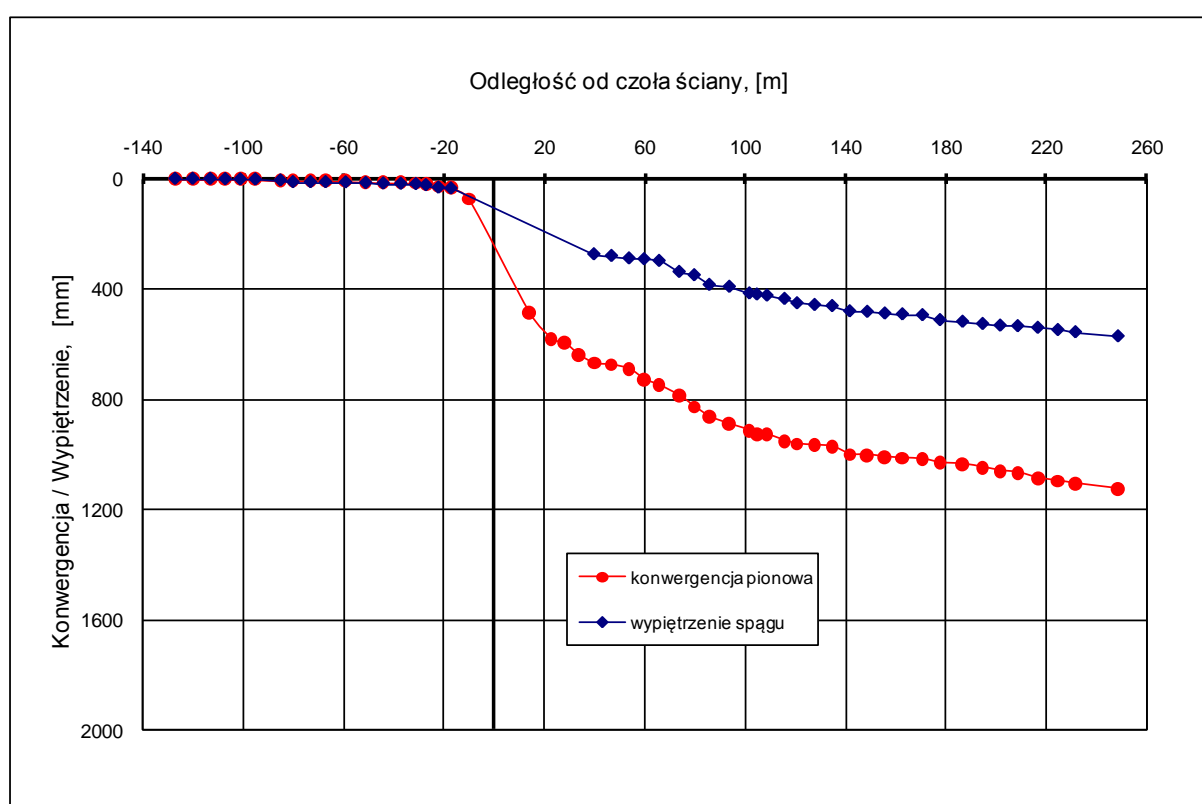
Rys. 6.42 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza II.

W bazie II konwergencję poziomą rozpoczęto mierzyć, również 40 m za ścianą i zakończono te pomiary na 220 metrze. Z przebiegu funkcji aproksymującej średnie wyniki pomiarów widać, że konwergencja pozioma około 200 m za frontem ściany przestaje przyrastać (rys. 6.42), a obserwowany przyrost jest stosunkowo niewielki i nie przekracza 250 mm.

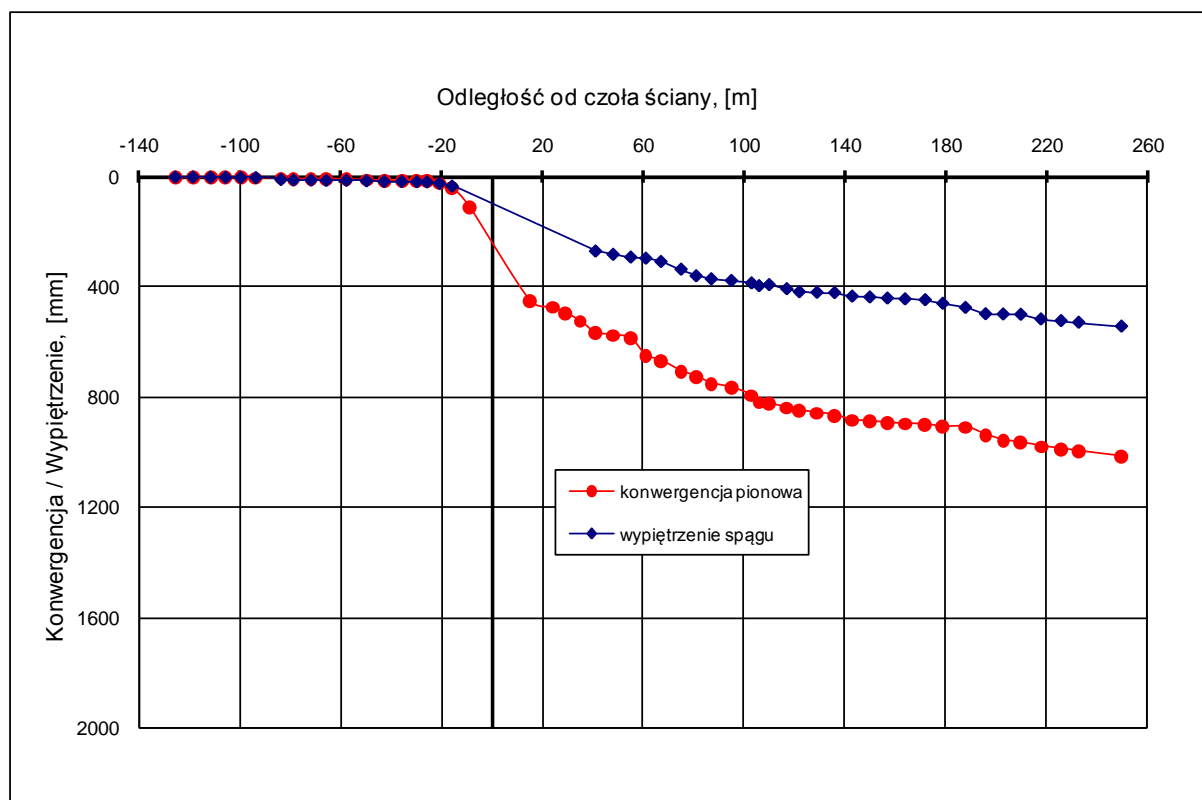
BAZA III

W bazie III pomiary konwergencji pionowej i wypiętrzania spągu prowadzono zarówno przed frontem eksploatacji jak i za frontem do ponad 220 m wyrobiska znajdującego się w jednostronnym otoczeniu zrobów. Wyniki tych pomiarów w poszczególnych punktach pomiarowych przedstawiono na rysunkach 6.43, 6.44, 6.45. Przebieg funkcji aproksymującej średnie wyniki konwergencji pionowej przed czołem ściany przedstawia rysunek 6.46. Z przebiegu tej funkcji wynika, że wpływ ściany na wyraźny wzrost konwergencji objawia się dopiero na około 20 ÷ 30 m przed frontem. Na skrzyżowaniu chodnika 065 ze ścianą prognozowana konwergencja pionowa powinna wynosić około 130 mm. Z przebiegu funkcji aproksymującej średnie wyniki konwergencji pionowej za ścianą (rys. 6.47) wynika, że w przypadku stosowania kasztów drewnianych i drewnianych podciągów w całym zakresie pomiarowym do 220 m za frontem ściany następuje jej przyrost.

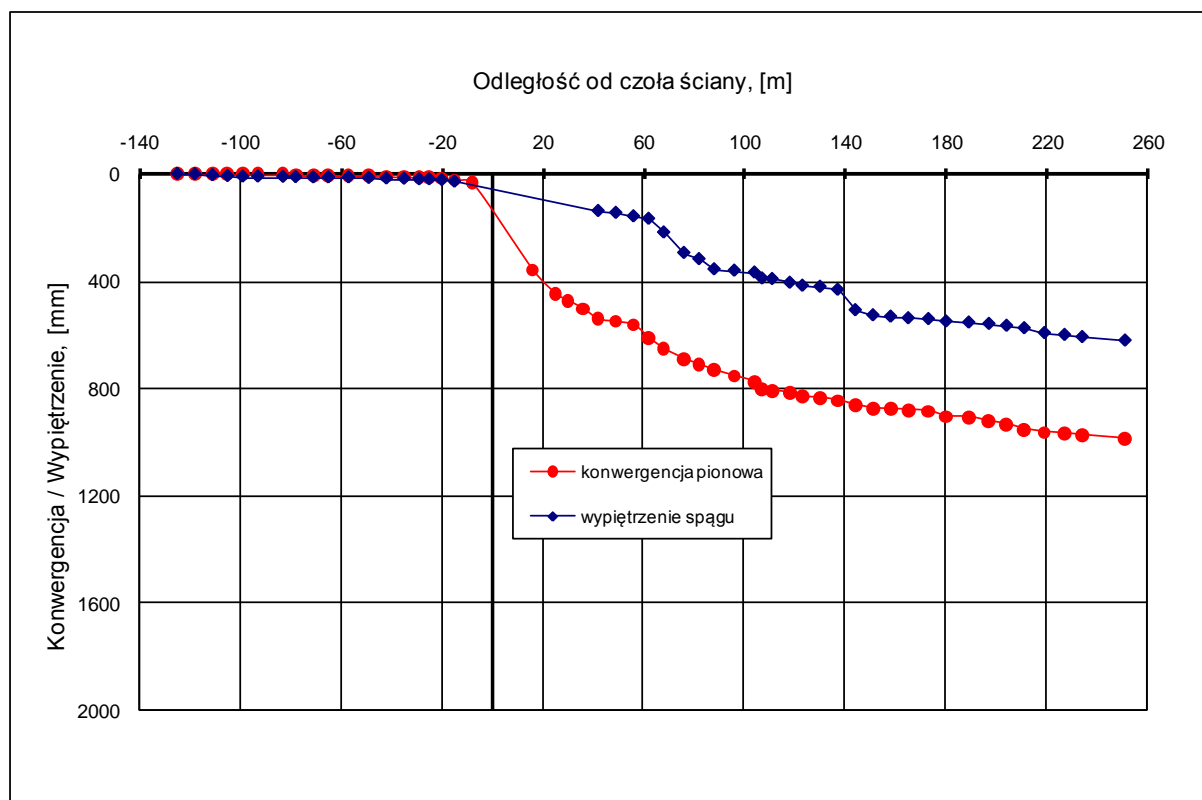
Średnie wartości wypiętrzania spągu przed czołem ściany aproksymowano funkcją eksponencjalną, równanie 22. Wyliczone wartości współczynników A_i i B_i tej funkcji pokazano na rysunku 6.48. Z przebiegu tej funkcji wynika, że stosunkowo wolne, ale widoczne przyrosty konwergencji rozpoczynają się w odległości około 60 m przed frontem. Na skrzyżowaniu według tej prognozy powinna ona wynosić około 45 mm, co w praktyce ruchowej jest wartością niezauważalną. Funkcję aproksymującą wypiętrzanie za ścianą przedstawia rysunek 6.49. W tym przypadku także występuje ciągła tendencja wzrostowa wypiętrzania, chociaż jego wartości bezwzględne są wyraźnie niższe niż w chodniku 062, w którym zastosowano wzmocnienie przy pomocy słupów.



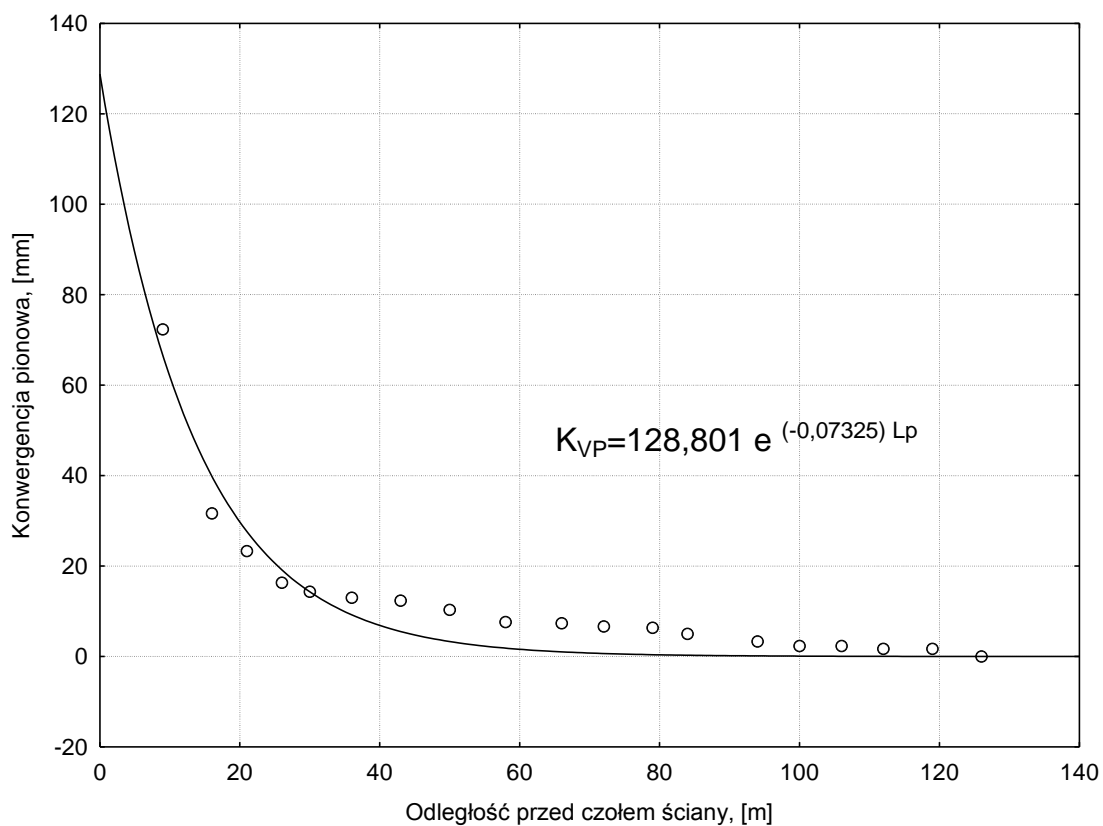
Rys. 6.43 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzania spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza III – punkt P₁.



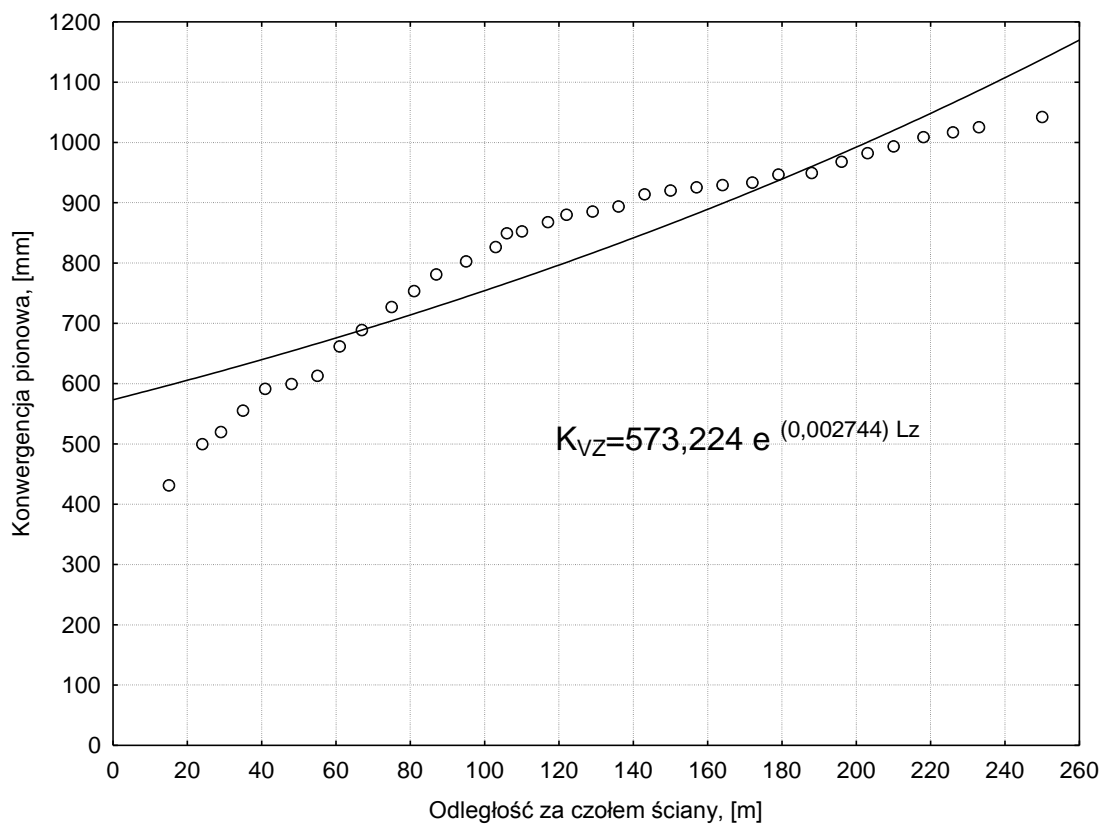
Rys. 6.44 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza III – punkt P₂.



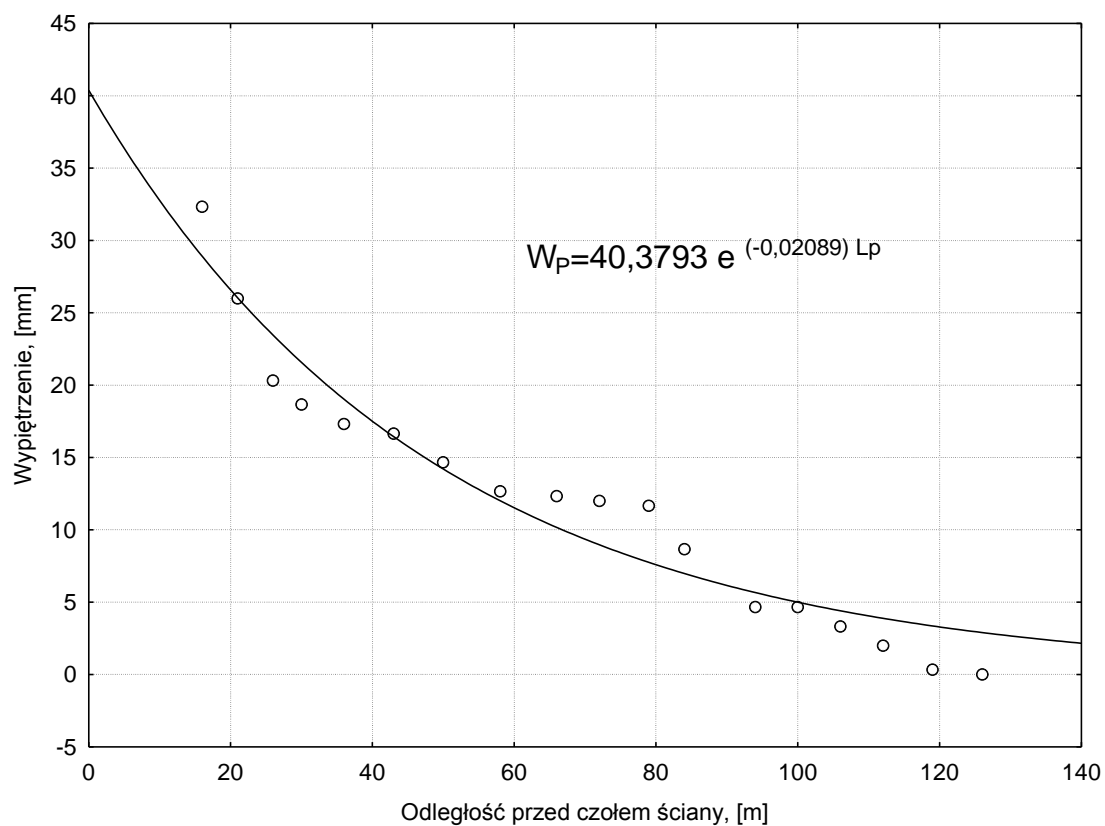
Rys. 6.45 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 065 – Baza III – punkt P₃.



