ZESZYTY NAUKOWE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ 1990

Seria: GÓRNICTWO z. 175 Nr kol. 986

Gustaw NIEMIEC

KSZTAŁTOWANIE SIĘ PARAMETRÓW WIELKOŚCI I MODELU KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO W ASPEKCIE POGARSZAJĄCYCH SIĘ WARUNKÓW GEOLOGICZNO-GÓRNICZYCH ZŁOŻA

Streszczenie. W artykule przedstawiono aktualny stan przemysłu węgla kamiennego w Polsce i perspektywy jego rozwoju w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym, Zagłębiu Dolnośląskim i Zagłębiu Lubelskim. Scharakteryzowano założenia wstępne w zakresie rozpoznania złoża warunkujące podjęcie prac projektowych i inwestycyjnych. W związku z tym wyróżniono etapy projektowania, niezbędne dane i założenia oraz zakres projektu.

Następnie omówiono ogólną charakterystykę modeli kopalń węgla kamiennego budowanych w Polsce po roku 1960. Precyzyjną analizą objęto 12 kopalń w aspekcie wielkości i kształtu obszarów górniczych, liczby szybów udostępniających złoże, liczby poziomów wydobywczych, projektowanego i uzyskiwanego wydobycia brutto i netto, żywotności kopalni i poszczególnych poziomów. Analizę powyższą przeprowadzono na bazie zasobności użytecznej, zasobów przemysłowych i parametrów jakościowych węgla.

Przedstawiono również sposób projektowania optymalnej wielkości obszaru górniczego kopalni tzw. metodą podziału pól perspektywicznych na obszary górnicze. Korzystając z tej metody, dokonano wstępnego podziału na obszary dotychczas nie zagospodarowanych górniczych obszarów GZW i LZW. Dla obszarów kopalń projektowanych w nowych rejonach węglowych widzi się za celowe etapową budowę kopalni.

1. Wprowadzenie

Istniejąca w świecie sytuacja paliwowo-energetyczna sprawia, że prawidłowe zagospodarowanie nowych obszarów górniczych w rejonach węglowych oraz jak najbardziej efektywne wykorzystanie surowców energetycznych jest zagadnieniem niezmiernie ważnym nie tylko dla krajów rozwijających przemysł węglowy. Nabiera bowiem ona coraz bardziej charakteru ogólnoświatowego. Polska szkoła projektowania górniczego ma w tym względzie duże doświadczenia i osiągnięcia naukowe i praktyczne, które znalazły wyraz i również znajdują obecnie w realizacji programu inwestycji w polskim przemyśle węglowym.

W związku z tym zadania stojące przed dziedziną nauki, jaką stanowi teoria projektowania kopalń, stają się coraz bardziej złożone i trudniejsze, bowiem aktualnie trzeba sięgać po zagospodarowanie złóż lub ich części, zalegających w bardziej skomplikowanych warunkach geologiczno-górni-

czych niż do tej pory. Dotyczy to zarówno kopalń czynnych, jak również nowych, czy też będących aktualnie w budowie.

Górniczemu zagospodarowaniu złóż zalegających w trudniejszych warunkach geologiczno-górniczych towarzyszą większe niż dotychczas nakłady inwestycyjne i koszty ruchowe, a każda realna możliwość ich obniżenia jest bardzo istotna dla gospodarki narodowej.

2. Aktualny stan przemysłu węgla kamiennego w Polsce i perspektywy jego rozwoju

Węgiel kamienny występuje w Polsce w trzech zagłębiach: Górnośląskim, Dolnośląskim i Lubelskim, na terenie których zlokalizowane są 73 kopalnie (66 czynnych i 7 w budowie).

Górnośląskie Zagłębie Węglowe jest obecnie największym ośrodkiem górnictwa węgla kamiennego w kraju. Na terenie tego zagłębia znajdują się 62 kopalnie czynne oraz 5 kopalń ("Czeczott", "Krupiński", "Morcinek", "Budryk" i "Warszowice") w budowie, z których trzy pierwsze rozpoczęły już wydobycie.

