

Mgr inż. Wacław Szulakowski
Kopalnia Węgla Kamiennego "Słupiec"

UMOŻLIWIENIE EKSPLOATACJI POKŁADÓW WĘGLA Z ZAWAŁEM STROPU
POD SZTYWNYM PIASKOWCEM PRZEZ WTŁACZANIE WODY OD STROPU
(ZGŁOSZONO W URZĘDZIE PATENTOWYM)

Streszczenie. W kopalni "Słupiec" w stropie zasadniczym dwu pokładów występują sztywne piaskowce gruboziarniste (konglomeraty) zawierające w spoiwie minerały ilaste. Pokłady te były dotychczas eksploatowane z zastosowaniem pasów podsadzkowych układanych z kamienia uzyskiwanego ze ślepych chodników. Obecność minerałów ilastych w spoiwie piaskowców umożliwiła eksploatację tych pokładów z zawałem stropu przez wtłaczanie wody pod wysokim ciśnieniem do otworów wierconych w stropie pokładu. Wynalazek w bardzo poważnym stopniu poprawił warunki BHP przy eksploatacji tych i niżej zalegających pokładów oraz spowodował obniżenie kosztów wybranej przestrzeni o 49,82 zł/tonę i obniżył pracoochłoność o 85 rob.dn/100 t.

Nadanie kopalni "Słupiec" znajduje się w części południowo-wschodniej zagłębia wałbrzyskiego. Karbon produkowany zbudowany jest z warstw żaclerskich i grubość jego wynosi od 150 do 200 m. W serii warstw żaclerskich występuje kilkanaście pokładów węgla kamiennego typu 34 i 35. Do eksploatacji nadaje się 11 pokładów. Ponieważ dotychczas nie stwierdzono ciągłości między pokładami w nadaniu kopalni "Słupiec", a pozostałą częścią zagłębia, dlatego pokłady te są oznaczone własną nomenklaturą. W stropie karbonu produktywnego występuje pokład nowy. Wyróżnia się tutaj cztery ławy: ława 1, ława 2, ława 3 i ława dolna.

Wskaźniki uzyskiwane przy eksploatacji pokładu nowego mają bardzo istotny wpływ na całokształt ekonomii kopalni. Pokład ten jest bardzo dobrze wykształcony, posiada małe zapocielenie, łatwo wzbogaca się i jest łatwo urabialny z wyjątkiem ławy 3 charakteryzującej się twardym węglem. Ława 1 o miąższości 1,0 ÷ ÷ 2,5 m jest oddzielona od ławy 2 przerostem kruchoego żupku

grubości 0,3 ÷ 2,0 m (średnio 0,8 m). Twardość węgla dla ławy 1 i 2 wynosi 0,6 do C,7 wg skali Protodiakonowa.

Strop zasadniczy i bezpośredni ławy 1 stanowi warstwa sztywnego konglomeratu lub płaskowca grubości 30 ÷ 60 m. Skała ta zbudowana jest z otoczków skał magmowych, żwiru i piasku. Całość zoementowana jest moonym spoiwem zawierającym minerały ilaste. Monolit ten nie wykazuje skłonności do rabowania, nawet przy pomocy robót strzałowych. Trudno też wyróżnić nawet najślabsze płaszczyzny kłważu. Na niewielkich przestrzeniach w stropie bezpośrednim ławy 1 zalega warstwa kruchego łupku ilastego o grubości 0,0 ÷ 1,0 m. Takie cechy skał stropu zasadniczego zmuszały przy eksploatacji ławy 1 do likwidacji przestrzeni wybranej przez zastosowanie pasów podsadzkowych szerokości 6,0 m. Kamień do pasów podsadzkowych uzyskiwano ze ślepych chodników szerokości 4,0 m wykonywanych w stropie pokładu. Zastosowanie podsadzki hydraulicznej było niemożliwe z uwagi na brak materiału podsadzkowego lub też nieracjonalne, z uwagi na duży koszt i skały otaczające skłonne do pęcznienia.