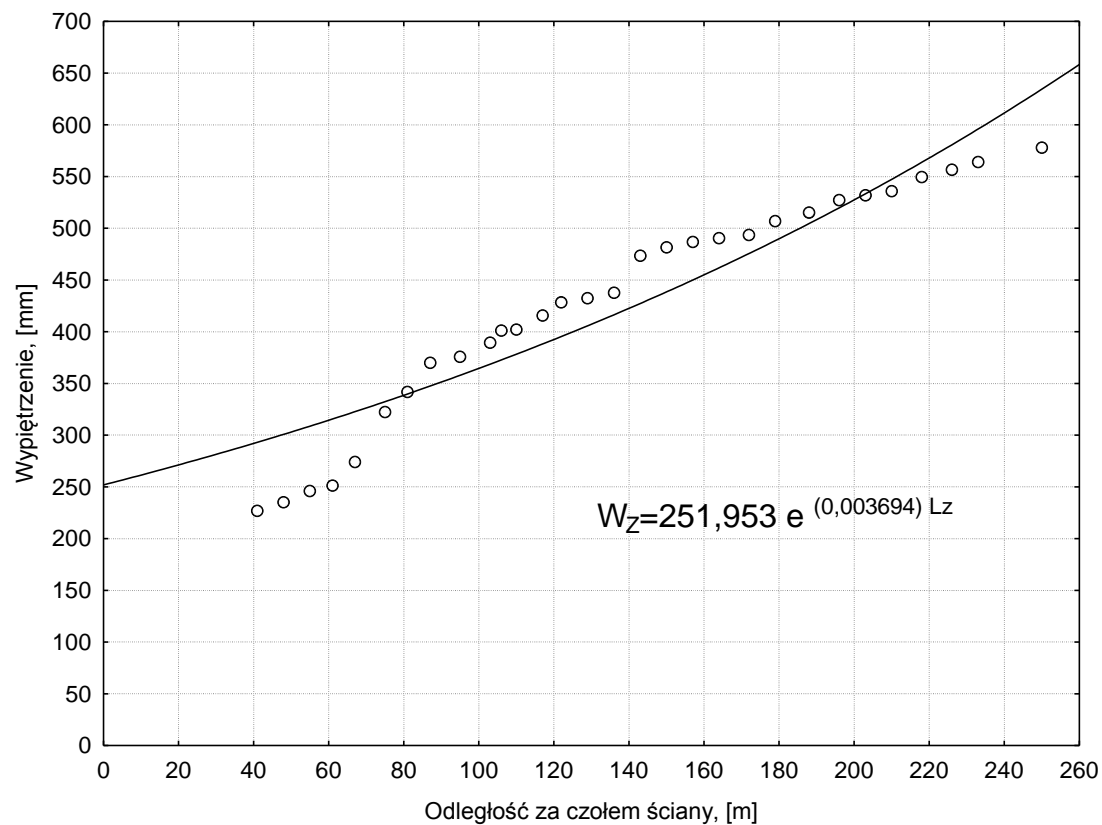
Rys. 6.46 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.



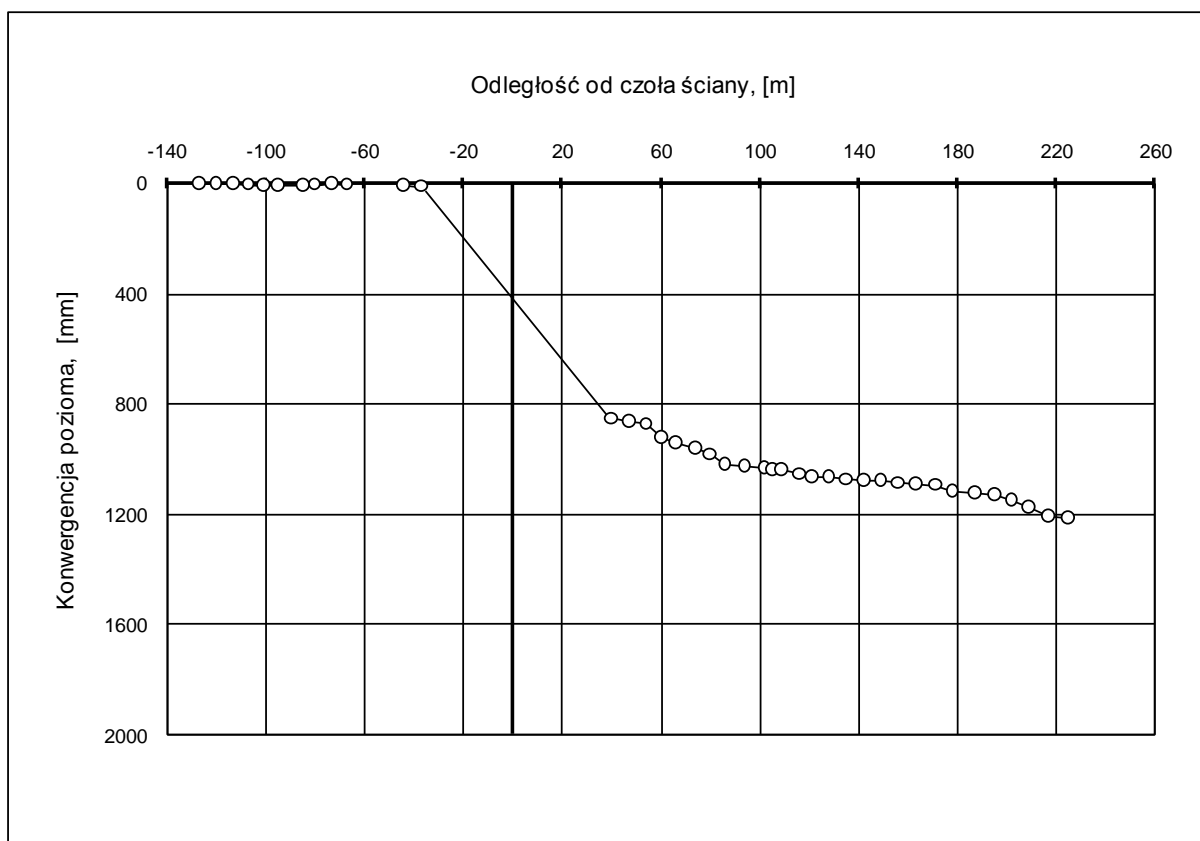
Rys. 6.47 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.



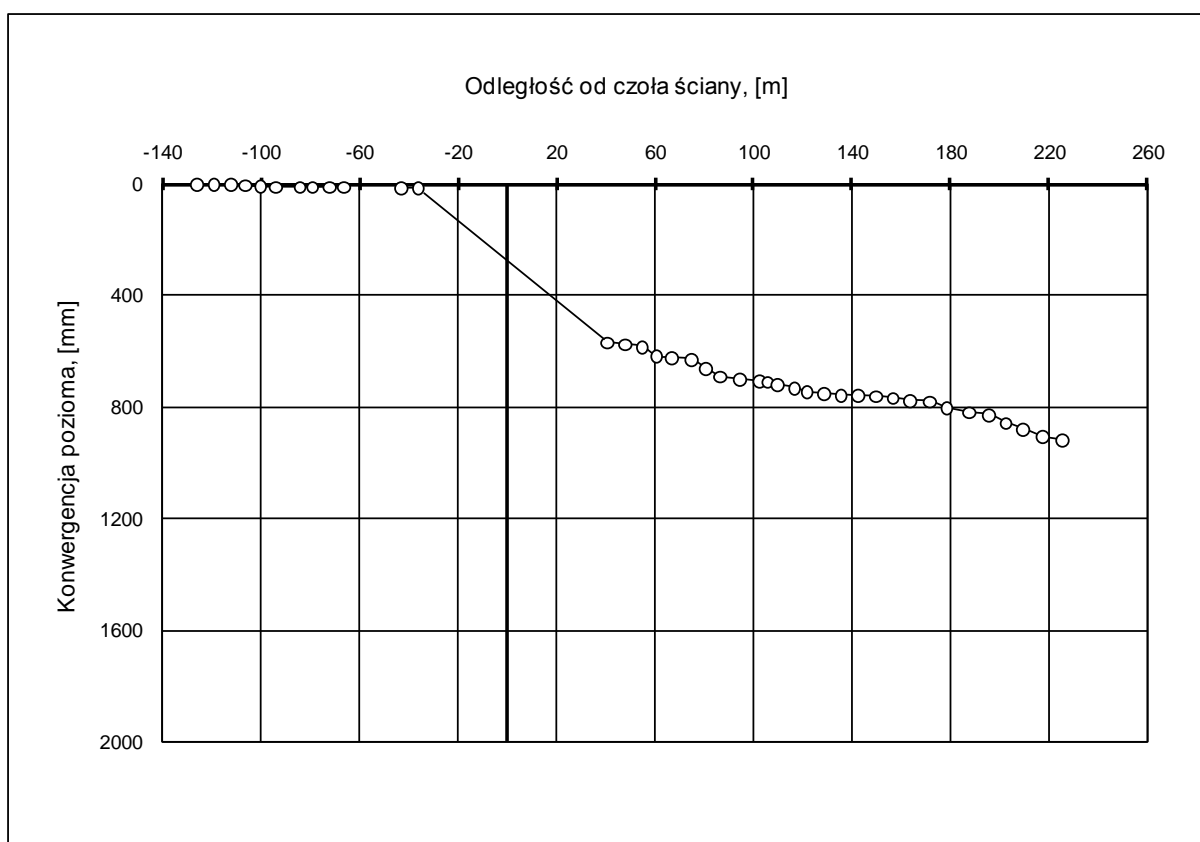
Rys. 6.48 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_p przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.



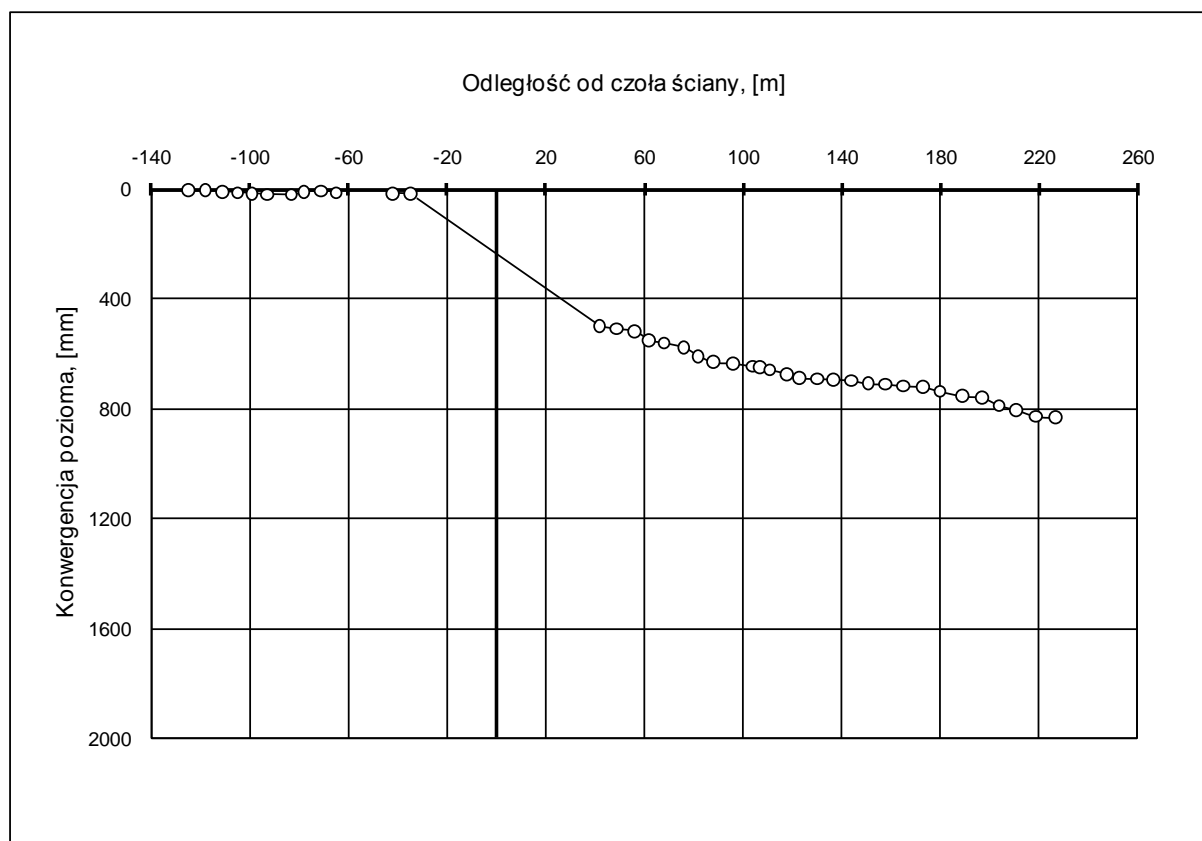
Rys. 6.49 Rys. Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_z za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.



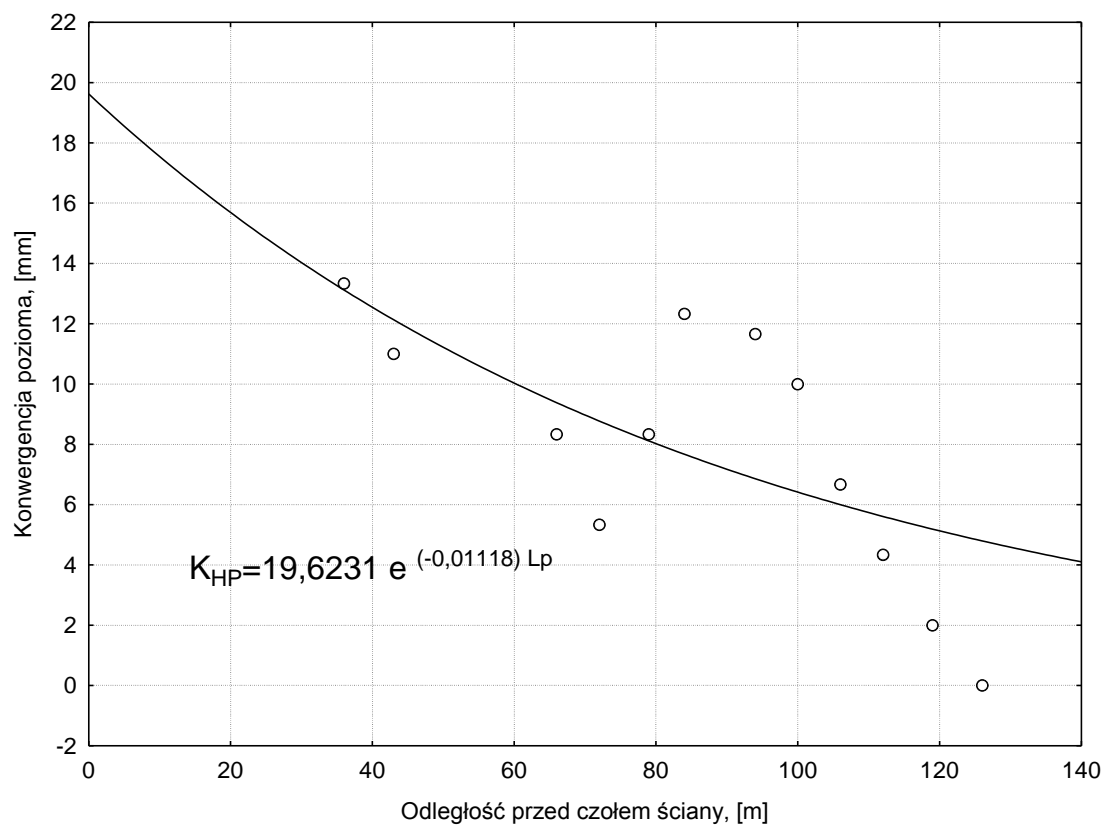
Rys. 6.50 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza III – punkt M₁.



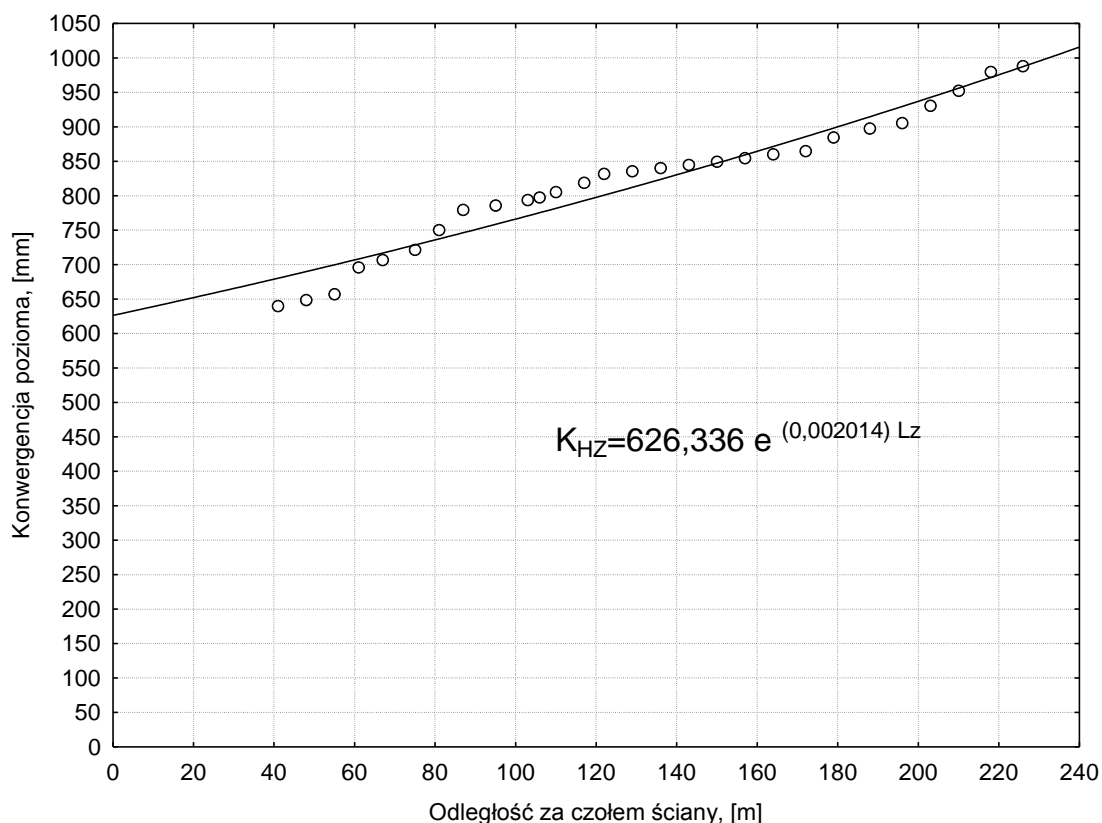
Rys. 6.51 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza III – punkt M₂.



Rys. 6.52 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska - chodnik 065 – Baza III – punkt M₃.



Rys. 6.53 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.



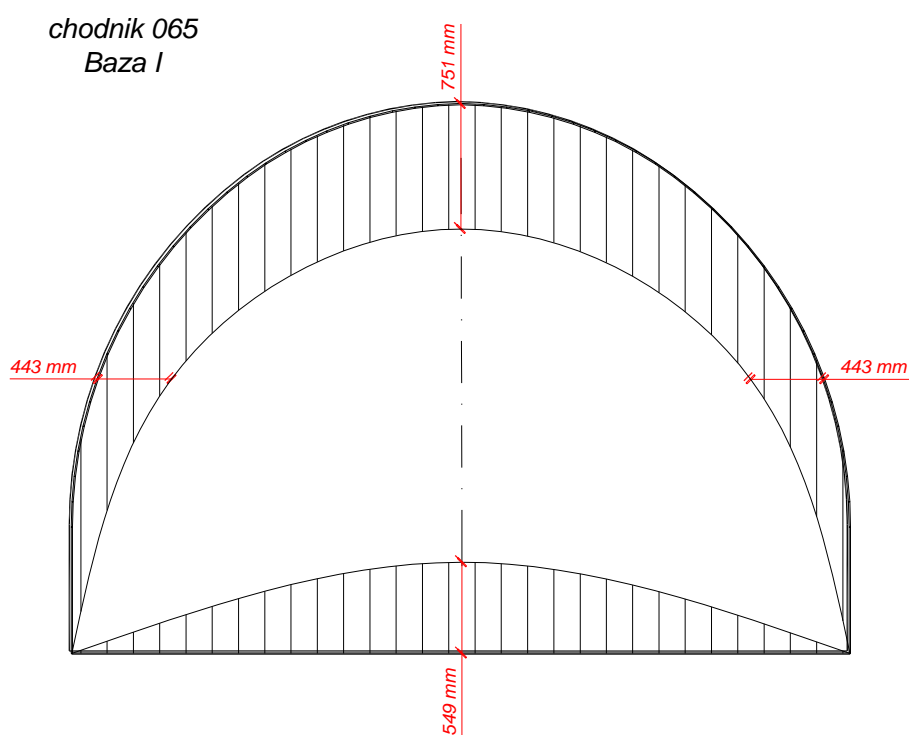
Rys. 6.54 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HZ} za czołem ściany na stanowisku Ch-065-Baza III.