Zagłębie Dolnośląskie apogeum rozwoju ma już za sobą. Brak szerszych perspektyw na budownictwo nowych kopalń oraz naturalne wyczerpywanie się zasobów sprawia, że główne wysiłki ograniczają się tu do utrzymania wydobycia w 4 kopalniach czynnych.

W Zagłębiu Lubelskim budowane są dwie kopalnie K-1 i K-2, z których K-1 uzyskała już pierwsze wydobycie.

W 1986 roku wydobycie węgla kamiennego osiągnęło poziom 192,1 mln ton, co przekracza aktualną zdolność wydobywczą kopalń o około 5 mln ton. Wydobycie to zostało osiągnięte w wyniku:

- ponadnormatywnego czasu pracy w głównych ogniwach technologicznych (transport pionowy i poziomy, przeróbka mechaniczna itp.),
- wysokiego wydobycia uzyskiwanego w soboty w odniesieniu do normalnego dnia pracy (od 95% do 100%),
- lokowania frontu eksploatacyjnego na podpoziomach (opóźnienia w budowie nowych poziomów).

Podstawowe wskaźniki techniczno-ekonomiczne charakteryzujące przemysł węgla kamiennego w 1986 r. przedstawiają się następująco:

1) średnie dzienne wydobycie ze ściany czynnej - 893,6 t/d,
2) średnie dzienne wydobycie ze ściany czynnej w obudowie zmechanizowanej - 1116,6 t/d,
3) średnia dzienna liczba ścian czynnych - 772 szt.,
4) liczba ścian czynnych w obudowie zmechanizowanej - 601 szt.,
5) liczba pracujących:
   - kombajnów ścianowych - 663 szt.,

- strugów węglowych - 82 szt.,
- kombajnów chodnikowych - 441 szt.,

6) zatrudnienie w kopalniach węgla kamiennego - 421,1 tys. osób,
w tym grupa przemysłowa - 395,9 tys. osób,
7) wydajność w węglu handlowym na pracownikodniówkę przemysłową - 2023 kg/prod.,
8) całkowity koszt własny 1 t węgla handlowego - 5038 zł/t,
9) udział wydobycia na podsadzkę - 15,7%,
10) udział wybierania mechanicznego w wydobyciu ogółem - 97,6%.

Utrzymanie potencjału bazy surowcowej czy też dalszy jej rozwój wymaga, obok rozeznania zasobów w granicach kopalń czynnych, włączania coraz to nowych obszarów perspektywicznych do eksploatacji.

W GZW zagospodarowano już prawie całkowicie do głębokości 1000 m zasoby węgla typu 35. Dalsze perspektywy przyrostu zasobów tego typu związane są w przyszłości wyłącznie z rozpoznaniem i zagospodarowaniem kilku złóż zalegających na dużych głębokościach poniżej 1000 m. Pierwsze z nich są aktualnie w trakcie rozpoznawania lub już zagospodarowywania (KWK "Morcinek" i "Pawłowice"). Dalszy rozwój wydobycia węgla energetycznego związany jest głównie z:

- zagospodarowaniem dobrych wysokokalorycznych złóż węgla energetycznego odpowiadających wymaganiom eksportowym,
- zagospodarowanie tzw. złóż nadwiślańskich,
- zagospodarowaniem Lubelskiego Zagłębia Węglowego.

W grupie pierwszej wchodzą w rachubę wyłącznie głębokie kopalnie posiadające pokłady rudzkie i siodłowe ("Mikołów", "Lędziny", "Brzezinka").

Druga grupa obejmuje złoże zalegające stosunkowo płytko do głębokości 800 m w tzw. rejonie nadwiślańskim.