Ława 2 pokładu nowego oddzielona małym przerostem (0,8 m) kruchego łupku ilastego od ławy 1 była eksploatowana również z zastosowaniem pasów podsadzkowych układanych z kamienia uzyskiwanego ze ślepych chodników wykonywanych jednak w spągu ławy 2. Oczywiście ułożenie pasa podsadzkowego w ławie 2 pod pasem podsadzkowym ułożonym uprzednio w ławie 1 było wielokrotnie dziełem przypadku. Inne wzajemne usytuowanie pasów podsadzkowych nie dawało należytego podparcia dla sztywnego konglomeratu z uwagi na małą grubość przerostu między ławą 2 i 1. Natomiast eksploatacja na zawał ławy 2 niejednokrotnie była niebezpieczna lub nawet niemożliwa, gdyż nieskruszony konglomerat powodował okresowo nagłe zaciśnięcie ścian w ławie 2. Wybieranie ławy 2 mogło być praktycznie dokonywane dopiero po okresie 1 - 2 lat od momentu wybrania ławy 1.

Należy również zaznaczyć, że w ciągu ostatnich kilkunastu lat zanotowano w kopalni "Słupiec" najwięcej wypadków kat. I przy eksploatacji pokładu nowego spowodowanych nagłymi zawałami. W analogicznym okresie 10 lat od roku 1955 do 1965 ogółem w kopalni zaistniało 8 wypadków kat. I spowodowanych na-

głymi zawałami, a w tym 3 wypadki w samej ławie 2, jeden w ławie 1 i jeden w ławie dolnej.

Z całej serii produktywnej karbonu eksploatuje się 11 pokładów. Fakt, że aż 5 wypadków kat. I spowodowanych nagłymi zawałami zaistniało w pokładzie nowym świadczy dobitnie o istniejącym zagrożeniu. Zagrożenie to stwarzał system eksploatacji ławy 1 na ślepe chodniki. Przy czym zagrożenie to było specjalnie duże w ławie 2, gdzie zaistniały aż 3 wypadki kat. I.

Reasumując należy stwierdzić, że opisany wyżej sposób eksploatacji powodował szereg niżej wymienionych niedogodności:

a) niebezpieczne wybieranie ławy 2, a czasem wręcz niemożliwe z uwagi na pustki w zrobach ławy 1 lub nieskruszony konglomerat,

b) niska wydajność przy likwidacji wybranej przestrzeni przez prowadzenie ślepych chodników,