Średnie wartości konwergencji poziomej pomierzone w bazie III chodnika 065 przed frontem ściany aproksymowano funkcją eksponencjalną, równanie 21 (rys. 6.52). Ze względu na niewielkie wartości zmierzonego parametru zaniechano prognozowania tendencji zmian. Prognozę konwergencji poziomej za ścianą przedstawia rysunek 6.54, gdzie wyraźnie widać tendencję wzrostową wartości wraz ze wzrostem odległości od czoła ściany.

Wyniki pomiarów pionowej konwergencji wyrobiska zebrane w bazie II dają obraz sytuacji kiedy chodnik znajduje się w jednostronnym otoczeniu zrobów (rys. 6.37, 6.38). Obniżenie stropu i wypiętrzanie spągu mierzone od 40. metra za frontem ściany przebiega praktycznie podobnie według tej samej tendencji, osiągając zbliżone wielkości. Przyrosty obniżania stropu jak i wypiętrzenia spągu w chodniku 065 w miarę oddalania się ściany, są porównywalne do stwierdzonych w I bazie pomiarowej (rys. 6.25, 6.26, 6.27, 6.28). Na rysunku 6.55 pokazano sporządzony na podstawie pomiarów wykonanych w bazie I średni wyidealizowany przekrój wyrobiska. Przekrój taki pozostaje do dyspozycji za frontem ściany dla powtórnego wykorzystania. Na rysunku 6.56 pokazano przyrosty konwergencji pionowej i poziomej chodnika, których można się spodziewać na odcinku pomiędzy 40 a 200 metrem chodnika za frontem ściany. Na rysunku 6.57 pokazano wyidealizowany przekrój zaciśniętego chodnika

wykonany na podstawie pomiarów w bazie nr III. Konwergencja pionowa stwierdzona w obu bazach różni się o około 30 %, a wypiętrzenie spągu tylko o 5%.

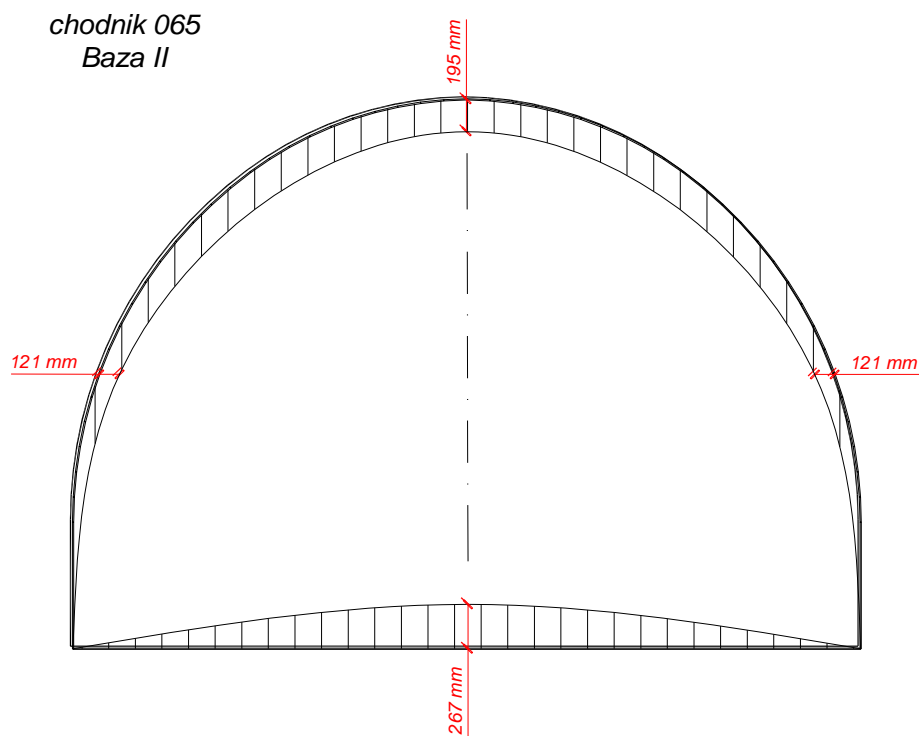
Na wybiegu chodnika w stropie bezpośrednim wyrobiska występuje różny układ warstw, zmieniają się ich grubości, wyrobisko mogą przecinać zaburzenia tektoniczne, okresowo może wzrastać zawodnienie. Są to tylko najważniejsze z czynników mogących mieć znaczący wpływ na zachowanie się wyrobiska pod wpływem eksploatacji i sąsiadującego zawału skał stropowych. Z tego powodu, miejsca prowadzenia obserwacji powinny być wybierane z uwzględnieniem czynników, które mogą mieć znaczący wpływ na stateczność obserwowanych wyrobisk. Jak wynika z analizy wyników przeprowadzonych pomiarów, stosunkowo duży wpływ na zachowanie ostatecznych wymiarów wyrobisk korytarzowych ma wypiętrzenie spągu. W chodniku 065 nie przewidywano dodatkowych działań dla ograniczenia tego zjawiska z uwagi na koszty, ale bezpośrednio za postępem frontu ściany wykonywano wyrównywanie spągu.



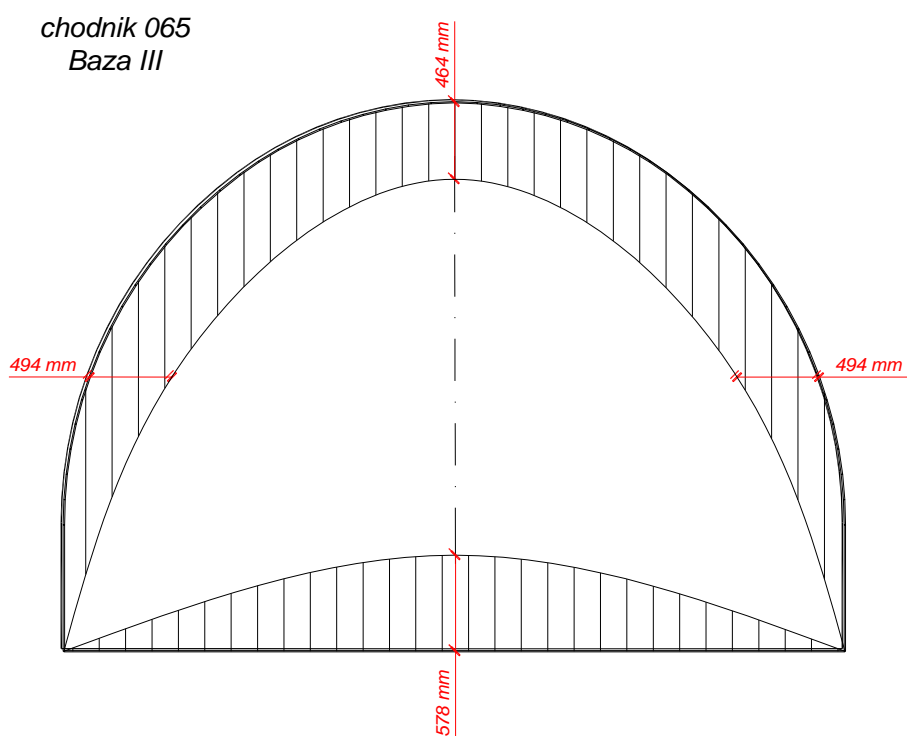
Rys. 6.55 Wyidealizowany przekrój zacięniętego chodnika na podstawie pomiarów z bazy I.

Pokazane na rysunku 6.55 zmiany przekroju chodnika 065, opracowane na podstawie wyników zebranych w bazie I obejmują sytuację zmian wymiarów wyrobiska od 140 metra przed frontem do 200 metra za ścianą. W miarę dalszego oddalania się frontu od bazy pomiarowej konwergencja pionowa i pozioma w chodniku 065 mają tendencję wzrostową, chociaż jak wynika już tylko z obserwacji wizualnych ulega ona wygaszaniu. W konkluzji

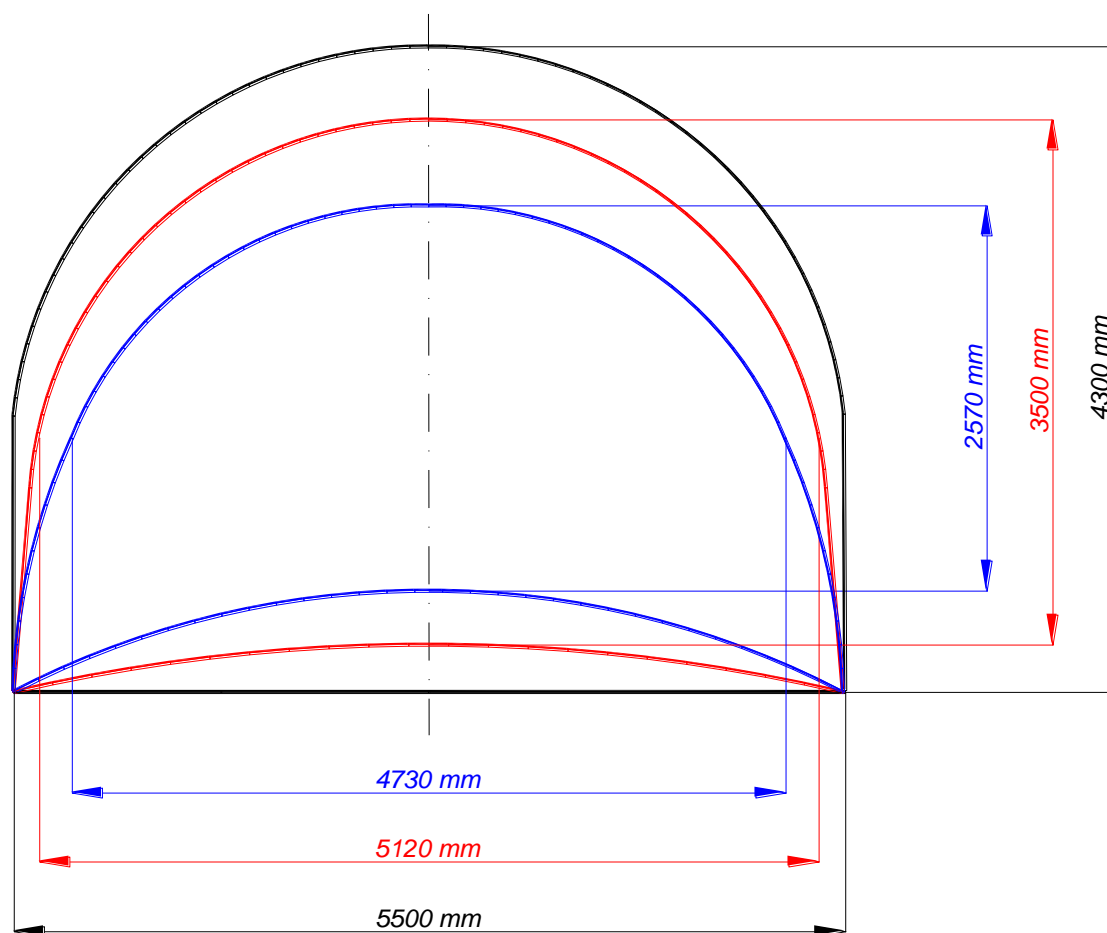
należy stwierdzić, że pomimo wyraźnie gorszego stanu chodnika 065 utrzymywanego przy pomocy kasztów drewnianych i podciągów, zachował on wymagane gabaryty aż chwili ukończenia ściany, umożliwiając ponowne jego wykorzystanie jako chodnika wentylacyjnego.



Rys. 6.56 Wyidealizowany przekrój zaciśniętego chodnika na podstawie pomiarów z bazy II.



Rys. 6.57 Wyidealizowany przekrój zaciśniętego chodnika na podstawie pomiarów z bazy III.



Rys. 6.58 Zmiana gabarytów chodnika 065 w świetle obudowy:

- wymiary wyrobiska w świetle obudowy bezpośrednio po jego wykonaniu,
- wymiary obudowy na skrzyżowaniu ściana chodnik,
- wymiary obudowy ok. 200m za frontem ściany.

Na rysunkach 6.55, 6.56, 6.57 przedstawiono wyidealizowane przekroje chodnika 065; wykonano je na podstawie wyników pomiarów wykonanych w kolejnych bazach I, II, III. Rysunek 6.58 pokazuje przekrój wyrobiska w świetle obudowy bezpośrednio po wykonaniu (kolor czarny), na skrzyżowaniu ściana-chodnik (kolor czerwony) i po zakończeniu pomiarów konwergencji, ok. 200m za frontem ściany (kolor niebieski).

Chodnik 065 wzmocniany był za ścianą drewnianym podciągami i kasztami z podkładów ustawianymi w wyrobisku. Wysokość wyrobiska w świetle obudowy pozostająca do dyspozycji 200 m za frontem, wynosiła około 2570 mm. W omawianym wcześniej chodniku 062 do podparcia wspornika stosowane były za frontem słupy betonowe o znacznie większej podporności niż stopy, słupy te wykonywano poza przekrojem wyrobiska, bezpośrednio przy łukach ociosowych. Pozostająca do dyspozycji 200 m za ścianą wysokość w świetle obudowy

wyrobiska wynosiła około 3150 mm. Oznacza to, że przy podpieraniu wspornika słupami konwergencja pionowa wyrobiska była około 600 mm mniejsza niż przy wykorzystaniu kasztów do ochrony wspornika.

6.3. Wyniki badań prowadzonych w chodniku nadścianowym 064

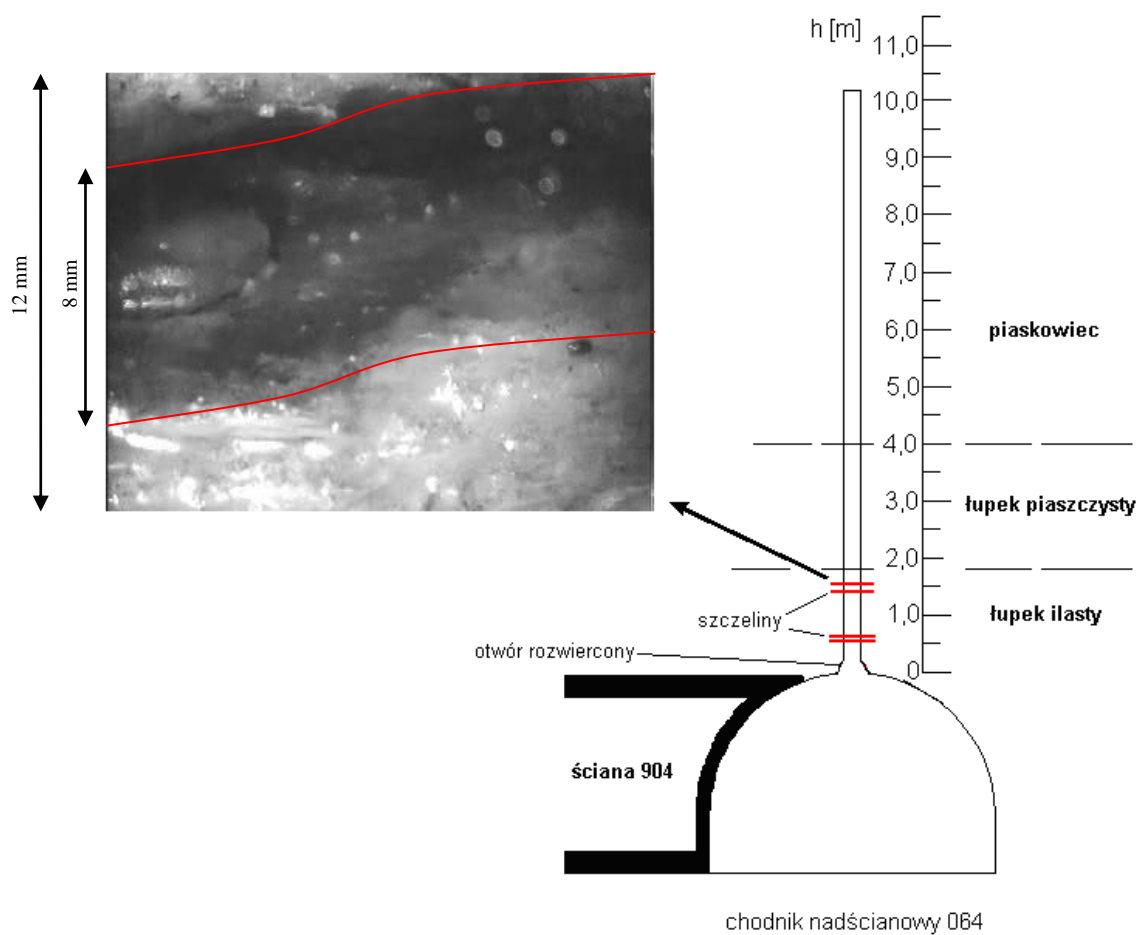
6.3.1. Badania szczelinowatości stropu kamerą introskopową

Badania kamerą introskopową przeprowadzono w otworze stropowym chodnika nadścianowego 064, około 250 m przed frontem ściany 904. Długość otworu badawczego wynosiła 10 m, na długości ok. 1,8 m wykonany był on w łupku, na pozostałym odcinku w piaskowcu. Szczeliny rozwarstwieniowe w stropie (równoległe do uławicenia) stwierdzono jedynie w warstwie łupku do wysokości 2 m ponad pułap. Rozmieszczenie i parametry szczelin przedstawia tabela 6.1.

Tabela 6.1

<i>Litologia otworu</i>	<i>Głębokość otworu [m]</i>	<i>Charakterystyka zjawiska</i>
0 – 1,8m łupek ilasty	0,0 - 0,3	Otwór rozwiercony
	0,54 - 0,59	Szczelina 5 cm
	0,61 – 0,66	Szczelina 5cm
	1,40 – 1,43	Szczelina 3cm
	1,52 – 1,60	Szczelina 4cm
1,8 – 10 m piaskowiec	Brak spękań	

Wyniki pomiarów zostały przedstawione w postaci graficznej na rys. 6.59.



Rys. 6.59 Lokalizacja szczelin rozwarstwieniowych stwierdzonych w otworze stropowym dla chodnika nadścianowego 064.

6.3.2. Wyniki badania wytrzymałości skał stropowych penetrometrem otworowym

Badania penetrometryczne skał stropowych przeprowadzono w chodniku nadścianowym 064 w pokładzie 209. Otwór o długości 10 m wykonano pionowo w stropie wyrobiska.

W tabeli 6.2 przedstawiono wyniki pomiarów, a profil litologiczny oraz uzyskane średnie wartości parametrów wytrzymałościowych skał przedstawia tabela 6.3 oraz wykresy 6.60 i 6.61.

Przez *opory penetracji* przedstawione w 3 kolumnie tabeli 6.2 rozumie się ciśnienie medium w głowicy penetrometru, przy którym następuje gwałtowne zagłębienie iglicy w górtwór (Kidybiński, 1982).

Tabela 6.2 Wyniki badań penetrometrycznych dla otworu stropowego w chodniku nadścianowym 064 w pokładzie 209.