Dotychczas rozpoznano tu złoża:

- Wisła Północ - w kat. C1 + C2,
- Spytkowice - w kat. C1 + C2,
- Zator - w kat. C1 + C2.

Złoża rejonu nadwiślańskiego charakteryzują się:

- niską wartością opałową w granicach 3500-4500 kcal/kg,
- dużym zasiarczeniem,
- nie rozwiązanym problemem odprowadzenia wód zmineralizowanych.

Trzecia grupa obejmuje złoże Lubelskiego Zagłębia Węglowego, zawierające pokłady cienkie zalegające na głębokości poniżej 800 m.

Rozpoznane i udokumentowane pokłady węgla w Polsce mają bardzo zróżnicowane grubości, przy czym procentowy udział zasobów w poszczególnych przedziałach grubościowych przedstawia się następująco:

- pokłady o grubości od 0,7-1,5 m = około 50% zasobów,
- pokłady o grubości od 1,5-3,0 m = około 30% zasobów,
- pokłady o grubości powyżej 3,0 m = około 20% zasobów.

Z powyższego wynika, że około 50% wszystkich zasobów w Polsce udokumentowanych jest w pokładach cienkich. Występują one głównie w tak zwanych warstwach orzeskich i brzeżnych w GZW oraz w ogromnej większości w zagłębiach lubelskim i dolnośląskim. Z eksploatacji warstw orzeskich w GZW w warunkach intensywnego rozwoju wydobycia posiadamy już obecnie bardzo negatywne doświadczenia. Większość kopalń, które aktualnie eksploatują te pokłady, w tym również nowe kopalnie w Rybnickim Okręgu Węglowym: "XXX-lecia PRL", "ZMP", "Borynia" borykają się z poważnymi trudnościami z ich eksploatacją głównie z powodu następujących przyczyn:

- mała grubość pokładów,
- silne ich zanieczyszczenie w formie przerostów,
- zmienność zalegania, w tym liczne wyklinowania,
- słabe stropy i spągi.

Czynniki te powodują powstawanie wielu trudności natury technicznej oraz mają wpływ na uzyskiwane wskaźniki ekonomiczne. Podobne negatywne zjawiska obserwuje się również w wielu kopalniach czynnych, zlokalizowanych w różnych regionach zagłębia. Uzyskane doświadczenia ukształtowały powszechny pogląd, że tego typu pokłady są bardzo trudne do eksploatacji w warunkach intensywnego rozwoju wydobycia i jego koncentracji.

3. Założenia wstępne w zakresie rozpoznania złoża warunkujące podjęcie prac projektowych i inwestycyjnych

Rozpoczęcie działalności inwestycyjnej związanej z budową kopalni wymaga uprzedniego wykonania i zatwierdzenia dokumentacji projektowej, a ta z kolei wymaga uprzedniego, w miarę dokładnego rozpoznania złoża, w celu zmniejszenia do minimum ponoszonego ryzyka. Stąd też proces rozpoznania złoża, projektowania i budowy kopalni jest ściśle z sobą związany (tablica 1).

Proces projektowania kopalni zazwyczaj przebiega wieloetapowo, przy czym w miarę postępu prac projektowych wzrastają wymagania w zakresie dokładności rozpoznania złoża. W zakresie ZTE wymagania te są ściśle określone w uchwale nr 66 RM z dnia 4.4.1975 r., gdzie stwierdza się, że podjęcie działalności inwestycyjnej budowy kopalni może nastąpić po uprzednim zatwierdzeniu geologicznych zasobów bilansowych oraz zasobów przemysłowych, z tym że: zatwierdzenie zasobów geologicznych w kategorii C1 + B uprawnia do planowania i sporządzania ZTE budowy (rozbudowy) kopalni, a zatwierdzenie zasobów przemysłowych w kategorii C1 + B do zatwierdzania ZTE i budowy kopalni pod warunkiem, że ilość obliczonych za-