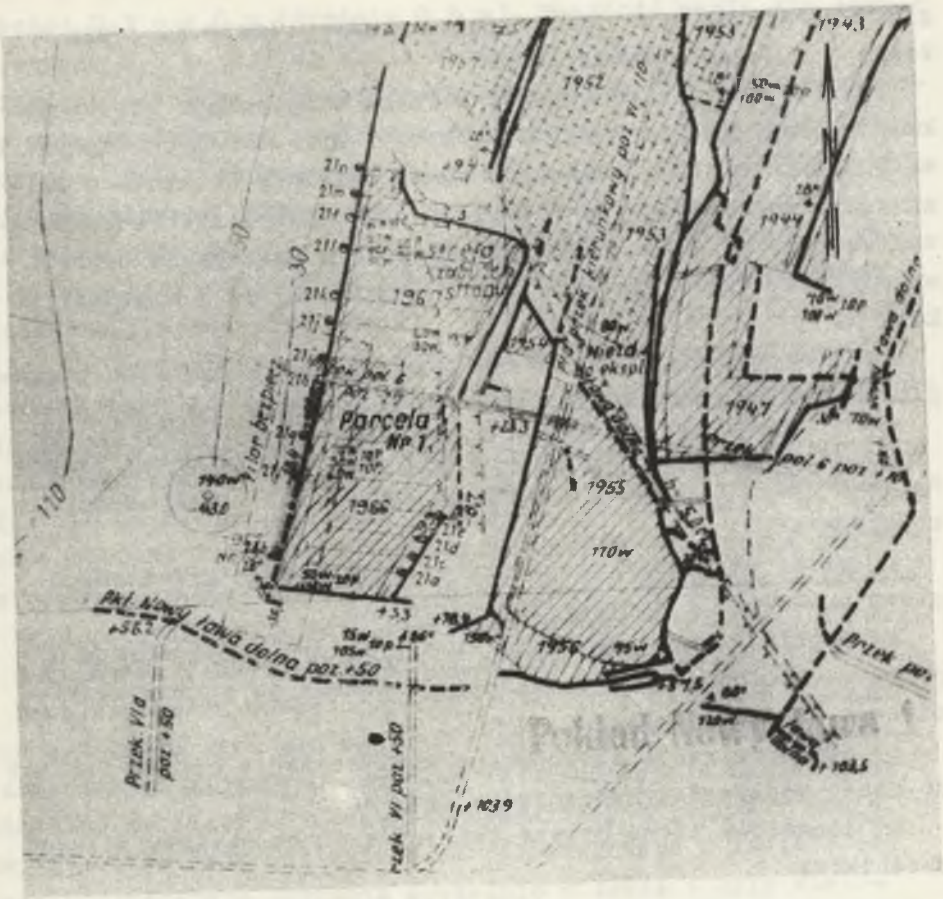
c) pofałdowanie spągu ławy 1, a przy tym samym stropu 2 przez nierównomierne przenoszenie nacisków ze stropu zasadniczego ławy 1 na ławę 2,

d) dekoncentracja spowodowana koniecznością upływu 1-2 lat do czasu możliwości wybierania ławy 2,

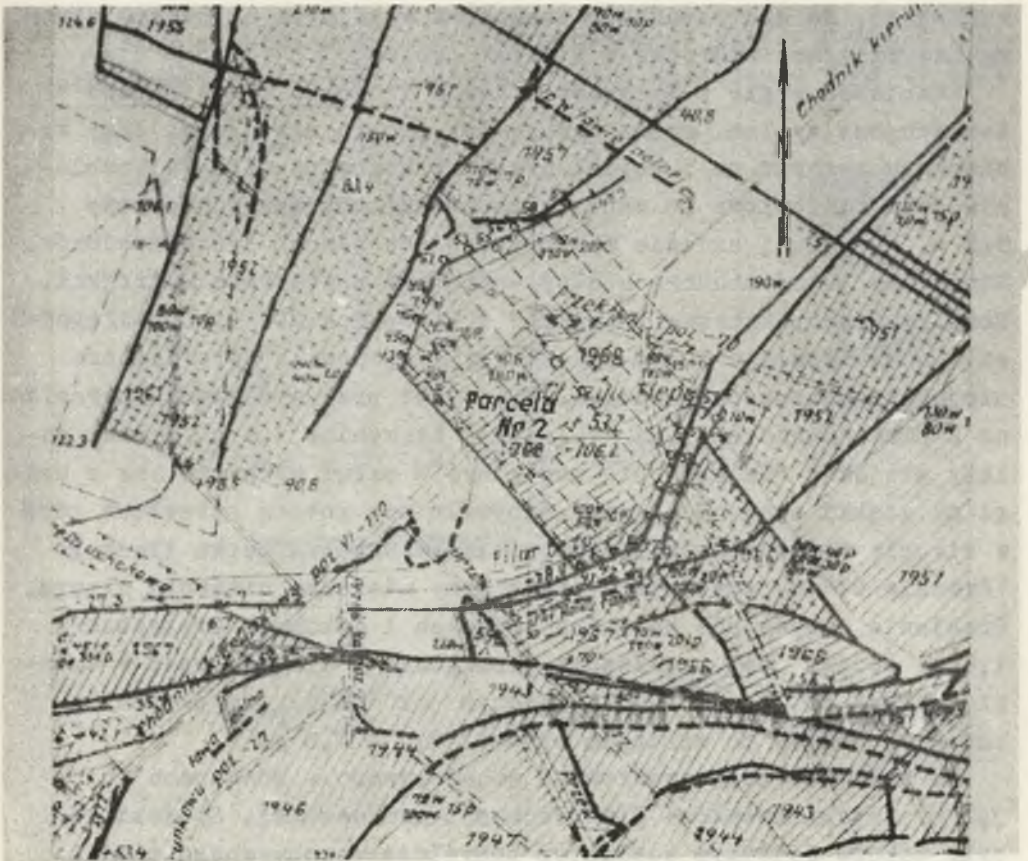
e) dodatkowa ilość drewna potrzebna do obudowania ślepych chodników.