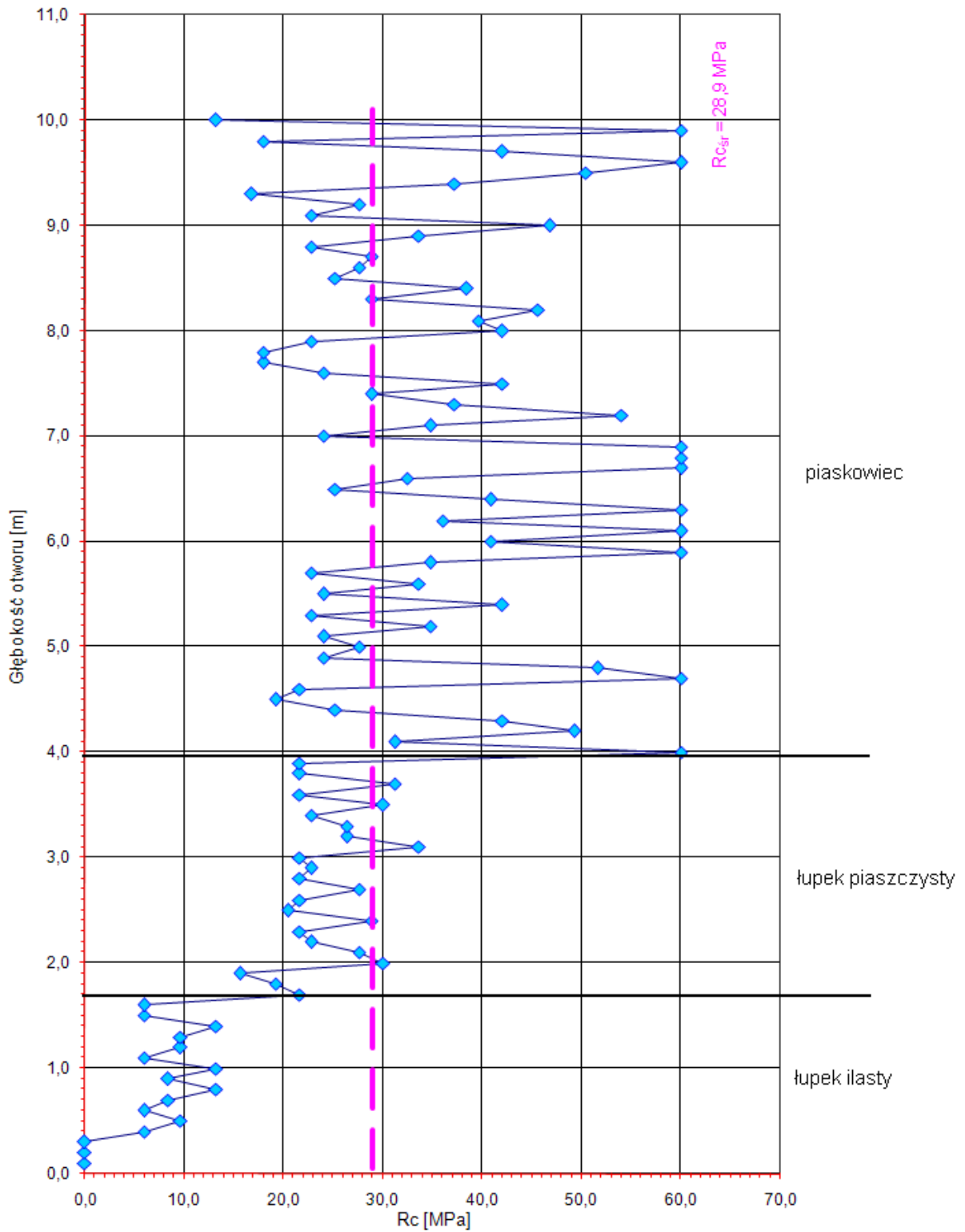
<i>L.p.</i>	<i>Głębokość otworu [m]</i>	<i>Średnie krytyczne opory penetracji [MPa]</i>	<i>Wytrzymałość skal na ściskanie R_c [MPa]</i>	<i>Wytrzymałość skal na rozciąganie R_r [MPa]</i>
1	0,1	0	0,0	0,000
2	0,2	0	0,0	0,000
3	0,3	0	0,0	0,000
4	0,4	5	6,0	0,385
5	0,5	8	9,6	0,616
6	0,6	5	6,0	0,385
7	0,7	7	8,4	0,539
8	0,8	11	13,2	0,847
9	0,9	7	8,4	0,539
10	1,0	11	13,2	0,847
11	1,1	5	6,0	0,385
12	1,2	8	9,6	0,616
13	1,3	8	9,6	0,616
14	1,4	11	13,2	0,847
15	1,5	5	6,0	0,385
16	1,6	5	6,0	0,385
17	1,7	18	21,6	1,386
18	1,8	16	19,2	1,232
19	1,9	13	15,6	1,001
20	2,0	25	30,0	1,925
21	2,1	23	27,6	1,771
22	2,2	19	22,8	1,463
23	2,3	18	21,6	1,386
24	2,4	24	28,8	1,848
25	2,5	17	20,4	1,309
26	2,6	18	21,6	1,386
27	2,7	23	27,6	1,771
28	2,8	18	21,6	1,386
29	2,9	19	22,8	1,463
30	3,0	18	21,6	1,386
31	3,1	28	33,6	2,156
32	3,2	22	26,4	1,694
33	3,3	22	26,4	1,694

<i>L.p.</i>	<i>Głębokość otworu [m]</i>	<i>Średnie krytyczne opory penetracji [MPa]</i>	<i>Wytrzymałość skal na ściskanie R_c [MPa]</i>	<i>Wytrzymałość skal na rozciąganie R_t [MPa]</i>
34	3,4	19	22,8	1,463
35	3,5	25	30,0	1,925
36	3,6	18	21,6	1,386
37	3,7	26	31,2	2,002
38	3,8	18	21,6	1,386
39	3,9	18	21,6	1,386
40	4,0	50	60,0	3,850
41	4,1	26	31,2	2,002
42	4,2	41	49,2	3,157
43	4,3	35	42,0	2,695
44	4,4	21	25,2	1,617
45	4,5	16	19,2	1,232
46	4,6	18	21,6	1,386
47	4,7	50	60,0	3,850
48	4,8	43	51,6	3,311
49	4,9	20	24,0	1,540
50	5,0	23	27,6	1,771
51	5,1	20	24,0	1,540
52	5,2	29	34,8	2,233
53	5,3	19	22,8	1,463
54	5,4	35	42,0	2,695
55	5,5	20	24,0	1,540
56	5,6	28	33,6	2,156
57	5,7	19	22,8	1,463
58	5,8	29	34,8	2,233
59	5,9	50	60,0	3,850
60	6,0	34	40,8	2,618
61	6,1	50	60,0	3,850
62	6,2	30	36,0	2,310
63	6,3	50	60,0	3,850
64	6,4	34	40,8	2,618
65	6,5	21	25,2	1,617
66	6,6	27	32,4	2,079
67	6,7	50	60,0	3,850

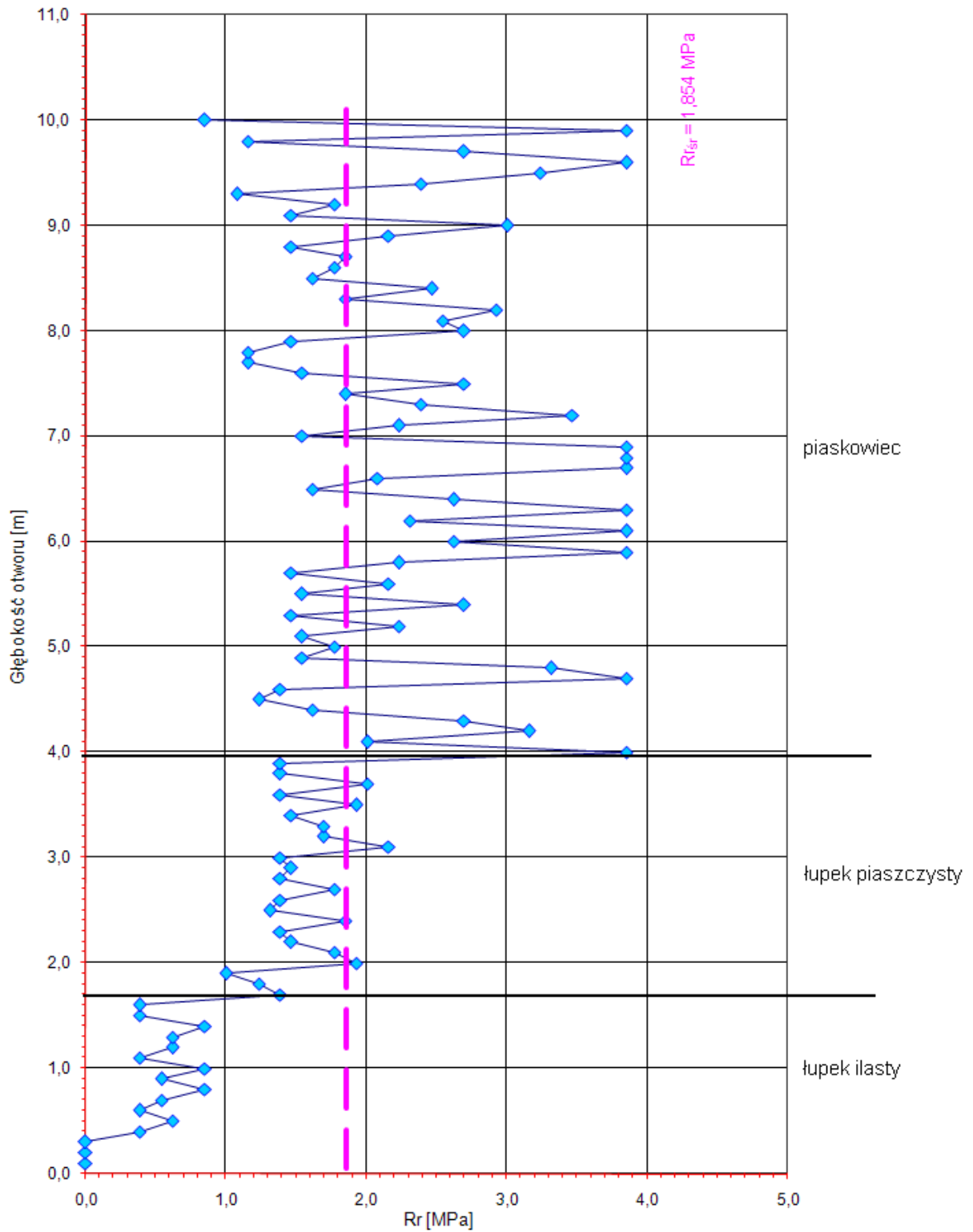
<i>L.p.</i>	<i>Głębokość otworu [m]</i>	<i>Średnie krytyczne opory penetracji [MPa]</i>	<i>Wytrzymałość skal na ściskanie R_c [MPa]</i>	<i>Wytrzymałość skal na rozciąganie R_t [MPa]</i>
68	6,8	50	60,0	3,850
69	6,9	50	60,0	3,850
70	7,0	20	24,0	1,540
71	7,1	29	34,8	2,233
72	7,2	45	54,0	3,465
73	7,3	31	37,2	2,387
74	7,4	24	28,8	1,848
75	7,5	35	42,0	2,695
76	7,6	20	24,0	1,540
77	7,7	15	18,0	1,155
78	7,8	15	18,0	1,155
79	7,9	19	22,8	1,463
80	8,0	35	42,0	2,695
81	8,1	33	39,6	2,541
82	8,2	38	45,6	2,926
83	8,3	24	28,8	1,848
84	8,4	32	38,4	2,464
85	8,5	21	25,2	1,617
86	8,6	23	27,6	1,771
87	8,7	24	28,8	1,848
88	8,8	19	22,8	1,463
89	8,9	28	33,6	2,156
90	9,0	39	46,8	3,003
91	9,1	19	22,8	1,463
92	9,2	23	27,6	1,771
93	9,3	14	16,8	1,078
94	9,4	31	37,2	2,387
95	9,5	42	50,4	3,234
96	9,6	50	60,0	3,850
97	9,7	35	42,0	2,695
98	9,8	15	18,0	1,155
99	9,9	50	60,0	3,850
100	10,0	11	13,2	0,847
średnio:		24,8	28,9	1,912

Tabela 6.3. Profil litologiczny otworu stropowego w chodniku nadścianowym 064.

<i>Głębokość otworu [m]</i>	<i>Warstwa litologiczna</i>	<i>Średnia wytrzymałość na ściskanie $R_{cśr}$ [MPa]</i>
0 ÷ 0,3	Otwór rozwiercony	-
0,3 ÷ 1,8	łupek ilasty	9,8
1,8 – 4,0	łupek piaszczysty	24,4
1,8 ÷ 10,1	piaskowiec	36,3



Rys. 6.60 Wytrzymałości skał na ściskanie określone w otworze stropowym chodnika nadścianowego 064, w pokładzie 209.



Rys. 6.61 Wytrzymałości skal na rozciąganie określone w otworze stropowym chodnika nadścianowego 064, w pokładzie 209.

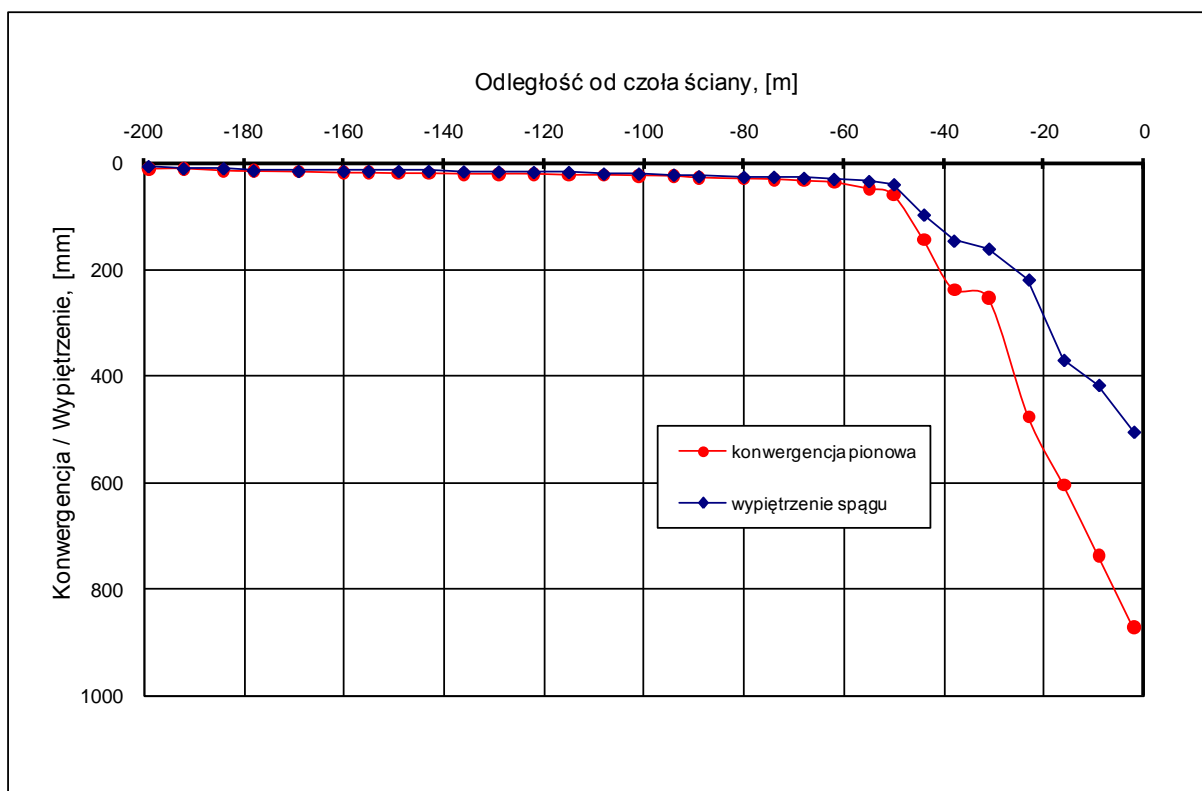
Z badań penetromerycznych w stropie chodnika nadścianowego 064 wynika, że do wysokości 1,8 m ponad stropem wyrobiska występują słabe skały, którymi są łupki ilaste. Bezpośrednio po wykonaniu wyrobiska warstwa ta ulega intensywnemu spękaniu. Stwierdzona penetrometrycznie średnia wytrzymałość na ściskanie łupku ilastego stanowiącego strop bezpośredni chodnika nadścianowego 064 wynosi $R_{c \text{ śr str}} = 9,8$ MPa. Średnia wytrzymałość na ściskanie dla całej długości otworu badawczego (10 m) wynosi 28,9 MPa. Powyżej opisanego słabego łupku ilastego, do wysokości 4,0 m występował wyraźnie mocniejszy łupek piaszczysty, dopiero powyżej strop zasadniczy pokładu, gruba ława piaskowca, w której brak jest widocznych płaszczyzn pomniejszonej spoiwości. Na wybiegu chodnika 064 warunki stropowe wielokrotnie ulegały zmianie. Najtrudniejsza sytuacja dla utrzymywania wyrobiska w jednostronnym otoczeniu zrobów występowała wtedy, kiedy w stropie bezpośrednim znajdowała się gruba warstwa łupku ilastego. Najkorzystniejsza zaś, kiedy strop zasadniczy, piaskowcowy, znajdował się bezpośrednio nad pokładem. Z badań penetrometrycznych wynika, że wytrzymałość warstwy piaskowca stropowego jest wyraźnie większa niż występujących lokalnie łupków (rys. 6.60).

6.3.3. Wyniki pomiarów konwergencji wyrobiska 064

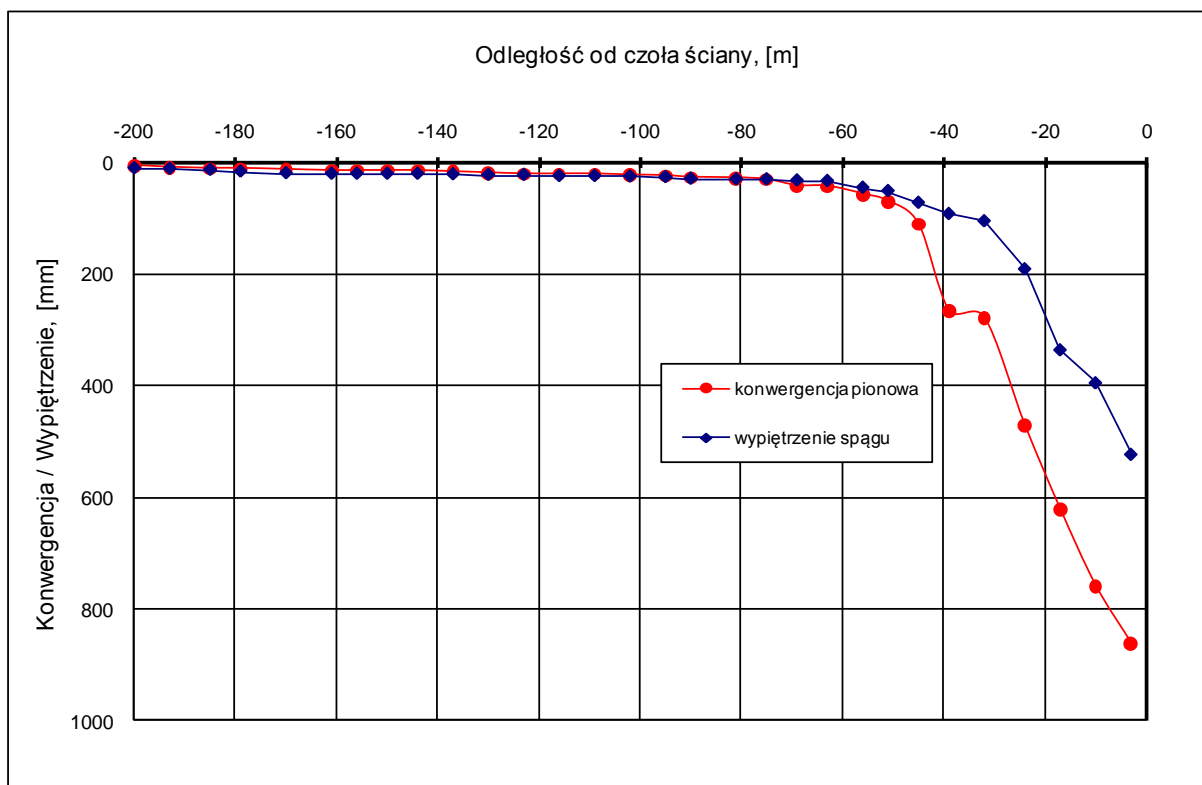
Konwergencję pionową chodnika 064 rozpoczęto mierzyć w odległości około 200 m przed frontem ściany. Z uwagi na likwidację chodnika za ścianą, pomiary prowadzono tylko do skrzyżowania z przestrzenią roboczą. Pomiary konwergencji chodnika 064 realizowane były dokładnie w taki sam sposób, jak w chodniku 065, co przedstawiono w rozdziale 5.1.

Wyniki pomiarów konwergencji pionowej i wypiętrzania spągu chodnika 064 w poszczególnych punktach pomiarowych $P_1 \div P_3$ przedstawiono na kolejnych rysunkach 6.62, 6.63, 6.64.