Tablica 1

Tok projektowania kopalni

Etap projektowania	Niezbędne dane założenia	Zakres projektu
Projekty perspektywiczne	Złoże częściowo udokumentowane	Zagospodarowanie ogólne rejonu. Wstępny podział złoża na obszary górnicze. Wybór obszarów o korzystnych parametrach. Wskazanie kolejności zagospodarowania.
Koncepcja programowa	Zasoby złoża udokumentowane co najmniej w kat. C2	Wariantowe opracowanie koncepcji zagospodarowania obszaru górniczego. Wstępne określenie kosztów budowy kopalni: - uściślenie granic obszaru górniczego, - wybór wariantu modelu górniczego kopalni.
ZTE	Zatwierdzone zasoby przemysłowe w kat. C1+B w ilości zapewniającej rentowność inwestycji	Określenie parametrów technicznych podstawowych obiektów kopalni, określenie nakładów, inwestycyjnych i sporządzanie harmonogramu realizacji.
Projekty techniczne	Szczegółowe dane wyjściowe określone dla każdego projektowanego obiektu	Opracowanie dokumentacji technicznej dla realizowanych sukcesywnie obiektów zakładu wydobywczego.

sobów przemysłowych zapewnia wydobycie kopaliny co najmniej przez okres amortyzacji projektowanej inwestycji.

4. Ogólna charakterystyka modeli kopalń węgla kamiennego budowanych w Polsce po roku 1960

Analizą objęto 12 kopalń. Sześć kopalń zostało całkowicie wybudowanych, przy czym na dwóch z nich - "XXX-lecia PRL" i "ZMP", nie osiągnięto planowanej zdolności produkcyjnej. Siedem kopalń jest w trakcie budowy, z tym że pięć z nich jest już produkcyjnymi. Główne parametry złożone oraz podstawowe dane dotyczące modeli realizowanych kopalń ujęto w tablicy 2 oraz syntetycznie w tablicy 3.

W kolumnie 2 przedstawiono schematycznie w przybliżonej skali 1:200000 obszary górnicze kopalń z usytuowaniem szybów.

W kolumnach 3 do 11 ujęto wielkość obszarów górniczych kopalń, wielkość bazy zasobowej z rozkładem zasobów przemysłowych (przewidywane wydobycie kopaliny) w pionie, przewidywaną głębokość eksploatacji i warunki złożowe mające bezpośredni wpływ na model i efekt zagospodarowania złoża.

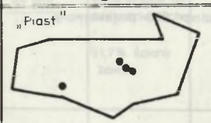
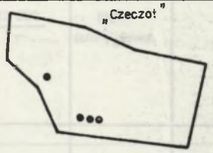
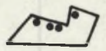
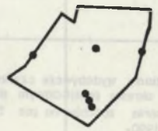
W kolumnach 3 i 12 do 21 przedstawiono charakterystyczne elementy modeli kopalń oraz wskaźniki osiągnięć produkcyjnych. Wartości ujęte w rubrykach 17, 18, 19 oparto na danych statystycznych GOIG z 1986 r.

Z analizy parametrów złoża i modeli tych dwunastu kopalń można generalnie wysunąć następujące stwierdzenia:

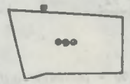
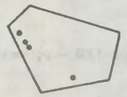
- wielkości obszarów górniczych kopalń są bardzo zróżnicowane od 7,35 do 57,6 km^2,
- zasobność użyteczna w stosunku do zasobów przemysłowych w obszarach kopalń GZW wynosi od około 7 t/m^2 do 19 t/m^2, natomiast w LZW jest znacznie niższa i nie przekracza 5,8 t/m^2,
- kształty obszarów górniczych kopalń GZW są bardzo nieregularne, wynikające głównie z dostosowania granic obszaru do przebiegu granic naturalnych w złożu,
- liczba szybów udostępniających złoża analizowanych kopalń nie jest adekwatna do wielkości obszarów górniczych ani do wielkości zasobów - na jeden szyb przypada od 1,8 do 14,4 km^2 powierzchni obszaru, a w przeliczeniu na 1 m^2 przekroju szybu od 0,042 do 0,32 km^2 obszaru górniczego kopalni,
- z liczby dwunastu kopalń 9 posiada 2 poziomy wydobywcze, jedna 1 poziom wydobywczy i jedna 3 poziomy wydobywcze (okres przejściowy),
- projektowane wydobycie z poziomu waha się od 3000 do 15000 t/d węgla handlowego,
- średnie dobowe wydobycie węgla handlowego w roku 1986 jednej wybudowanej kopalni wynosiło od 3420 t - kopalnia "ZMP" - do 25300 t - kopalnia "Piast",