Obecność minerałów ilastych w spoiwie konglomeratu nasuwała możliwość wybierania ławy 1 pokładu nowego z zawałem stropu. Zespół z Zakładu Eksploatacji GIG w osobach mgr L. Rzempiel i mgr inż. H. Klenczar po konsultacji z kierownictwem kopalni "Słupiec" zaproponował w 1961 roku w pracy nr G-12/2/1 osłabienie spójności konglomeratu przez wtłaczanie wody. Dopiero w 1966 roku zdecydowano zastosować nieco zmodyfikowany system z zawałem stropu w pokładzie nowym ława 1. System ten okazał się niezawodny i z powodzeniem stosuje się go obecnie.

Na rys. 1 pokazano parcelę nr 1 wybraną na zawał w 1966/67 roku. Obecnie wybiera się tym samym systemem parcelę nr 2 uwidocznioną na rys. 2. w byłym filarze oporowym chodnika kie-



Rys. 1



Rys. 2

runkowego. Na obu rysunkach oznaczono w kolorze czerwonym otwory nawadniające wiercone w stropie pokładu.

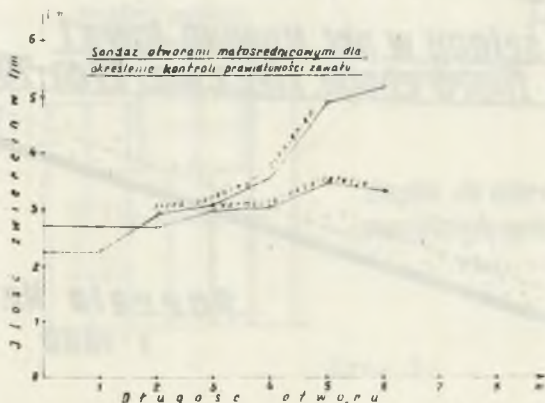
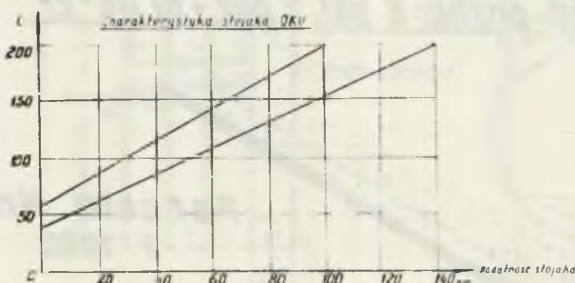
Urabianie węgla w ścianach w ławie 1 odbywa się w sposób konwencjonalny tzn. mechanicznie lub robotą strzałową. Przy wybieraniu parceli nr 1 węgiel urabiano kombajnem KWB-2. Urabianie jednokierunkowe po wznosie około 23° . Zbiór jednorazowy 0,8 m. Na jednej zmianie wydobywczej dokonywano dwóch zabiorów. Stosowano tutaj obudowę stalowo-członową usytuowaną w trójkąt. Stojaki późnopedporowe "Gerlach" i stropnice SGG 51 D c długości 1,6 m. Kopalnia w tym czasie nie dysponowała odpowiednimi stojakami wczesnopedporowymi. Natomiast przy wybieraniu parceli nr 2 zastosowano stojaki "Valent" i stropnice 1,6 m. Jednak zalety stojaków "Valent" nie mogły być w pełni wykorzystane z uwagi na miękki spąg. Urabianie odbywało się robotą strzałową gdyż w stropie bezpośrednim zalegała cienka warstwa łupku ilastego (średnio 0,8 m) powodująca opady przy większym otwarciu stropu. Urabianie odbywa się na dwóch zmianach i dokonuje się zabioru 1,6 m. Ściana jest prowadzona przekątnie i dlatego upad w ścianie wynosi 15° do 20° . Tak w jednym jak i w drugim przypadku rozstaw obudowy po wznosie wynosił $0,7 \div 0,8$ m.