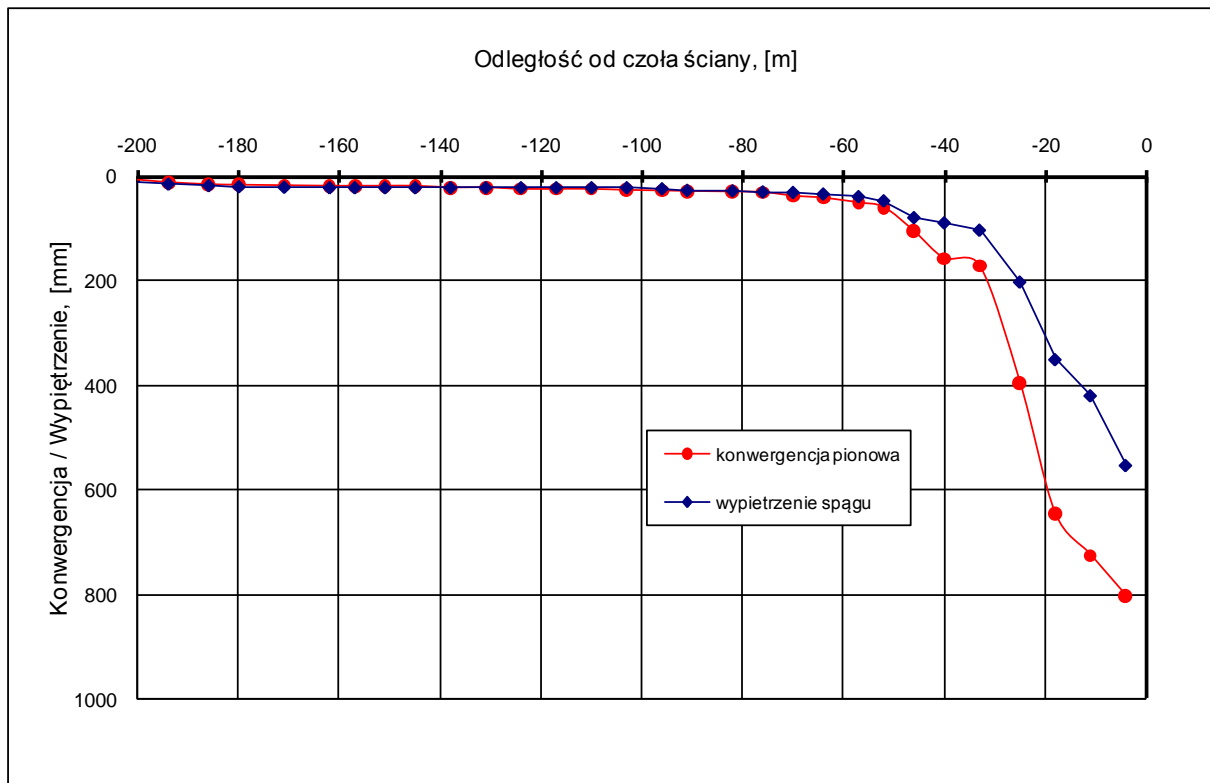
Średnie wartości konwergencji pionowej przed frontem ściany w tym wyrobisku aproksymowane funkcją 20 przedstawia rysunek 6.65. Z przebiegu funkcji aproksymującej wynika, że konwergencja pionowa w tym kolejnym wyrobisku zaczyna wyraźnie przyrastać w odległości około 50 m przed frontem ściany. Na skrzyżowaniu prognozowana jej wielkość wynosi 1000 mm. Średnie wartości pomierzonego w chodniku 064 wypiętrzania spągu aproksymowano funkcją 22 (rys. 6.66). Z przebiegu funkcji wynika, że wyraźny wzrost wypiętrzania rozpoczyna się również około 50 m przed frontem ściany. Prognozowana wartość wypiętrzania na skrzyżowaniu wynosi około 600 mm. Konwergencję poziomą tego wyrobiska w punktach $M_1 \div M_3$ przedstawiono na rysunkach 6.67, 6.68, 6.69, zaś średnią ich wartość aproksymowaną funkcją 21 na rysunku 6.70.



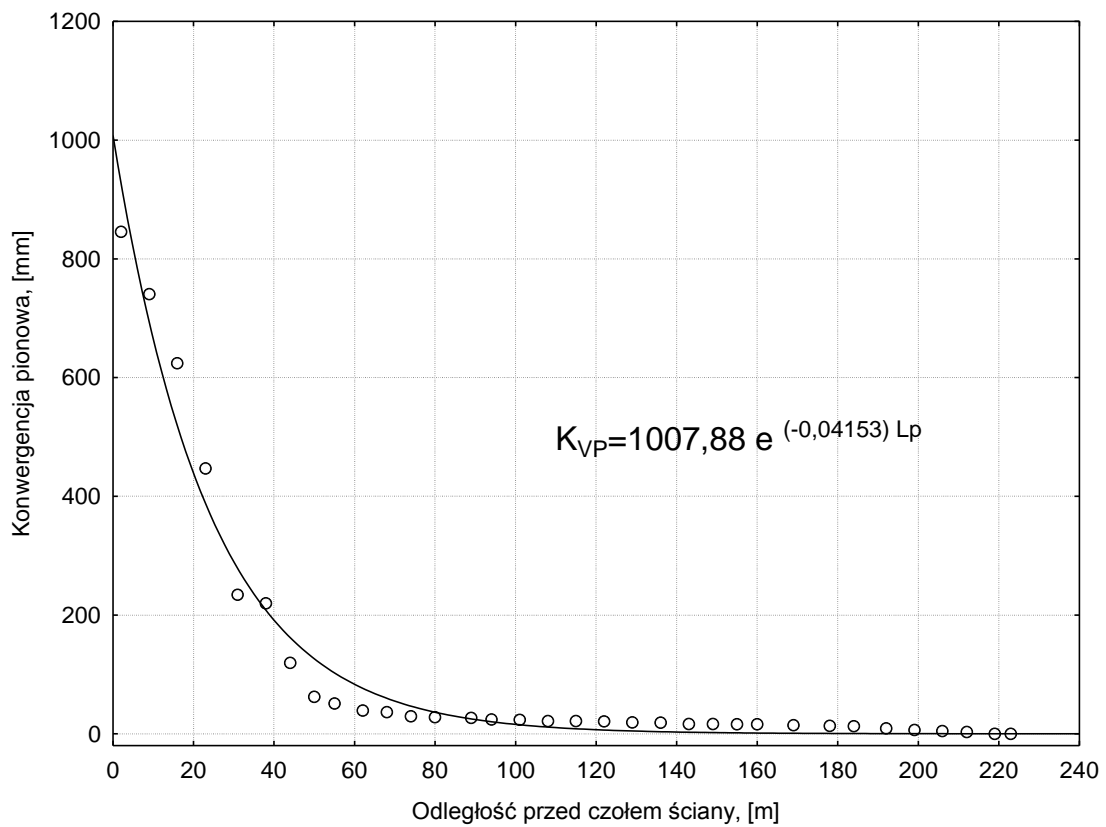
Rys. 6.62 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt P₁.



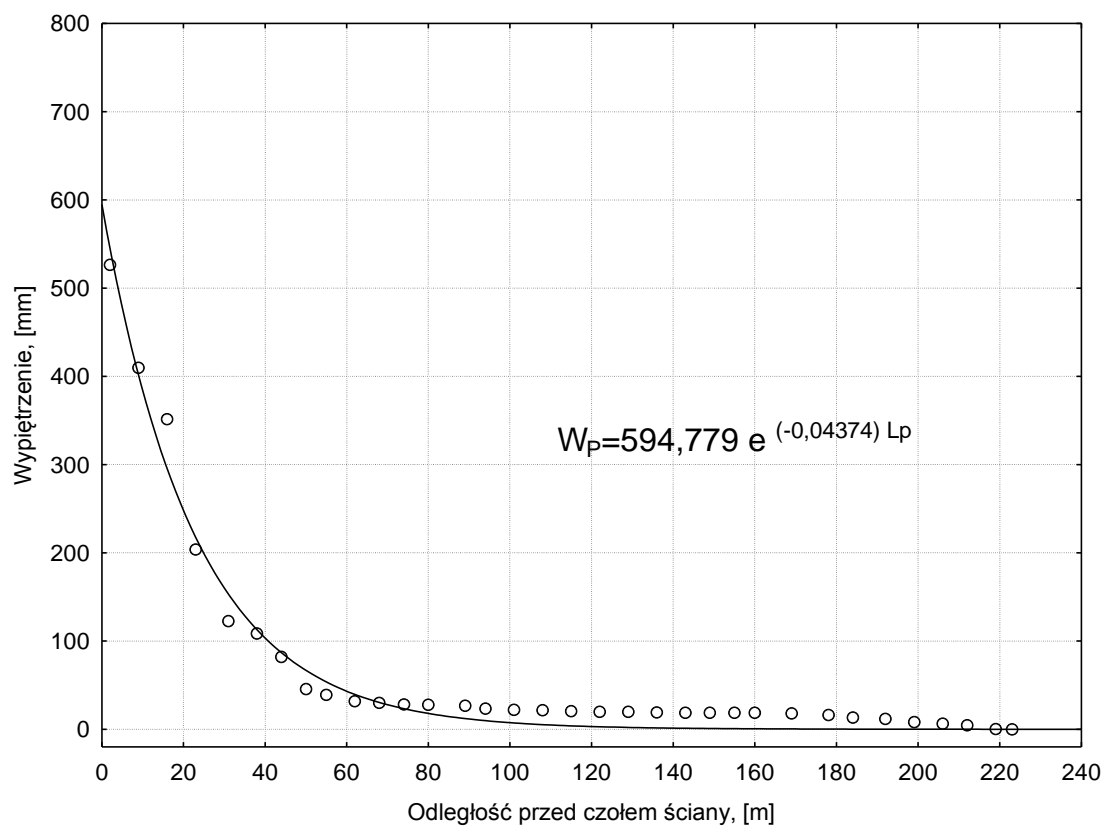
Rys. 6.63 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt P₂.



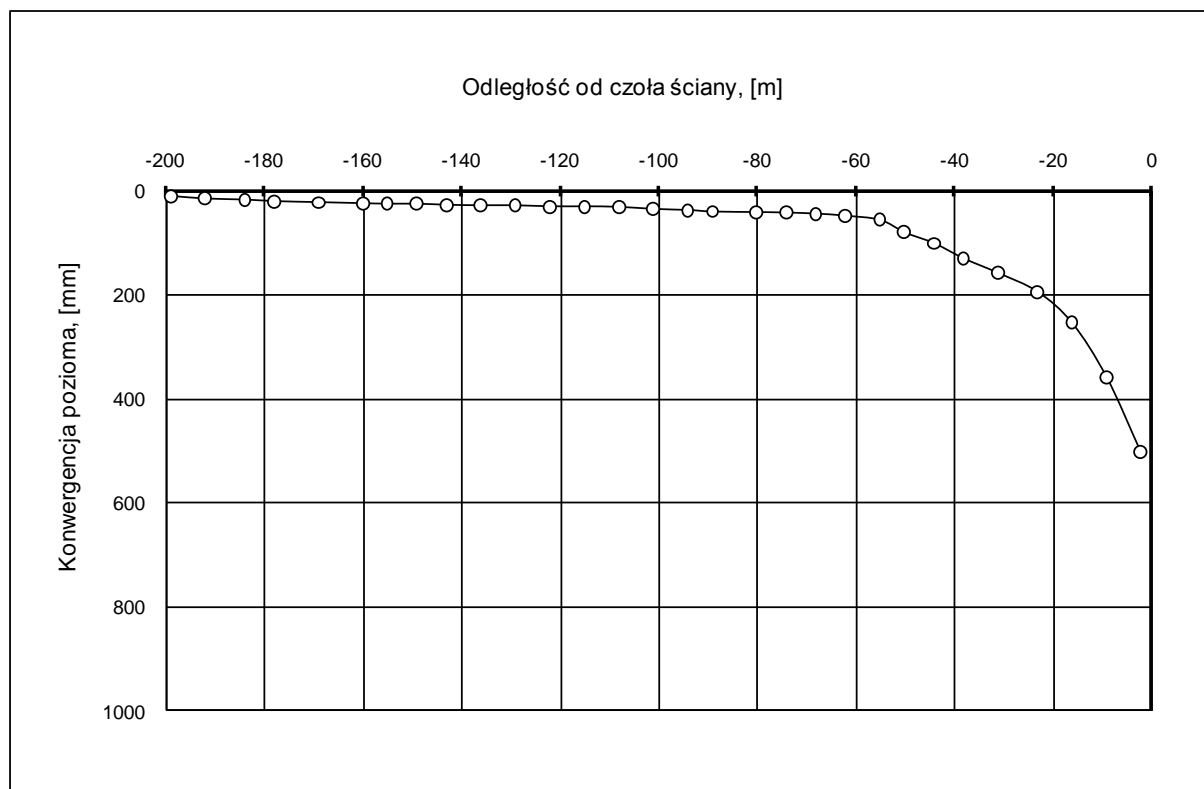
Rys. 6.64 Wynik pomiaru konwergencji pionowej i wypiętrzenia spągu wyrobiska – chodnik 064 Baza I – punkt P₃.



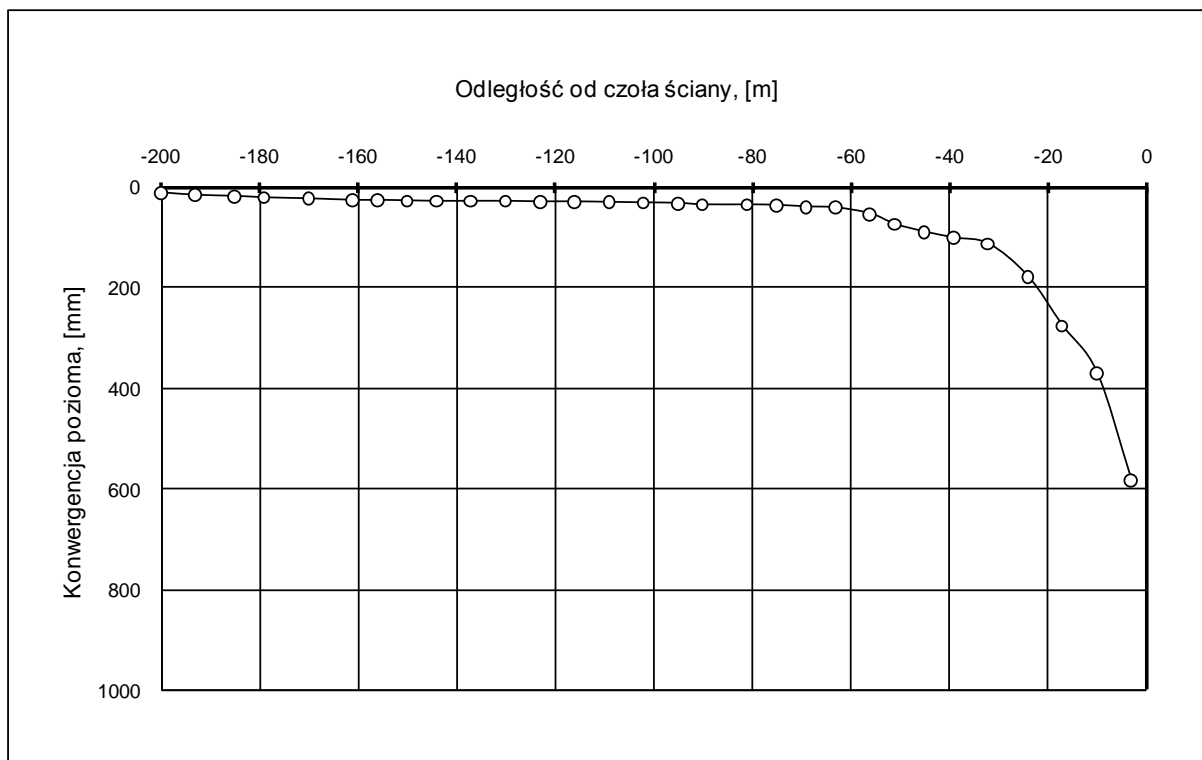
Rys. 6.65 Średnie wartości konwergencji pionowej K_{VP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-064-Baza I.



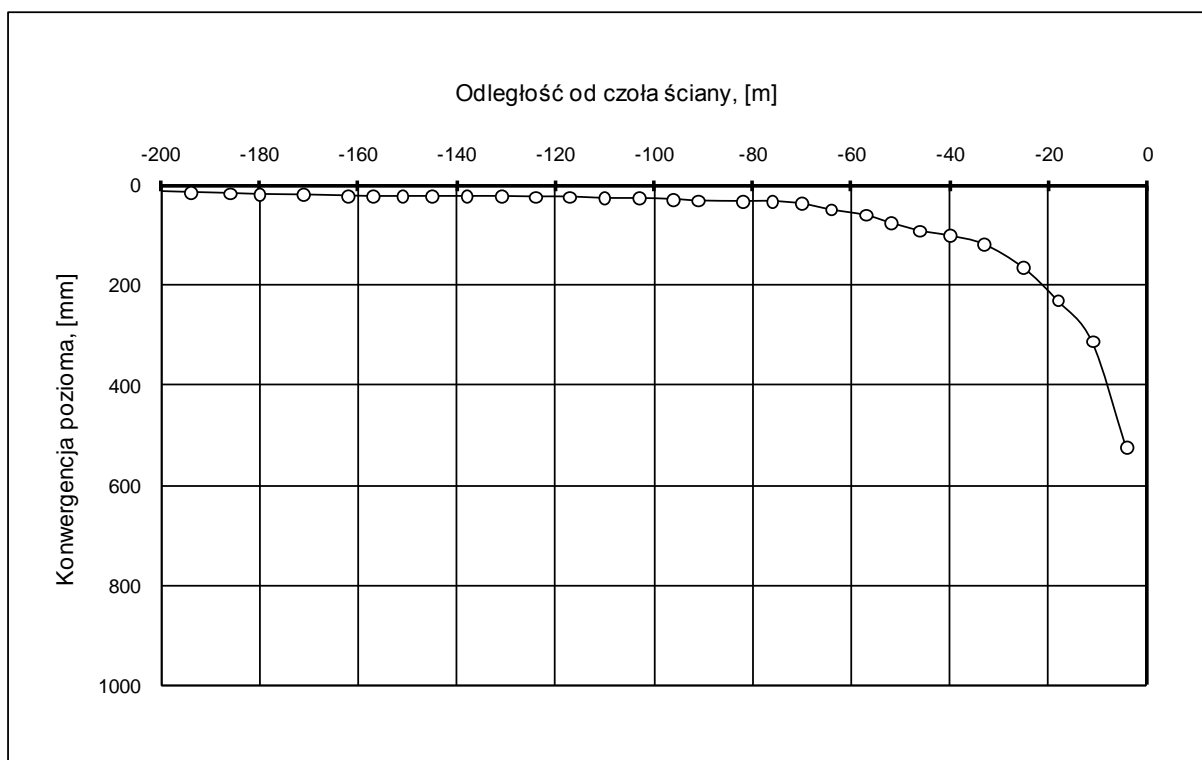
Rys. 6.66 Średnie wartości wypiętrzenia spągu W_p przed czołem ściany na stanowisku Ch-064-Baza I.



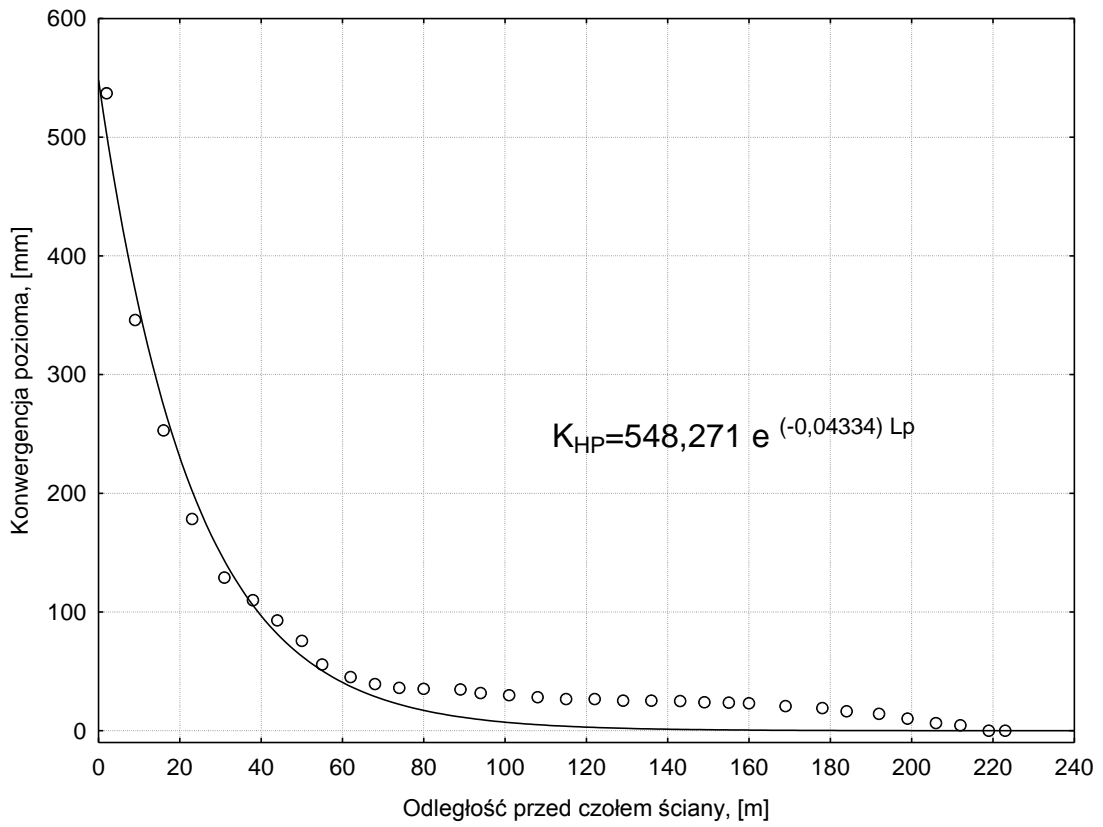
Rys. 6.67 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt M_1 .