TABLICA 2

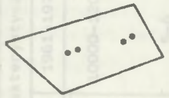
CHARAKTERYSTYKA PODSTAWOWYCH PARAMETRÓW ZŁOŻA I MODELI GÓRNICZYCH KOPALŃ WĘGLA KAMIENNEGO BUDOWANYCH I PROJEKTOWANYCH PO 1960 ROKU WG. DANYCH ZA ROK 1986

	NAZWA KOPALNI ZARYS OBSZARU LOKALIZACJA SZYBÓW	OBSZAR GÓRNICZY km²	ZASOBY BILANSOWE min t	PRZEWIDYWANE WYDOBYCIE KOPALINY min t	ZASOBNOŚĆ UŻYTECZNA t/m²	GŁĘBOKOŚĆ EKSPLOATACJI do m	GRUBOŚĆ POKŁADÓW EKSPLOAT. od – do m	ZAGROŻENIA: WODNE STOPIEŃ dopł. m³/min	ZAGROŻENIA: METANOWE kateg.	ZAGROŻENIA: KLIMAT. TEMPER. PIERWO SKAŁ. śr. waz.	ILOŚĆ SZYBÓW SUMARYCZNA POWIERZ. PRZEKR. SZYBÓW. szt/m²; °C	WSKAŹNIK POWIERZCHNI km²/ 1 szyb km²/ m² szybu	ILOŚĆ POZIOMÓW WYDOBYWCZYCH I ICH GŁĘBOKOŚĆ m	DŁUGOŚĆ DRÓG TRANSP. UROBKU TAŚMOWY m / KOŁOWY m	SYSTEM EKSPLOATACJI	ILOŚĆ ŚCIAN ŚRED. WYDOBYCIE ZE ŚCIANY UROBKU WĘGLOWEGO t/d	DŁUGOŚĆ FRONTU EKSPLOAT. m WYDOBYCIE Z 1mb. t/d/m urobku w	ŚRED. WYDOB. UROBKU WĘGL. WĘGLA HANDL. t/d	PROJEKTOWANA ZDOLNOŚĆ WYDOBYCIA t/d węgla handlow.	PRZEWIDYWANA ŻYWOTNOŚĆ POZIOMÓW I KOPALIN lat	UWAGI
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
1	„Piast" 	38,9	936,4 (1.01.87)	p.500 160,7 p.650 165,3 p.750 206,9 razem 532,9	13,7	1200	1,7 3 10 śr. 2,5	23,1	nie metan.	p.500 – 18,5 p.650 – 22,0 p.750 – 23,1 p.1000 – 29,1 (perspekt)	obecnie 4/167 docelowo 5/209	9,7 0,23	2 cz.500 (-250) cz.650 (-400) pr.750 (-500)	60 800 / 56 500	100% ściany zawał	19 1459	2580 9,9	28 229 / 25 305	p 500 – 12000 p 650 – 12000 kopal. – 24000	44 46 kop. 74	poziom 1000 – perspektywiczny
2	„Czeczot" 	57,6	855,8	p.500 98,9 p.650 136,6 p 800, 900, 1000 } 163,7 razem 399,2	6,9	1200	śr. 2,5	obecnie 8,1 docelowo 32,7		p.500 – 19,8 p.650 – 23,4 p.1000 – 28,4 (perspekt.)	4/176	14,4 0,32	2 cz.500 (-250) b.650 (-395)	15 000	100% ściany zawał	2 748	289 8,8	2670 / 2464	p.500 – 12000 p.650 – 12000 kopal – 24000	27 38	poziom 1000 – perspektywiczny
3	„Śląsk" 	7,35	278,7	p.765 44,0 p.1050 78,6 razem 122,6	16,7	1050	1,6 – 2,9 śr 2,6	2,7		p.765 – 33 p.1050 – 42	4/173	1,8 0,042	1 cz.765 (-470) pr.1050 (-755)	22 300 / 8 800	100% ściany zawał	8 1593	1499 8,5	12 697 / 10268	p 765 – 9500 kopal. – 9500	15 27 kop. 43	poziom 1050 – projektowany
4	„Budryk" 	35,3	1043,4	p.700 97,6 p.1050 169,2 p.1050 100,7 razem 367,5	10,4	1200		obecnie 5,8	I, II, III, IV	p.500 – 31 p.900 do 47	6/381	5,9 0,092	2 bud. 700 bud. 1050		100% ściany zawał	28	—	—	p 700 – 10000 p 1050 – 10000 kopal – 20000	32 56 kop. 61	