Na krawędzi pola zawałowego zabudowywano w odstępach do 3,2 m stojaki zawałowe OKU produkcji radzieckiej. Stojaki te były bardzo istotnym elementem pomyślnie wykonywanego zawału przestrzeni poeksploatacyjnej z uwagi na ich sztywność i podporność wynoszącą do 200 t. Na rys. 3 podano fabryczną charakterystykę tych stojaków i przekrój.

Należy zaznaczyć, że duża powierzchnia stopy stojaka OKU umożliwiała wykorzystania całej sztywności stojaka niezależnie od miękkiego spągu. W trakcie eksploatacji parceli nr 1 dwa stojaki uległy mechanicznemu uszkodzeniu przez pęknięcie rdzenników, co nasuwa wnioski o większej sztywności tych stojaków niż to wynika z charakterystyki. W przypadku występowania w stropie bezpośrednim warstwy kruchego łupku ilastego, po raz pierwszy stojaki OKU zabudowywano w polu roboczym i utrzymywano je bez przebudowy do przesunięcia się krawędzi zawału w miejsce ich zabudowania, a to w celu nie dopuszczenia do jakiegokolwiek ugięcia stropu zasadniczego.

Jednak zasadniczym elementem pomyselnego przeprowadzenia zawaku przestrzeni wyeksploatowanej było wtłaczanie wody do skał

Podciśnienie stropaku



Rys. 3

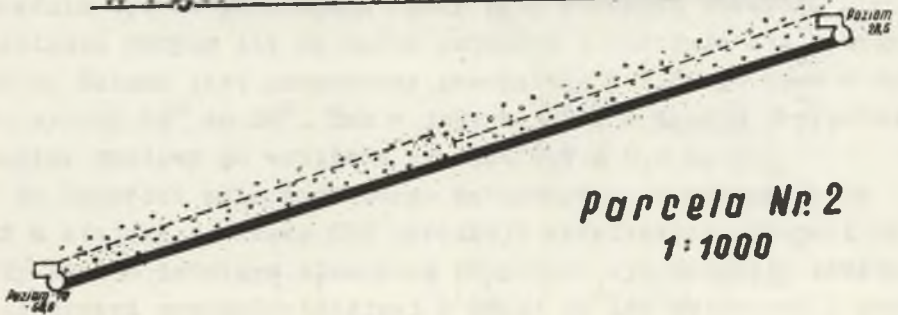
stropowych tzn. do konglomeratu. W tym celu w ohodnikach przyścianowych wykonywano wnęki wiertnicze w stropie ławy 1. Sposób wykonania i obudowania wnęki wiertniczej pokazano na rys. 5. Odstęp wnęk wiertniczych po rozciągłości wynosił 10 - 13 m. Następnie zabudowywano wiertniogę WDP-1 i wiercono otwory \varnothing 95 mm w konglomeracie 3 do 5 m nad pokładem i usytuowane równolegle do frontu ścianowego. Sposób wiercenia otworów nawadniających pokazano na rys. 4. Stosowana wiertnica WDP-1 pozwalała na wiercenie otworów do długości max. 100 m i dlatego w przypadku dłuższej ściany otwory wykonywano dwoma wiertnicami z ohodnika nadścianowego i podścianowego. Praktyka wykazała, że ze względu na występujące konglomeracie kwarcowe otaczaki naj-

lepszym narzędziem wiertniczym były świdry gryzakowe. Jeden świder gryzakowy wystarczał na odwiercenie 15 do 25 m otworu