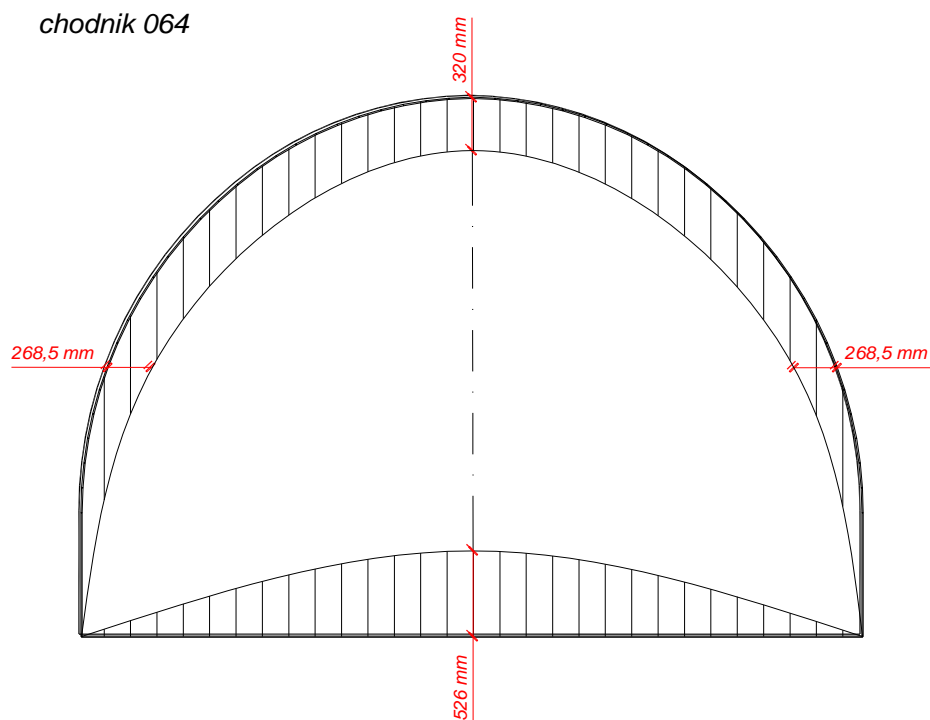
Rys. 6.68 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt M₂.



Rys. 6.69 Wynik pomiaru konwergencji poziomej wyrobiska – chodnik 064 – Baza I – punkt M₃.



Rys. 6.70 Średnie wartości konwergencji poziomej K_{HP} przed czołem ściany na stanowisku Ch-064-Baza I.



Rys. 6.71 Wyidealizowany przekrój zaciśniętego chodnika na podstawie pomiarów z bazy pomiarowej.

Podsumowując obserwacje poczynione w chodniku 064 można zauważyć, że konwergencja pionowa w chodniku 064 zaczyna narastać w odległości 50 m przed frontem eksploatacji. Od tego miejsca obserwować można również wypiętrzanie spągu. Obserwacje wizualne obciążenia obudowy prowadzone przed ścianą pozwalają przypuszczać, że około 50 m przed frontem eksploatacji zaciśnięte zostają całkowicie pustki pomiędzy obudową i wyłomem wyrobiska, obudowa zostaje włączona do pracy, co potwierdza pomiar konwergencji.

W odległości 40 m przed frontem eksploatacji konwergencja pionowa chodnika 064 wynosiła już około 200 mm. Składało się na nią obniżenie stropu wynoszące około 100 mm i wypiętrzanie spągu wynoszące również 100 mm (rys. 6.65, 6.66). W miarę zbliżania się ściany do punktu pomiarowego można było obserwować przyśpieszenie obniżania stropu i jeszcze większe wypiętrzanie spągu. W odległości około 20 m przed ścianą (rys. 6.65), konwergencja wyrobiska wynosiła już około 545 mm. Pomierzone wartości konwergencji były wynikiem wypiętrzania spągu wynoszącego około 290 mm i obniżenia stropu, które wynosiło około 254 mm. Ostatni pomiar konwergencji wyrobiska możliwy był w odległości około 5 m przed frontem ściany. W tym miejscu wysokość wyrobiska w świetle obudowy uległa zmniejszeniu o około 846 mm, na co składało się wypiętrzanie spągu wynoszące około 526 mm i obniżenie stropu wynoszące 320 mm (rys. 6.71).

Konwergencja pionowa, która wystąpiła w wyrobisku nie powodowała trudności technologicznych na skrzyżowaniu ze ścianą, także z tego powodu, że chodnik 064 pełnił funkcję wentylacyjną, a zwrotnia przenośnika zgrzeblowego odstawy pozostawała w przestrzeni wyrobiska eksploatacyjnego.

Konwergencja pozioma w chodniku 064 mierzona była praktycznie do samego frontu ścianowego. Jak wynika to z rysunku 6.70, wyraźne przyśpieszenie konwergencji poziomej przed frontem eksploatacji następuje nieco wcześniej niż pionowej. W odległości 40 m przed ścianą konwergencja pozioma wynosiła w tym chodniku 115 mm. Po zbliżeniu się ściany na odległość około 20 m od punktu pomiarowego, szerokość wyrobiska zmniejszyła się o 220 mm i na 5 m przed frontem osiągnęła wartość 525 mm.

Wyidealizowany przekrój wyrobiska po uwzględnieniu pomierzonych wartości konwergencji poziomej i pionowej przedstawiony został na rysunku 6.71. W chodniku nadścianowym wentylacyjnym nie wypina się na skrzyżowaniu z przestrzenią roboczą ściany łuków ociosowych można więc założyć, że nie ulega on w tym miejscu degradacji, jak to ma miejsce w chodniku 065 (wypinane łuki ociosowe) po przejściu ściany.

Wyniki moich pomiarów potwierdzone zostały badaniami prowadzonymi równolegle w chodniku 064 (rozdział 6.3.3).

Z przeprowadzonych pomiarów wynika, że konwergencja wyrobiska w świetle obudowy w strefie oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego pokładu 209 jest niewielka gdy w stropie bezpośrednim pokładu występuje warstwa piaskowca. Tradycyjne systemy wykładki stosowane w kopalniach nie sprawdzają się w warunkach pokładu 209. Jedynym racjonalnym rozwiązaniem tego problemu byłoby wprowadzenie wykładki mechanicznej, na przykład systemu „Bullflex” (www.bullflex.de, 2008). Zdarzający się przy tradycyjnej wykładce punktowy kontakt odrzwi z górotworem prowadzi do powstania stref lokalnych koncentracji naprężeń w odrzwiach i niekontrolowanego rozwoju strefy odprężenia. Z prowadzonych obserwacji wynika, że w warunkach pokładu 209, kiedy w stropie bezpośrednim występuje piaskowiec, opisane sytuacje, nie występują i w związku z tym brak pełnej wykładki nie powinien zakłócać wyników prowadzonych obserwacji.

Prowadzenie pomiarów przy pomocy skomplikowanej aparatury dla oceny stanu górotworu i obudowy chodników przyścianowych nie zawsze jest celowe. Badania prowadzone takimi metodami zapewniają wprawdzie dużą dokładność pomiarów i często bezobsługowe zbieranie wyników, jednak ze względu na koszt urządzeń trudno użytkować je w miejscach, gdzie narażone są na zniszczenie.

W warunkach pokładu 209 wyrobiska przygotowawcze towarzyszące eksploatacji zachowują się przed jej frontem nietypowo. Oddziaływanie ciśnienia eksploatacyjnego na górotwór otaczający chodniki i ich obudowę jest trudno zauważalne. Obciążenie obudowy chodników przyścianowych rozpoczyna się dopiero w bliskim sąsiedztwie czoła ściany, około 50 do 60 m przed frontem. Bardziej wrażliwym niż obciążenie obudowy wskaźnikiem oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego na strop chodnika są rozwarstwienia i szczelinowatość rozwijające się w skałach stropowych. W chodniku 065 około 100 m przed ścianą zasięg strefy spękań - odprężania stropu - wyznaczony kamerą introskopową wynosi już około 7 m (rys. 6.20). Podobny zasięg rozwarstwień przed frontem ściany stwierdzono również rozwarstwieniomierzami (rys. 6.21).

Dla oceny stanu stateczności chodnika pomiary zasięgu rozwarstwień powinny być prowadzone w podobnych warunkach stropowych i rozpoczynane możliwie najwcześniej po wykonaniu wyrobiska, nie później jednak niż około 200 m przed frontem ściany. Rozpoznanie, w jakiej odległości od frontu ściany należy zakończyć instalowanie dodatkowych wzmocnień obudowy i górotworu dla skutecznego utrzymywania wyrobiska za frontem, można dokonać już na podstawie prostych pomiarów konwergencji i badań zasięgu rozwarstwień i odprężenia wykonywanych kamerą introskopową. Pomocne dla tego celu może być również instalowanie prostych rozwarstwieniomierzy wielopunktowych. Wymienione badania mogą prowadzić kopalniane służby pomiarowe, nie są potrzebne do tego skomplikowane urządzenia.

Wymienione badania należy kontynuować w wyrobisku po przejściu ściany i zastosowaniu wybranego sposobu podpierania wspornika stropowego od strony zrobów. Takie badania umożliwią również ocenę stanu wspornika stropowego po przejściu ściany i podjęcie decyzji o sposobie i miejscu jego podpierania. Odpowiednio wczesne stwierdzenie złego stanu wspornika od strony zrobów pozwoli przenieść podparcie do przestrzeni wyrobiska. Nośność zastosowanych podpór zależeć będzie od wartości zmierzonej konwergencji wyrobiska do 60 metra za frontem ściany. Zastosowanie podpór powinno ograniczyć konwergencję pionową i w ten sposób zapewnić wymagane przepisami gabaryty. Ocena skuteczności wzmocnienia chodnika przed frontem eksploatacji powinna być podjęta na podstawie pomiarów konwergencji wyrobiska, jak również zasięgu rozwarstwień i odprężenia wyrażającego się częstotliwością pojawiania się spękań.

Analizując wyniki obserwacji prowadzonych w skałach stropowych chodnika 064 z wykorzystaniem kamery introskopowej możemy stwierdzić, że pierwsze szczeliny rozwarstwieniowe i spękania w warstwach stropowych są wynikiem odprężania się górotworu w kierunku wytworzonej pustki. Stan odprężenia stropu, stwierdzony w odległości ok. 96 m przed frontem ściany, można w tych warunkach uznać za typowy dla wyrobiska korytarzowego pozbawionego wpływu eksploatacji.

Na podstawie pomiarów konwergencji wyrobiska (rozdział 6.2.4) stwierdzono że, zauważalny wpływ ciśnienia eksploatacyjnego na chodnik zaczyna się objawiać w warunkach pokładu 209 dopiero w odległości poniżej 90 m od ściany.

Należy zauważyć, że w warunkach pokładu 209 degradacja piaskowcowego stropu chodnika podścianowego rozpoczyna się dopiero nad skrzyżowaniem z przestrzenią roboczą ściany.

Średni dobowy postęp ściany 904 wahał się w granicach 10 m/dobę. Bazy pomiarowe zlokalizowane zostały w takiej odległości od czoła ściany, aby można było wykonać serię pomiarów zanim jeszcze pojawi się ciśnienie eksploatacyjne. Moment ten można zauważyć analizując wyniki większości prowadzonych pomiarów. Podobnie jak w chodniku 065, tak i w obserwowanym wyrobisku. Obciążenie obudowy podporowej rozpoczyna się z opóźnieniem w stosunku do momentu, w którym uwidacznia się narastania rozwarstwień. Spowodowane jest to brakiem szczelnej wykładki za obudową, obciążenie obudowy następuje dopiero po wystąpieniu takiej konwergencji wyłomu wyrobiska, kiedy zlikwidowane zostaną pustki poza obudową.

Aproksymacje średnich wyników prowadzonych pomiarów dołowych wykonano w celu określenia współczynników zaproponowanych funkcji charakteryzujących zachowanie się wyrobisk w pokładzie 209. Dysponując odpowiednią ilością pomiarów dla każdego pokładu, w którym projektuje się utrzymywanie wyrobiska dla ich powtórnego wykorzystania, można znaleźć charakterystyczne współczynniki przyjętych funkcji. Dzięki temu możliwe jest

prognozowanie zachowania się wyrobisk za frontem eksploatacji dla wybranego sposobu ich ochrony i w określonych warunkach geologiczno-górnicych danej kopalni. W tabelach 6.4-6.6 zestawiono wszystkie funkcje (eksponencjalne, logarytmiczne i wielomiany drugiego stopnia) wykorzystane do aproksymacji wyniki pomiarów przeprowadzonych oddzielnie przed i za frontem eksploatacji, wraz z wyliczonymi dla konkretnych warunków współczynnikami. Ogólną postać wybranych funkcji przedstawiają wzory nr 20 – 31:

$$K_{VP} = A_1 e^{B_1 L_P} \quad (20)$$

$$K_{HP} = A_2 e^{B_2 L_P} \quad (21)$$

$$W_P = A_3 e^{B_3 L_P} \quad (22)$$

$$K_{VZ} = A_4 e^{B_4 L_Z} \quad (23)$$

$$K_{HZ} = A_5 e^{B_5 L_Z} \quad (24)$$

$$W_Z = A_6 e^{B_6 L_Z} \quad (25)$$

$$K_{VZ} = \frac{1}{A_7} \log(B_7 L_Z) \quad (26)$$

$$K_{HZ} = \frac{1}{A_8} \log(B_8 L_Z) \quad (27)$$

$$W_Z = A_9 \log(B_9 L_Z) \quad (28)$$

$$W_Z = \frac{1}{A_{10}} \log(B_{10} L_Z) \quad (29)$$

$$K_{VZ} = A_{11} + B_{11} L_Z - C_1 L_Z^2 \quad (30)$$

$$K_{HZ} = A_{12} + B_{12} L_Z - C_2 L_Z^2 \quad (31)$$

gdzie:

K_{VP} - konwergencja pionowa przed czołem ściany, [mm],

K_{HP} - konwergencja pozioma przed czołem ściany, [mm],

W_P - wypiętrzenie spągu przed czołem ściany, [mm],

K_{VZ} - konwergencja pionowa za czołem ściany, [mm],

K_{HZ} - konwergencja pozioma za czołem ściany, [mm],

W_Z - wypiętrzanie spągu za czołem ściany, [mm],

L_Z - odległość za czołem ściany, [m],

L_P - odległość przed czołem ściany, [m].

Tabela 6.4. Funkcje empiryczne aproksymujące parametry przemieszczeniowe wyrobisk.

Chodnik-062	
Baza B-I	Baza B-II
PRZEMIESZCZENIA PRZED CZOLEM ŚCIANY	
$K_{VP} = 575,199 e^{(-0,02488) Lp}$ $r^2=0,9094$	
$K_{HP} = 47,6903 e^{(-0,01602) Lp}$ $r^2=0,9582$	
$W_P = 98,1058 e^{(-0,06257) Lp}$ $r^2=0,6724$	
PRZEMIESZCZENIA ZA CZOLEM ŚCIANY	
$K_{VZ} = (1 / 0,009037) \log (17,0993 Lz)$ $r^2=0,7893$	$K_{VZ} = (1 / 0,008919) \log (0,317435 Lz)$ $r^2=0,5923$
Brak danych	$K_{HZ} = (1 / 0,006871) \log (0,219165 Lz)$ $r^2=0,7096$
$W_Z = (1 / 0,011387) \log (3,45705 Lz)$ $r^2=0,5590$	$W_Z = 82,4576 \log (1,11566 Lz)$ $r^2=0,4496$

Tabela 6.5. Funkcje empiryczne aproksymujące parametry przemieszczeniowe wyrobisk.

Chodnik-064	
Baza B-I	
PRZEMIESZCZENIA PRZED CZOLEM ŚCIANY	
$K_{VP} = 1007,88 e^{(-0,04153) Lp}$ $r^2=0,4429$	
$K_{HP} = 548,271 e^{(-0,04334) Lp}$ $r^2=0,4593$	
$W_P = 594,779 e^{(-0,04374) Lp}$ $r^2=0,4344$	

Tabela 6.6. Funkcje empiryczne aproksymujące parametry przemieszczeniowe wyrobisk.

Chodnik-065		
Baza B-I	Baza B-II	Baza B-III
PRZEMIESZCZENIA PRZED CZOLEM ŚCIANY		
$K_{VP} = 142,141 e^{(-0,03784) Lp}$ $r^2=0,8715$		$K_{VP} = 128,801 e^{(-0,07325) Lp}$ $r^2=0,5295$
$K_{HP} = -0,90 \cdot 10^{-4} e^{(-0,077823) Lp}$ $r^2=0,4945$		$K_{HP} = 19,6231 e^{(-0,01118) Lp}$ $r^2=0,5196$
$W_P = 112,364 e^{(-0,03538) Lp}$ $r^2=0,8974$		$W_P = 40,3793 e^{(-0,02089) Lp}$ $r^2=0,9249$
PRZEMIESZCZENIA ZA CZOLEM ŚCIANY		
$K_{VZ} = 886,938 e^{(-0,001963) Lz}$ $r^2=0,9756$	$K_{VZ} = -261,55 + 6,99078 Lz - 0,01712 Lz^2$ $r^2=0,9200$	$K_{VZ} = 573,224 e^{(0,002744) Lz}$ $r^2=0,9081$
$K_{HZ} = 529,363 e^{(0,002511) Lz}$ $r^2=0,9747$	$K_{HZ} = -140,49 + 4,03104 Lz - 0,01079 Lz^2$ $r^2=0,8710$	$K_{HZ} = 626,336 e^{(0,002014) Lz}$ $r^2=0,9563$
$W_Z = 286,42 e^{(0,003175) Lz}$ $r^2=0,9899$	$W_Z = 186,29 \log (0,022292 Lz)$ $r^2=0,9277$	$W_Z = 251,953 e^{(0,003694) Lz}$ $r^2=0,9408$

Podane powyżej wzory empiryczne są charakterystyczne dla warunków KWK „Ziemowit” przy określonych sposobach wzmacniania wyrobisk opisanych wcześniej. W warunkach innych kopalń wartości parametrów stałych mogą się znacznie różnić, przy zachowaniu podobnego przebiegu przemieszczeń i narastania rozwarstwień.

7. Podsumowanie i wnioski

Przeprowadzone badania stanu górotworu i obudowy chodników przyścianowych w pokładzie 209 w rejonie obszaru górniczego Kopalni „Ziemowit” miały za zadanie ocenę skuteczności zastosowanej obudowy, dodatkowych wzmocnień obudowy, sposobu i miejsca podparcia wspornika stropowego dla zapewnienia stateczności i wymaganych gabarytów wyrobisk utrzymywanych za ścianą eksploatacyjną w jednostronnym otoczeniu zrobów.

Mnogość zastosowanych metod badawczych wynika z zamiaru wybrania takich, które są najbardziej przydatne dla praktyki ruchowej do oceny efektów zastosowanych wzmocnień obudowy i górotworu. Analiza wyników pozwoliła na poczynienie szeregu spostrzeżeń i wniosków istotnych z punktu widzenia możliwości kontroli górotworu i obudowy przed i za frontem eksploatacji. Kontrola taka powinna pomóc w podejmowaniu decyzji odnośnie korekty doboru obudowy podstawowej i koniecznych wzmocnieniach umożliwiających zapewnienie minimalnych gabarytów chodników za frontem eksploatacji.

Wyróżniono 3 grupy wniosków:

Grupa I dotyczy oceny przydatności poszczególnych metod pomiarowo-badawczych dla osiągnięcia wytyczonego celu.