Przekrój ściany w pkt. Nowym Ława 1
w rejonie przek. 6 pol. z poz. +10 do -27

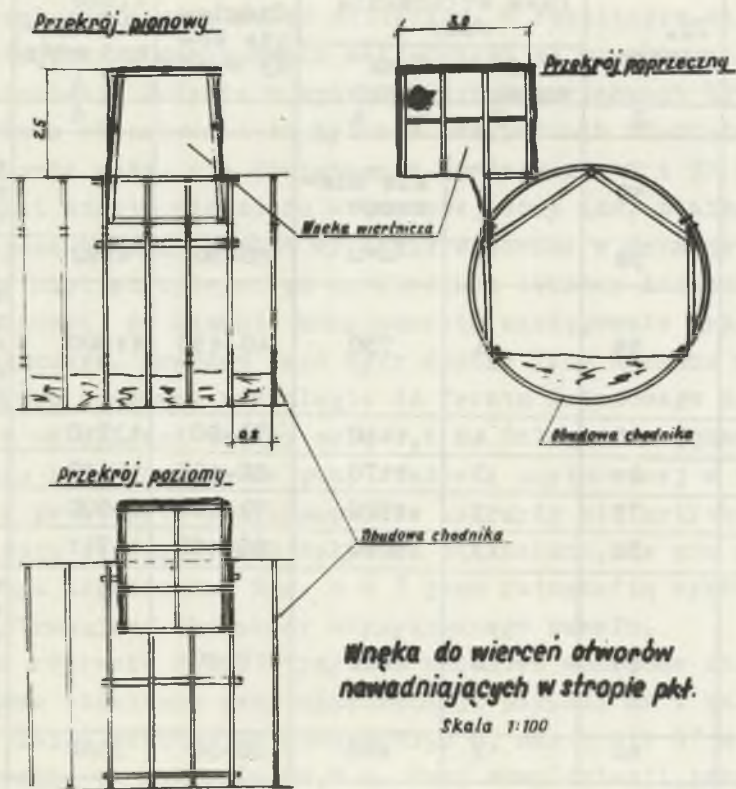


Przekrój ściany w pkt. Nowym Ława 1
w rejonie filara chodn. kier. z poz. -27 do -70



Rys. 4

i w zasadzie wystarczał dla jednej zmiany wiertniczej. Sam początek otworu wiercono średnicą \varnothing 112 mm dla założenia rury obsadowej długości 6 m, którą następnie zacementowywano tłocząc mleczko cementowe ze specjalnego pojemnika przy użyciu sprężonego powietrza. Dalsze wiercenie mniejszą średnicą wykonywano dopiero po 48 godzinach tzn. związaniu cementu. Tak wykonana cementacja rury obsadowej gwarantowała pełną szczelność otworu. Wiercenie otworu rozpoczynano w odległości 10 do 13 m przed frontem ścianowym. Pozwalało to na rozpoczęcie wtłaczania wody do otworu 4 ÷ 5 m przed frontem ścianowym.



Rys. 5

Wtłaczanie wody kontynuowano do czasu zauważenia przecieków wody w ścianie nie dłużej jednak niż do czasu minięcia frontem ścianowym otworu. Roboty związane z wtłaczaniem wody dokonywano na jednej zmianie agregatem NW-1. Urządzenie to przetłaczało wodę z rurociągu p.poż. do otworu w stropie pod wysokim ciśnieniem. W przypadku awarii agregatu NW-1 wodę do otworu wtłaczano bezpośrednio z rurociągu p.pożarowego.

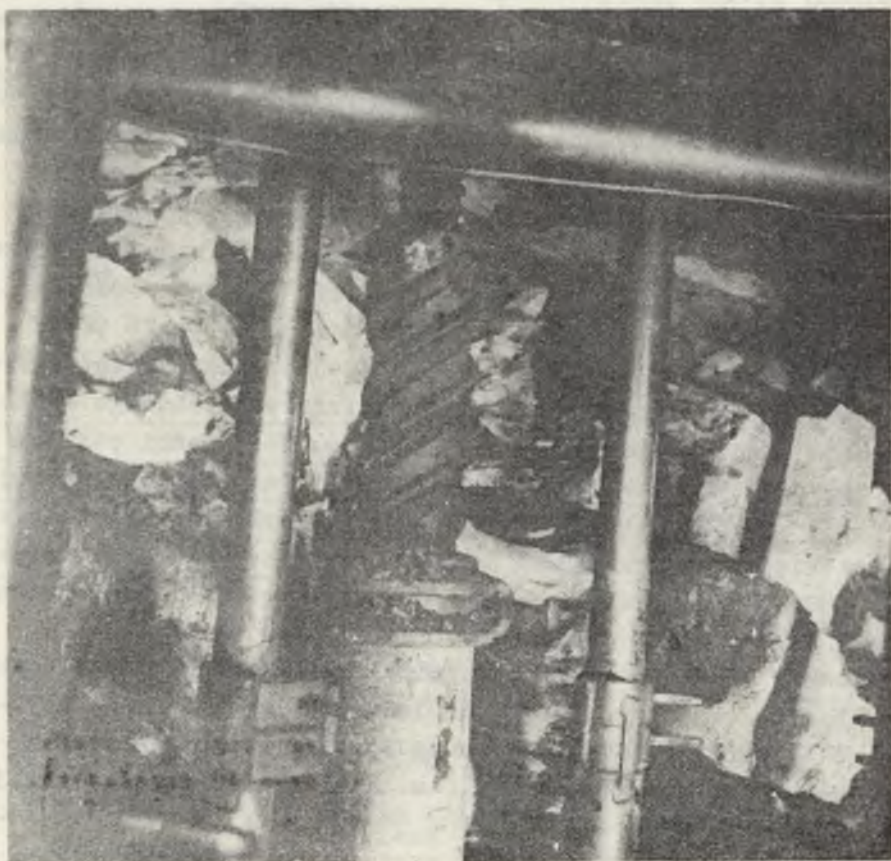
W poniższej tabelicy zestawiono dane dotyczące otworów i wtłaczania wody przy eksploatacji parceli nr 2.

Nr otworu	Dł. otworu	Czas wtłaczania wody		Ciśnienie wody w atm	Ilość wtłaczanej wody w l	Uwagi
		Ilość zmian	Suma minut			
1	2	3	4	5	6	7
41	50	3	nie mierzone			przecieki w stropie oboinki
42	58	3	—	80-90	4682	
44	59	4	750	40-150	11900	awarie układu zaworowego agregatu NW-1
47	55	4	1440	70-90	13310	
48	61	3	1170	80-100	15650	
50	75	5	1920	70-100	13900	
51	58	5	1080	90-100	14711	
54	61	6	2420	20-80		w tym 1170 min. wtłaczano 8670 l bezpośrednio z rurociągu
57	62	2	810	30-50	7660	
43			nie mierzone			
45	70	6	1265	80-100	25518	wycieki wody do wnęki wiertniczej
46	92	9	1680	80	37398	
49	90	4	960	80-100	10000	
52	86	3	480	100-100	5990	
53	81	1	420	80	4000	
55	88	3	1290	80	34714	
56	82	5	1140	80	19100	
58	64	5	1230	30-50	12850	
59	95	5	2010	30-80	16470	