Grupa II dotyczy związków pomiędzy mierzonymi parametrami a wyborem właściwej technologii utrzymywania wyrobisk.

Grupa III dotyczy wniosków dla praktyki ruchowej.

I. Do skutecznych metod pomiarowo-badawczych określających parametry górotworu i obudowy można zaliczyć te metody, które pozwalają na pomiary:

- *obniżenia stropu,*
- *wypiętrzania spągu,*
- *konwergencji pionowej i poziomej ,*
- *rozwarstwień stropu na różnych wysokościach w stropie,*
- *zasięgu spękań warstw stropowych i wspornika przy chodniku,*
- *zsuwów łuków obudowy,*
- *własności mechanicznych skał stropowych w warunkach „in situ”.*

Takie pomiary mogą być prowadzone praktycznie w każdych warunkach ruchowych, nie wymagają wysoce specjalistycznej aparatury i mogą być realizowane przez pracowników kopalni.

Pomiary:

- *deformacji odrzwi,*
- *obciążenia odrzwi,*
- *obciążenia kotwi,*
- *własności wytrzymałościowych górotworu metodami laboratoryjnymi,*

wymagają specjalnej aparatury, doświadczeń w montażu urządzeń i często specjalistycznych programów dla opracowania i interpretacji wyników, zatem powinny być wykonywane przez instytucje naukowo badawcze.

II. Parametry górotworu i obudowy najbardziej wrażliwe na zmianę technologii utrzymywania wyrobisk i wyniki przeprowadzonych obserwacji.

Efekty wzmocnienia górotworu i obudowy chodników w warunkach pokładu 209 zalegającego pod grubą warstwą piaskowca są trudne do oceny przed frontem ściany z uwagi na brak szczelnej wykładki ponad obudową. Pełny kontakt obudowy z górotworem następuje dopiero w bezpośrednim sąsiedztwie czoła ściany to jest na około 40 m przed skrzyżowaniem. W odległości większej niż 60 m przed frontem nie stwierdza się jednoznacznie obciążenia i deformacji obudowy podporowej oraz kotwiowej. Jednym z powodów takiego stanu jest brak podporności wstępnej odrzwi obudowy powodowany pustkami za obudową.

Najbardziej wrażliwe na zmianę obudowy, technologii wzmocnienia wydają się być pomiary rozwarstwień skał stropowych i szczelinowatości otaczającego górotworu wynikające z odprężenia górotworu pozbawionego podpory.

Obniżenie stropu i wypiętrzenie spągu w warunkach pokładu 209 rozpoczyna się na 40 ÷ 60 m przed frontem ściany, dopiero po wypełnieniu pustki za obudową przez przemieszczający się odprężony górotwór. Od tej chwili obciążenie obudowy stosunkowo szybko przyrasta, na około 20 m przed frontem konwergencja w chodnikach dochodzi do 350 ÷ 400 mm, a na skrzyżowaniu ze ścianą osiąga maksymalnie wielkość 600 mm. Nie są to wielkości, które prowadzą do istotnych utrudnień w procesie technologicznym eksploatacji ale mogą skutecznie utrudniać utrzymywanie wyrobisk za frontem. Pomiar konwergencji pionowej i poziomej w wyrobisku może być skutecznym wskaźnikiem stateczności dopiero po uzyskaniu obciążenia obudowy.

Zmniejszanie gabarytów chodników za frontem ściany zależy od zastosowanego sposobu wzmocnienia obudowy, głównie sposobu podparcia wspornika stropowego. Podpieranie wspornika stropowego od strony zrobów betonowymi słupami (chodniki 061 i 062) pozwoliło

w warunkach pokładu 209 na zachowanie największych przekrojów wyrobisk utrzymywanych w sąsiedztwie zrobów. Konwergencja pozioma 100 m za frontem eksploatacji wynosiła maksymalnie 440 mm przy tym sposobie ochrony chodnika. Konwergencja pionowa w chodniku chronionym betonowymi słupami 60 m za frontem eksploatacji wynosiła maksymalnie 800 mm, podczas gdy na skrzyżowaniu ze ścianą jej wielkość oszacowano na około 400 mm. (W miarę oddalania się ściany od bazy pomiarowej obserwowano tylko niewielki ruch spągu chodnika, konwergencja pionowa praktycznie przestała przyrastać. Chodnik 062 chroniony słupami udało się utrzymać na całym wybiegu o długości około 2 km bez specjalnych dodatkowych zabiegów można go było powtórnie wykorzystać jako wyrobisko wentylacyjne.

W chodniku 065 przed frontem ściany zastosowano taki sam sposób wzmocnienia obudowy i górotworu jak w chodniku 062, a za frontem odmiennie podpieranie obudowy z wykorzystaniem podciągu i kasztów drewnianych. Ten sposób wzmocnienia chodnika za ścianą skutkowało zwiększeniem konwergencji pionowej o około 50% i poziomej o około 70%. Oznacza to w wartościach bezwzględnych zmniejszenie wysokości chodnika 065 (około 100 m za frontem ściany) o około 1200 mm i zmniejszenie szerokości w tym miejscu o około 750 mm.

Należy zauważyć, że w chodniku 065 zarówno konwergencja pionowa jak i pozioma w miarę oddalania się frontu ściany w dalszym ciągu narastały chociaż prędkość tych przyrostów uległa zmniejszeniu. Chodnik 065 po wykonaniu pewnych zabiegów polegających na lokalnym przywróceniu wymiarów w świetle obudowy nadaje się również do powtórnego wykorzystania na całej długości.

Zmiana sposobu wzmocnienia chodników za frontem eksploatacji w sposób zasadniczy wpływa też na zasięg i intensywność rozwarstwień pakietu skał stropowych. W odległości 40 m za frontem eksploatacji w chodniku 062 w którym stosowano betonowe słupy podpierające wspornik, rozwarstwienie sumaryczne stropu do wysokości 1,0 m wyniosło 53 mm a do wysokości 3,0 m wyniosło 93 mm, podczas gdy w tej samej odległości za frontem w chodniku 065, gdzie zastosowano podciąg drewniany i kaszty w przekroju wyrobiska, rozwarstwienie w pakiecie skał stropowych o grubości 1,0 m wyniosło 97 mm i w pakiecie o grubości 3,0 m 167 mm. Powyżej 3 metrowej ławy stropu bezpośredniego sumaryczne rozwarstwienia pomierzone rozwarstwieniomierzami wielopoziomowymi w obu wyrobiskach są podobne.

Poznanie zasięgu i stopnia rozwarstwień stropu w obu wyrobiskach można wykorzystać do doboru długości kotwi strunowych stosowanych jako wzmocnienie obudowy i górotworu przed frontem eksploatacji.

Pomiar szczelinowatości skał stropowych wykonywany kamerą introskopową w chodniku 065 pozwolił na zaobserwowanie rozwoju szczelinowatości przed i za frontem eksploatacji.

Analizując wyniki tych pomiarów można stwierdzić, że w odległości 96 m przed frontem ściany istnieje już wyraźnie ukształtowana strefa spękań skał stropowych ponad wyrobiskiem. Pojedyncze szczeliny występują nawet do wysokości ok. 7,0 m od pułapu. Strefa intensywnych spękań w odległości 96 m przed frontem posiada zasięg ok. 4,0 m.

Kolejna seria badań wykonana została w odległości około 72 m do czoła ściany. Zasięg spękań skał stropowych nie zmienił się w stosunku do stwierdzonego przed frontem w odległości 96 m. W ławie skał stropowych o grubości 3,0 m częstotliwość szczelin wzrosła dwukrotnie. Badania przeprowadzone kamerą w odległości 59 m przed frontem ściany wykazały, że strefa ze szczelinami nad wyrobiskiem powiększyła się o ok. 1 m i posiada zasięg ok. 9,1 m. Nowe szczeliny powstały głównie w warstwie łupku ilastego wykazującego się wyraźnym uławiceniem i niższą wytrzymałością.

W odległości około 26 m przed frontem ściany dochodzi do poziomych przemieszczeń warstw i otwory pomiarowe ulegają ścięciu na wysokości 3,5 m od pułapu. W takiej sytuacji udało się zaobserwować jedynie intensywny wzrost szczelinowatości stropu bezpośredniego do wysokości 3,5 m. Prowadzenie analogicznych obserwacji za frontem możliwe było dopiero w odległości 15 m od skrzyżowania. Badania za frontem wskazują na dalszy wzrost zasięgu strefy spękannej w stropie wyrobiska. Zasięg występowania szczelin odprężeniowych w odległości 15 m za ścianą wynosi 14,5 m. Szczeliny równoległe do uławicenia o kilkumilimetrowym rozwarciu występują do wysokości 7,5 m ponad pułapem wyrobiska. Ława skał stropu nad wyrobiskiem o grubości około 3,0 m charakteryzuje się średnim rozstawem szczelin wynoszącym mniej niż 16 mm.

W przedziale odległości 15 m do 43 m za ścianą zmiany zasięgu i intensywności spękań skał stropowych są niezauważalne. Zapewnienie drożności otworów badawczych do wysokości 3,0 m w stropie wyrobiska było za ścianą utrudnione. Powyżej tej strefy strop uległ tylkorozwarstwieniu, pomiędzy szczelinami rozwarstwieniowymi nie stwierdzono spękań.

Pomiary szczelinowatości wykonywane bezpośrednio za frontem ścianowym mogą być przydatne do podjęcia decyzji o konieczności dodatkowych wzmocnień chronionego wyrobiska. W ten rejon chodnika bezpośrednio za ścianę możliwe jest jeszcze dostarczanie potrzebnych do wzmocnienia materiałów.

Utrudnieniem dla prowadzenia tych badań za ścianą jest ścinanie otworów wiertniczych powodowane poziomym przemieszczaniem warstw. Opracowując technologię wzmocnienie górotworu z wykorzystaniem kotwi powinno się posiadać informacje o zasięgu takich przemieszczeń.

Przedstawione w pracy funkcje empiryczne aproksymujące wyniki badań „*in situ*” pozwalają na szacowanie konkretnych wartości przewidywanych przemieszczeń w warunkach Kopalni

Ziemowit, przy określonym typie zastosowanego sposobu wzmocnienia wyrobiska w sąsiedztwie zrobów.

III. Wnioski praktyczne wynikające z prowadzonych badań.

Obudowa łukowa podatna wykonywana w przodku wyrobiska przejmuje obciążenia dopiero w odległości 40 ÷ 60 przed ścianą. Przyczyną takiego stanu rzeczy są trudności w wykonaniu pełnej wykładki stropu tradycyjnymi metodami. O takiej niekorzystnej współpracy obudowy i górotworu świadczą zarówno wyniki pomiarów obciążenia odrzwi jak i pomiary zsuwów łuków cytowane w pracy. W podobnych warunkach stropowych do występujących w pokładzie 209, gdzie nad wyrobiskiem zalega gruba warstwa praktycznie monolitycznego piaskowca zapewnienie natychmiastowego włączenia obudowy do pracy może nie mieć takiego znaczenia jak w warunkach słabszych stropów łupkowych. Pozostała nad obudową chodnikową pustka prowadzi do niekontrolowanego wzrostu rozwarstwień i odprężenia górotworu otaczającego, w tym również zniszczenia wspornika a to z kolei utrudnia utrzymywanie chodnika za frontem eksploatacji. Zniszczony wspornik stropowy nie będzie w stanie przenieść obciążenia stropu na pas podsadzkowy czy inną podporę. Problem pustek występujących za obudową można rozwiązać poprzez wprowadzenie tak zwanej „wykładki mechanicznej”.

Znajomość zasięgu i wielkości poziomych przemieszczeń warstw stropowych pozwala prawidłowo zaprojektować obudowę kotwioną. W warunkach pokładu 209 wzmocnienie obudowy chodników dla poprawy bezpieczeństwa na skrzyżowaniu z przestrzenią roboczą ściany i poprawy warunków utrzymania wyrobiska za frontem w sąsiedztwie zrobów powinno być wykonywane nie dalej niż około 70 m przed frontem ściany.

Utrzymywanie chodników w jednostronnym otoczeniu zrobów w warunkach analizowanego pokładu z podparciem wspornika stropowego od strony zawału słupami betonowymi zapewnia lepszą stateczność i większe wymiary przekroju powtórnie wykorzystywanego wyrobiska. W warunkach słabych skał spągowych sztywne podparcie wspornika może skutkować jednak zwiększonym wypiętrzaniem spągu co zaobserwowano w chodniku 062.

Wybór mniej efektywnej technologii utrzymywania chodników w pokładzie 209 z wykorzystaniem podciągów i kasztów podyktowany został głównie mniejszymi kosztami.

Nakłady ponoszone na wzmacnianie obudowy wyrobisk powtórnie wykorzystywanych, powinny zawierać się w określonych granicach. W warunkach geologiczno-górnicych sprzyjających utrzymywaniu chodników przy zrobach, oszczędności z tytułu przygotowania złoża do eksploatacji mogą dochodzić nawet do 30%.

8. Literatura

- [1] **Andrusikiewicz W., 1993.** *Optymalizacja parametrów anhydrytowego pasa ochronnego przy wybieraniu węgla systemem ścianowym. Praca doktorska.* AGH, Kraków 1993.
- [2] **Bigby D., Cassie J., 2003.** *Stability and support of sides of mine roadways.* HSE Books, Norwich 2003.
- [3] **Biliński A., 1968.** *Przejawy ciśnienia górotworu w polach eksploatacji ścianowej w pokładach węgla.* Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej nr 221, 1968.
- [4] **Biliński A., 1989.** *Wyniki badań ruchów górotworu w polach eksploatacji ścianowej.* Prace naukowe GIG, seria dodatkowa, Katowice 1989.
- [5] **Biliński A., 1992.** *Wpływ podporności obudowy na ruchy górotworu w chodnikach przyścianowych przy eksploatacji na zawal.* Prace Naukowe GIG nr 773, 1992.
- [6] **Biliński A., Dreinert B., Kostyk T., 1996.** *Geomechaniczny monitoring zmechanizowanych ścian zlokalizowanych na dużych głębokościach.* Prace Naukowe GIG nr 812, Katowice 1996.
- [7] **Biliński A., Kostyk T., 1994.** *Obciążenie obudowy wyrobisk w chodnikach przyścianowych.* Przegląd Górniczy nr 6/1994.
- [8] **Brinkmann E., Neveling F., 1964.** *Belastungsversuche mit Holzkästen und Holzpfeilern.* Glückauf nr 100, 1964.
- [9] **Cała M., Piechota S., Tajduś A., 2004.** *Stan naprężenia w górotworze w otoczeniu pól ścianowych w kopalni „Bogdanka”.* Wiadomości Górnicze nr 2/2004
- [10] **Chudek M., 1986.** *Obudowa wyrobisk górniczych. Część 1. Obudowa wyrobisk korytarzowych i komorowych.* Wydawnictwo "Śląsk", Katowice 1986.
- [11] **Chudek M., 1999.** *Zasady doboru i projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych i ich połączeń w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny.* Politechnika Śląska, Gliwice 1999.
- [12] **Chudek M., Duży S., 2002.** *Deformacje korytarzowych wyrobisk przygotowawczych drążonych w strefach wpływu czynnego frontu eksploatacyjnego w świetle pomiarów dołowych.* Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo, Gliwice 2002.
- [13] **Chudek M., Duży S., Dyduch G., Bączek A., 2007.** *Problemy nośności stalowej obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych użytkowanych w długim okresie.* Górnictwo i Geoinżynieria, 2007.
- [14] **Chudek M., Duży S., Kleta H., 1999.** *Praktyczne aspekty projektowania stalowej obudowy łukowej podatnej.* Budownictwo Górnicze i Tunelowe nr 4/1999.
- [15] **Chudek M., Janiczek K., Plewa F., 2001.** *Materiały w budownictwie geotechnicznym, T.II. Klasyczne materiały wiążące oraz materiały z surowców uciążliwych dla środowiska.* Gliwice 2001.
- [16] **Chudek M., Pach A., Lukian B., Skudlik G., Garncarz R., 1987.** *Prognoza zaciskania chodników przyścianowych.* Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej nr 157. Gliwice 1987.
- [17] **Daniłowicz R., Edward K., Skuplik M., 2007.** *Wpływ wykładki mechanicznej na stabilizację odrzwi obudowy chodnikowej.* Prace Naukowe GIG. Katowice 2007.
- [18] **Daniłowicz R., Kowalski E., Skuplik M., 2007.** *Wpływ wykładki mechanicznej na stabilizację odrzwi obudowy chodnikowej.* Prace Naukowe GIG, seria konferencje. Katowice 2007.
- [19] **Deere D.U., Deere D.W., 1988.** *The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice.* Rock Classification Systems for Engineering Purposes, ASTM STP-984. American Society for Testing and Materials, Philadelphia, Pennsylvania, 1988.

- [20] **Demichiei J., 2000.** *Maximizing Longwall Availability. Hochleistungs-Strebbetriebe High-Performance Longwall Operations.* Aachen 2000.
- [21] **Drzewiecki J., 2004.** *Wpływ postępu frontu ściany na dynamikę niszczenia górotworu karbońskiego.* Prace naukowe GIG, Katowice 2004.
- [22] **Drzęzła B., Głab L., Schinohl J., 2001.** *Wpływ jakości wykładki na podporność łukowej obudowy odrzwiowej.* Wiadomości Górnicze nr 2/2001.
- [23] **Drzęzła B., i inni, 2000.** *Obudowa górnicza. Zasady projektowania i doboru obudowy wyrobisk korytarzowych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny.* Politechnika Śląska, Gliwice 2000.
- [24] **Duesterloeh U., Lux K. 2004.** *Untersuchungen im gesteinsmechanischen Labor – Tragwerksplanung und Sicherheitsbeurteilung fuer Untertagebauwerke.* Glueck. Forsch.-H. 2004.
- [25] **Duży S., 2001.** *Zaciskanie chodników przyścianowych w procesie eksploatacji górnicznej w świetle pomiarów w kopalniach węgla kamiennego.* V Jubileuszowa Szkoła Geomechaniki, Gliwice – Ustroń 2001.
- [26] **Duży S., 2002.** *Geomechaniczne warunki współpracy obudowy wyrobisk korytarzowych z górotworem w strefach wpływu czynnego frontu eksploatacyjnego.* X Jubileuszowe Międzynarodowe Sympozjum „Geotechnika Geotechnics” 2002.
- [27] **Duży S., 2002.** *Własności wytrzymałościowe skał a badania dla potrzeb doboru obudowy wyrobisk.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 8/2002.
- [28] **Duży S., 2004.** *Probabilistyczna analiza stateczności wyrobisk górniczych.* Przegląd Górniczy nr 4/2004.
- [29] **Duży S., 2005.** *Niezawodność i bezpieczeństwo konstrukcji obudowy wyrobisk przygotowawczych poddanych wpływom eksploatacji górnicznej.* Budownictwo Górnicze i Tunelowe nr 1/2005.
- [30] **Duży S., 2005.** *Ocena bezpieczeństwa konstrukcji wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego z uwzględnieniem zmienności warunków naturalnych i górniczych.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 6/2005.
- [31] **Duży S., 2007.** *Zachowanie się odrzwi stalowych obudowy podatnej w warunkach deformacyjnych ciśnień górotworu w świetle obserwacji dołowych.* Górnictwo i Geoinżynieria. Gliwice 2007.
- [32] **Filipiak A., Paschedag U., 2000.** *High-Performance Longwall Mining in Thin Seams. Hochleistungs-Strebbetriebe High-Performance Longwall Operations.* Aachen 2000.
- [33] **Fiutka L., Mazur W., Kuźma K., 2008.** *Rozwój mechanizacji drążenia przodków kamiennych na przykładzie upadowej w KWK "Zofiówka".* Przegląd Górniczy nr 4/2008.
- [34] **Gil H., 1962.** *Teoretyczne uzasadnienie stosowania kolumn betonitowych zamiast pasów przy systemie ścianowym z zawalem.* Przegląd Górniczy nr 5/1962.
- [35] **Głuch P., 1999.** *Analiza możliwości utraty stateczności obudowy podporowej odrzwiowej przy jej obciążeniu w płaszczyźnie odrzwi.* Politechnika Śląska, Gliwice 1999 (praca niepublikowana).
- [36] **Głuch P., 1999.** *Wpływ rozpór na stabilizację przestrzenną stalowej odrzwiowej obudowy podporowej.* Budownictwo Górnicze i Tunelowe nr 4/1999.
- [37] **Jacobi O., 1976.** *Praxis der Gebirgsbeherrschung.* Verlag Glückauf, Essen, 1976.
- [38] **Jacobi O., Everling G., 1975.** *Druck und Konvergenz bei vorgesetzten und bei nachgeführten Abbaustrecken.* Glückauf nr 10/1975.
- [39] **Junker M., i inni, 2006.** *Gebirgsherrschaft von Flözstrecken.* Verlag Glückauf GmbH, Essen, 2006.