Opisany sposób przygotowania skał stropu zasadniczego do zawału okazał się w zupełności skuteczny. W rezultacie załamane skał stropowych następowało natychmiast po wyrobieniu obudowy ścianowej. Jedynie w sporadycznych przypadkach konieczna była robota strzałowa i to tylko w przypadkach niedostatecznego wtłoczenia wody, nie dowiercenia otworów nr 49 i 52 lub też przy zbyt niskim ciśnieniu wtłaczanej wody tzn. poniżej 30 at. Miejsca te były bardzo wyraźnie widoczne w ścianie przez nieopadanie skał stropowych po wyrobieniu obudowy ścianowej. Należy zaznaczyć, że łamanie konglomeratu następowało przed frontem ścianowym. Dowodem tego były drobne lecz wyraźne zarysowania stropu biegnące równolegle do frontu ścianowego systematycznie w odległości między sobą 1,6 m. Odległości pękania konglomeratu były identyczne przy obudowie usytuowanej w trójkąt jak i w prostokąt. Zarysowania te tworzyły się natychmiast po odsłonięciu stropu jednak były tak nieznaczące, że nie stwarzały żadnego zagrożenia. Rys. 6 u 7 jest fotografią wykonaną na dole i obrazującą charakter otrzymywanego zawału.

W czasie rozruchu ścian otrzymano okresowo wzmożone ciśnienia. Okresowe ciśnienie przy eksploatacji parceli nr 1 nastąpiło po wybraniu frontem ścianowym 33,5 m, następnie 67 m i mało wyczuwalne po wybraniu 92,0 m. Przy eksploatacji parceli nr 2 ciśnienie okresowe zauważono po wybraniu frontem ścianowym 27,7 i 55,0 m. Przy dalszym wybieraniu ścian ciśnienia wzmożone okresowo nie występowały. Wydaje się, że różnice te są spowodowane szerokością eksploatowanej parceli i w przypadku parceli na 2 eksploatacją w filarze.

Jak już wspomniano w bezpośrednim stropie ławy 1 zalegało na niewielkich przestrzeniach warstwa kruchego łupku, która w przypadku małej miąższości pokładu uniemożliwiała optyczną kontrolę prawidłowości zawału konglomeratu. Wobec powyższego dla zapewnienia pełnego bezpieczeństwa pracującej załogi zastosowano metodę sondażu małośrednicowymi otworami dla kontroli prawidłowego zawału. Otwory wiercono wiertarką obrotową w caliźnie węglowej w trzech miejscach na długości ściany. Z każdego metra uwierconego otworu odmierzone ilości uzyskanych zwiercin. Jak wiadomo ilość zwiercin obrazuje wielkość



Rys. 6



Rys. 7

naprężeń w węglu. Uzyskane charakterystyczne dane przedstawiono na rys. 3. Przebieg krzywych jest mało zróżnicowany z uwagi na małą zwięzłość węgla ($0,6 \div 0,7$ wg skali Protodiakonowa). Mimo to dane te w zupełności wystarczają dla oceny prawidłowego zawału stropu zasadniczego.

Reasumując należy stwierdzić, że wprowadzony system eksploatacji i sposób zawału sztywnego piaskowca przez osłabienie spójności spoiwa wtłozoną wodą okazał się skuteczny. Zmiana systemu likwidacji wybranej przestrzeni spowodowała radykalną poprawę stanu BHP przez usunięcie wymienionych na wstępie zagrożeń. Dodatkowo osiągnięto korzyści ekonomiczne co przedstawia poniższa tablica.

	Koszt likwidacji przestrzeni wybranej zł/tonę	Pracochłonność w likwidacji przestrzeni wybranej rob.dn/ /1000 ton
System na ślepe ochniki	57,83	143
System z zawałem stropu	8,01	58
R ó ż n i c a	49,82	85