- [40] **Kabiesz J., Konopko W., 1995.** *Deformacje chodnika przyścianowego przed postępującym frontem ściany.* Prace naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej, 1995.
- [41] **Kammer W., 1977.** *Die Ausbauplanung durch Vorausberechnung der Endkonvergenz in Abbaustrecken.* Glückauf 113, nr 15, 1977.
- [42] **Kammer W., 1988.** *Der erforderliche Ausbaustützdruck zur Streckenbeherrschung.* Glückauf-Forschungshefte 49, nr 6, 1988.
- [43] **Kammer W., 1991.** *Ausbausysteme hoher Tragkraft durch Verwendung von Baustoffen.* Glückauf-Forschungshefte 52, nr 5, 1991.
- [44] **Kammer W., 1994.** *Ausbauplanung für hochbeanspruchte Flözstrecken.* Glückauf 130, nr 8, 1994.
- [45] **Katalog wyrobów dla górnictwa - Huta Łabędy.** Gliwice 2008.
- [46] **Kidybiński A., 1982.** *Podstawy geotechniki kopalnianej.* Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1982.
- [47] **Kidybiński A., 1997.** *Modelowanie niejednorodnej strefy odspojenia skał – jako podstawa projektów kotwienia oraz doboru obudowy podporowej.* Materiały XX-tej Zimowej Szkoły Mechaniki Górniczej, Wrocław 1997.
- [48] **Kidybiński A., 1998.** *Obciążenie obudowy chodnika w strefie wpływu eksploatacji.* Przegląd Górniczy nr 5/1998.
- [49] **Kidybiński A., 2008.** *Wskaźnik stateczności stropu wyrobiska korytarzowego przy łącznych obciążeniach statycznym i dynamicznym.* Przegląd Górniczy nr 7-8/2008.
- [50] **Kleczek Z., 1994.** *Geomechanika górnicza.* Katowice 1994.
- [51] **Konopko W., Kostyk T., Żywirski K., 1985.** *Sposób wykonywania i utrzymywania chodników przyścianowych w warunkach wzmożonych ciśnień górotworu lub zagrożenia tąpniętami.* Przegląd Górniczy nr 2/1985.
- [52] **Konopko W., Kostyk T., Żywirski K., 1985.** *Sposób wykonywania i utrzymania chodników przyścianowych w warunkach wzmożonych ciśnień górotworu lub zagrożenia tąpniętami.* Przegląd Górniczy nr 2/1985.
- [53] **Korzeniowski W., 1987.** *Urządzenie do pomiaru rozwarstwień stropu.* Patent nr 137350, 1987.
- [54] **Korzeniowski W., 1993.** *Współczesne metody pomiarów geomechanicznych „in situ” z inteligentną akwizycją danych.* Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, wyd. CPPGSMiE PAN – Sympozja i konferencje. Kraków 1993.
- [55] **Korzeniowski W., 1994.** *Mechanizm powstawania obwałów skał i sposób ich prognozowania.* Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo nr 3, 1994.
- [56] **Korzeniowski W., 1998.** *Pomiar przemieszczeń górotworu przy pomocy ekstensometrów precyzyjnych.* Materiały konferencji AGH, Budownictwo 1998.
- [57] **Korzeniowski W., 1998.** *Poszukiwanie nowych rozwiązań obudowy wyrobisk w kopalniach węgla na tle doświadczeń kotwienia w polskich kopalniach rud.* Przegląd Górniczy nr 6/1994.
- [58] **Korzeniowski W., 1998.** *Technika i technologie kotwienia w polskich kopalniach.* Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, wyd. CPPGSMiE PAN – Sympozja i konferencje. Kraków 1998.
- [59] **Korzeniowski W., 1999.** *Bolt load and roof Falls according to the New static model.* 9th International Congress on Rock Mechanics, Paris, France, vol. 2, A.A. Balkema/ Rotterdam/ Brookfield, 1999.
- [60] **Korzeniowski W., 1999.** *Obwały skotwionego stropu przy obciążeniu statycznym.* Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo nr 1, 1999.

- [61] **Korzeniowski W., 2006.** *Ocena stanu podziemnych wyrobisk chodnikowych i komorowych na podstawie empirycznych metod badawczych.* Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Badawcze, Kraków 2006, nr 156; Seria: Rozprawy Monografie.
- [62] **Korzeniowski W., Piechota S., 2000.** *Rozkład siły osiowej wzdłuż kotwi na podstawie badań „in situ”.* Przegląd Górniczy nr 12/2000.
- [63] **Korzeniowski W., Piechota S., 2002.** *Współczynnik wzmocnienia górotworu w obudowie podporowo-kotwiowej w wyrobiskach korytarzowych.* Przegląd Górniczy nr 6/2002.
- [64] **Korzeniowski W., Piechota S., 2006.** *Wpływ rozwarstwienia stropu wyrobiska podziemnego na dynamiczne obciążenie obudowy kotwiowej.* Przegląd Górniczy nr 1/2006.
- [65] **Korzeniowski W., Piechota S., Stachowicz S., 2000.** *Obudowa mieszana chodników przyścianowych w Kopalni Węgla Kamiennego „Bogdanka”.* Wiadomości Górnicze nr 4/2000.
- [66] **Kostyk T., 1990.** *Empiryczne podstawy doboru obudowy skrzyżowań ścian zawałowych z chodnikami.* Praca doktorska. GIG, Katowice 1990.
- [67] **Kulassek M., 2004.** *Erweiterung der Konvergenzberechnung für Bogenstrecken.* Glückauf 140, nr 5, 2004.
- [68] **Kwaśniewski M., Lasek S., 2007.** *Analiza numeryczna migracji metanu z warstw spągowych do wyrobiska ścianowego.* Polski Kongres Górniczy 2007.
- [69] **Lischner R., 2002.** *Delphi. Almanach.* Wydawnictwo „Helion”, Gliwice 2002.
- [70] **Majcherczyk T., Niedbalski Z., 2002.** *Ocena obudowy podporowo-kotwiowej na podstawie wybranych badań in situ.* Przegląd Górniczy nr 2/2002.
- [71] **Majcherczyk T., Niedbalski Z., 2004.** *Ocena zachowania się wyrobisk korytarzowych w zmiennych warunkach górniczo-geologicznych.* XI Międzynarodowe Sympozjum Geotechnika-Geotechnics. Gliwice-Ustroń 2004.
- [72] **Majcherczyk T., Niedbalski Z., 2004.** *Rozrzedzenie obudowy podporowej w świetle wyników badań kopalnianych.* Przegląd Górniczy nr 5/2004.
- [73] **Majcherczyk T., Niedbalski Z., 2005.** *Wpływ czasu na rozwarstwienia skał stropowych w wybranych wyrobiskach korytarzowych.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 7/2005.
- [74] **Majcherczyk T., Olechowski S., 2008.** *Strefy zagrożenia deformacjami obudowy chodników przyścianowych.* Przegląd Górniczy nr 6/2008.
- [75] **Marciniak A., 1991.** *Turbo Pascal 5.5.* Wydawnictwo „Nakom”, Poznań 1991.
- [76] **Marczak H., 1996.** *Modelowanie i prognozowanie zachowania się wyrobiska korytarzowego.* Wiadomości Górnicze nr 1/1996.
- [77] **Marczak H., 2001.** *Analiza zaciskania wyrobisk korytarzowych w aspekcie określenia ich stateczności.* Wiadomości Górnicze nr 12/2001.
- [78] **Nazimko V. V., Alexandrov N. S., Zakharov S. V., 2001.** *Prognozowanie zaciskania wyrobisk podziemnych.* Budownictwo Górnicze i Tunelowe 2/2001.
- [79] **Neuper R., 2002.** *Productivity & Safety Improvements through Machine Technology.* Aachen International Mining Symposia 2002.
- [80] **Niedbalski Z., Majcherczyk T., 2005.** *Badania nad zachowaniem się wyrobisk korytarzowych w obudowie podporowo-kotwiowej.* Przegląd Górniczy nr 11/2005.

- [81] **Nielacny P., Setlak K., Siodlak Ł., 2007.** *Sposoby zabezpieczania wyrobisk korytarzowych przed wypiętrzaniem spągu w KWK „Ziemowit”.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 5/2007.
- [82] **Nielacny P., Setlak K., Siodlak Ł., 2008.** *Doświadczenia KWK „Ziemowit” w zakresie doboru rozciniek ścianowych w warunkach grubego pokładu.* Przegląd Górniczy nr 2/2008.
- [83] **Nielacny P., Setlak K., Siodlak Ł., 2008.** *Способы обеспечения устойчивости подготовительных выработок в шахте «Земовит». Алчевск: „Сборник докладов конференции” - Издательство Донбасского государственного технического университета, 10 марта 2008. Доклад международной научно - технической конференции «Новые технологии подземного строительства и добычи полезных ископаемых».*
- [84] **Nielacny P., Setlak K., Siodlak Ł., 2008.** *Усиление сопряжений горных выработок с помощью канатных анкеров в шахте «Земовит». Алчевск: „Сборник докладов конференции” - Издательство Донбасского государственного технического университета, 10 марта 2008. Доклад международной научно - технической конференции «Новые технологии подземного строительства и добычи полезных ископаемых».*
- [85] **Nierobisz A., 2008.** *Wysokie kotwienie dla poprawy utrzymania chodnika przyścianowego.* Przegląd Górniczy nr 7-8/2008.
- [86] **Nikitin W.D., Kryłow W.F., Seredenko M.I., Bielow W.P., 1976.** *„Razrabotka pologich i naklonienych plastow”.* Nedra – Moskwa 1976.
- [87] **Noltze C., 1981.** *Gebirgsdruck und Druckwirkungen in Flözstrecken der Ruhrreviers.* Praca doktorska, 1981.
- [88] **Norma gatunku stali: DIN 21530**
- [89] **Norma gatunku stali: PN-89/H-840023/05**
- [90] **Norma gatunku stali: PN-89/H-84023/05/Az2**
- [91] **Norma gatunku stali: ZN-05/0347-01**
- [92] **Nyga J., 1987.** *Der Konwergenzverlaut in Abbaustrecken mit Bogen- und Ankerabau.* Glückauf 123, nr 9, 1987.
- [93] **Opolony K., Witthaus H., Hucke A., Studeny A., 2004.** *Ergebnisse von numerischen Berechnungen und physikalischen Modellversuchen als Planungsilfe fuer eine Rechteckankerstrecke in Floez D2/C. Ankerabau im Bergbau.* Aachen 2004.
- [94] **Pach A., Urbańczyk J., Bączek A., 2001.** *Badania nad określeniem prognoz zaciskania chodników przyścianowych w fazie rozruchu ścian.* Materiały konferencyjne V Jubileuszowej Szkoły Geomechaniki, Gliwice-Ustroń 2001.
- [95] **Pick R. D., 2000.** *High-Performance Longwalling at Canyon Fuel Company’s SUFCO Mine. Hochleistungs-Strebbetriebe High-Performance Longwall Operations.* Aachen 2000.
- [96] **Piechota S., 1996-1998.** *Analiza dotychczasowych sposobów prowadzenia i utrzymania chodników w KWK „Bogdanka” dla opracowania nowych rozwiązań uwzględniających zróżnicowane warunki geologiczno-górnictwa i aspekty ekonomiczne.* Praca zbiorowa, niepublikowana, AGH Kraków, 1996-1998.
- [97] **Piechota S., 2000.** *Koncepcja zasad doboru i wykonania obudowy łukowej wyrobisk przygotowawczych w warunkach KWK „Bogdanka”.* Materiały Konferencyjne „25 lat LZW”, 2000.
- [98] **Piechota S., 2003.** *Podstawowe zasady i technologie wybierania kopalini stałych.* Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków 2003.

- [99] **Piechota S., 2003.** *Technika podziemnej eksploatacji złóż.* PAN IGSMiE, Kraków 2003.
- [100] **Piechota S., 2008.** *Technika podziemnej eksploatacji złóż i likwidacji kopalń.* Uczelniane Wydawnictwa Naukowe – Dydaktyczne AGH, 2008.
- [101] **Piechota S., Korzeniowski W., Kosonowski J., Kozek B., 2001.** *Oddziaływanie górotworu na obudowę wyrobisk korytarzowych w warunkach ciśnień deformacyjnych w kopalni „Bogdanka”* Wiadomości Górnicze nr 6/2001.
- [102] **Praca Zbiorowa 1959.** *Poradnik Górnika Tom II, cz. 1.* Wydawnictwo sorniczo-Hutnicze, Katowice 1959.
- [103] **Preusse A., Herzog C., W., Gilles K. P., 2000.** *Effects of Mining-induced Ground Movements on the Infrastructure of Mines.* Hochleistungs-Strebbetriebe High-Performance Longwall Operations. Aachen 2000.
- [104] **Prusek S., 2004.** *Verformungen einer einseitig und zweiseitig genutzten Abbaubegleitstrecke im Bruchbau.* Glückauf nr 11, 2004.
- [105] **Prusek S., 2008.** *Wyznaczanie zależności do prognozowania zaciskania chodników przyścianowych.* Prace Naukowe GIG. Katowice 2008.
- [106] **Prusek S., Kostyk T., 2003.** *Prognoza zaciskania chodników przyścianowych.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 1/2003.
- [107] **Prusek S., Lubosik Z., 2007.** *Monitoring of a longwall gate road maintained behind the caving extraction front.* Freiburger Forschungshefte C 519, Geoingenieurwesen, 2007.
- [108] **Prusek S., Masny W., Walentek A., 2007.** *Modelowanie numeryczne górotworu wokół wyrobiska korytarzowego narażonego na wpływ ciśnień eksploatacyjnych.* Polski Kongres Górniczy 2007.
- [109] **Prusek S., Rajwa S., 1999.** *Wyniki pomiarów z chodników przyścianowych, utrzymywanych za frontem eksploatacji.* Prace Naukowe GIG, seria Konferencje nr 31/1999.
- [110] **Prusek S., Rotkegel M., Skrzyński K., 2006.** *Komputerowe wspomaganie projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych i ich połączeń.* Przegląd Górniczy nr 3/2006.
- [111] **Rak Z., Siodlak Ł., Stasica J., 2007.** *Możliwości wzmocnienia obudowy podporowej wyrobisk korytarzowych z wykorzystaniem torkretowania.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 5/2007.
- [112] **Rak Z., Stasica J., Stopyra M., 1996.** *Technologia wzmacniającego kotwienia górotworu z wykorzystaniem lin.* Wiadomości Górnicze nr12/1996.
- [113] **Rataj M., 2000.** *Kierunki rozwoju obudowy kotwiowej w austalijskim górnictwie węglowym.* Przegląd Górniczy nr 10/2000.
- [114] **Reisdorhp K., 1999.** *Delphi 4 dla każdego.* Wydawnictwo „Helion”, Gliwice 1999.
- [115] **Rotkegel M., 2003.** *Komputerowe wspomaganie projektowania nietypowych drzwi obudowy chodnikowej.* Przegląd Górniczy nr 12/2003
- [116] **Rotkegel M., 2003.** *Specjalny program do projektowania geometrii drzwi łukowej obudowy wyrobisk korytarzowych.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 12/2003.
- [117] **Rotkegel M., Węzik W., Schöpp W., Stałęga S., 2007.** *Poprawa warunków pracy obudowy przez zastosowanie wykładki mechanicznej.* Prace Naukowe GIG. Katowice 2007.
- [118] **Rozporządzenie, 2002.** *Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.* Dz.U. Nr 139, poz. 1169.

- [119] **Rulka K. i inni., 2001.** *Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny.* Główny Instytut Górnictwa seria Instrukcje nr 15, Katowice 2001.
- [120] **Ruppel U. Opolony K., 2000.** „*International Comparison of Rockbolted Gateroads in High-Performance Longwall Operations*”. Zweites Internationales Kolloquium – Hochleistungs- Strebbetriebe High-Performance Longwall Operations Band 28, 2000.
- [121] **Salustowicz A., 1968.** *Zarys mechaniki górotworu.* Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1968.
- [122] **Schwartz B. M. 1957.** *Die Bewegungen des Nebengesteins im Streb, Bergb.-Wiss.* 4 (1957), H. 8.
- [123] **Schwartz B., Buisson R., Dubois R., 1958.** *Anwendung statistischer Methoden zur Charakterisierung der Wirksamkeit des Ausbaues und der Standfestigkeit der Sohle.* Internationale Gebirgsdrucktagung, Vorträge, Leipzig, 1958.
- [124] **Skrzyński K., 1996.** *Analiza wpływu rozpór i okładzin na stateczność przestrzenną stalowej obudowy odrzwiowej.* Praca doktorska. GIG, Katowice 1999.
- [125] **Stefaniak D., 1995.** *Metoda analizy wytycznej uszkodzeń obudów chodnikowych, wskutek wstrząsów górotworu i jej zastosowanie w optymalizacji konstrukcji.* Praca doktorska. GIG, Katowice 1995.
- [126] **Steinkohlenbergbauverein:** Betriebsempfehlung für den Steinkohlenbergbau, Nr. 20.3.
- [127] **Stillborg B., 1994.** *Professionals Users Handbook for Rock Bolting.* Lulea 1994.
- [128] **Stopyra M., Stasica J., Rak Z., 1998.** *Introskopowa metoda badania struktury górotworu w otoczeniu wyrobisk górniczych.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 10/1998.
- [129] **Stopyra M., Straś J., 2000.** *Projektowanie wzmocnienia skorodowanej stalowej obudowy odrzwiowej poprzez narzut warstwy spoiwa torkretowego dla przywrócenia nośności obudowy* (praca nie publikowana). Gliwice 2000.
- [130] **Tajduś A., 1994.** *Utrzymanie wyrobisk korytarzowych w świetle wpływu czasu na naprężenia, odkształcenia i strefy zniszczenia w górotworze.* Zeszyty Naukowe AGH nr 154, Górnictwo, 1994.
- [131] **Tonjes B., 2000.** „*Innovatives High-Performance Longwall Operations at Deutsche Steinkohle AG – First Assessments and Consequences*”. Zweites Internationales Kolloquium – Hochleistungs- Strebbetriebe High-Performance Longwall Operations Juni, Band 28, 2000.
- [132] **Uhlig H., 1976.** *Korozja i jej zapobieganie.* Wydawnictwo Naukowo-Techniczne.
- [133] **Winkler T., 2001.** *Metody komputerowo wspomaganego projektowania układów antropotechnicznych na przykładzie maszyn górniczych.* Prace Naukowe GIG nr 847, Katowice 2001.
- [134] **Witthaus H., Opolony K., 2007.** *Normy techniczne dla planowania i prognozowania zaciskania chodników w Niemczech w oparciu o mechaniczną klasyfikację górotworu.* Prace Naukowe GIG, Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Szkoleniowa, Ustroń 2007.
- [135] **Wojtynek J., Wilczkiewicz J., Wojtynek-Hochul A., 2003.** *Utrzymywanie chodników podścianowych poprzez budowę pasów podpornościowo-izolacyjnych w aspekcie wykorzystania niskoekspansywnych i niskociernych tworzyw sztucznych.* Przegląd Górniczy nr 6/2003.
- [136] **www.australiancoal.csiro.au**
- [137] **www.huesker.com**
- [138] **www.hutalab.com.pl**
- [139] **www.rmtltd.com**

-
- [140] www.roscience.com
- [141] www.teberia.pl
- [142] www.wnp.pl
- [143] **Zimoczyk J., Kielkowski A., Shöpp W., 2004.** *Technologia wykonawstwa odrzwi ŁP z podpornością wstępną w oparciu o doświadczenia kopalni „Borynia”*. Przegląd Górniczy nr 10/2004.
- [144] **Zorychta A., Chudek M., Żelechowski A., Koziura M., Pawlikowski T., 1997.** *Analiza przyczyn i okoliczności zawałów w wyrobiskach korytarzowych w latach 1984 do 1996r. w kopalniach węgla kamiennego*. Opracowanie Komisji ds. Obudowy Wyrobisk Korytarzowych w Podziemnych Zakładach Górniczych. Katowice, marzec 1997.
- [145] **Žerdin F., Dervaric E., 2000.** *Velenje Coal Mine, SL „Longwall Sub-level Caving Extraction technology at Velenje Mine”*. Zweites Internationales Kolloquium – Hochleistungs- Strebbetriebe High-Performance Longwall Operations Band 28, 2000.

* * *