c.dalszy tablicy 2.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
5	„XXX lecia PRL" 	21,7	1076,5 616,0[x]	p.705 – 57,9 p.830 – 113,3 poniż. – 266,5 do 1230 razem 418,8	19,2	1050		1,5		p 705 – 30 p 830 – 34 p 950 – 40	5/139	4,3 0,15	2 cz.705 (-425m) cz.830 (-550m)	58 700 110 000	100% ściany zawał.	21 1130	2938 8,1	238 00[x] 12 300	p 705 15 000 p 830 15 000 kopal 15 000	13 25 kop 93	[x] całe wydobycie w 1986r pochodzi z poz. 705r poziom 950 projektowany
6	„Morcinek" 	22,7	818,4	p.950 – 43,8 p.1100 – 75,1 poniz. – 88,8 do 1250 razem 207,7	9,1	1300		0,7 (86r) 4,5(prz.)		p 950 – 368 p1100 – 43 p1150 – 48	4/200	5,6 0,11	2 b.950 (-700m) pr.1100 (-850m)		100% ściany zawał.				p.950 – 5000 p.1100 – 5000 kopal. 10 000	29,2 50,0 kop. 69	
7	„Krupiński"	26,0	578,7	p.420 – 41,3 p.620 – 69,6 p.820 – 101,2 p.1020 – 109,1 razem 321,2	12,3	1300	1,3 – 2,8 śr. 1,8	4,0 (86r.)	IV kat 18m³CH₄/t/d	p.420 – 26 p.620 – 29 p.820 – 36 p.1020 – 43 p.1270 – 51	4/182	6,5 0,14	2 cz.420 (-150m) cz.620 (-350m)	26 000	100% ściany zawał.	5 1473	1052 (1986 r.)	7365 2960	p.420 – 6000 p.620 – 6000 kopal. 12000	23 39 kop. 89	poziomy 820 i 1020 perspektywiczne
8	„ZMP"	16,7	331,6	p.580 – 25,4 p.705 – 27,0 p 830 – 40,0 p.1030 – 68,3 p.1180 – 26,3 razem 187,0	11,2	1350	1,3 – 2,5 sr 2,10	1,16 (86r.)	III i IV kat.	p.580 – 25 p.705 – 29 p.830 – 34 p.1030 – 42 p.1180 – 46 p.1350 – 52	4/180	4,2 0,092	2 cz.580 (-285m) cz 705 (-405m)	28 000	100% ściany zawał.	9 819	936 (1986 r.)	7376 3424	p.580 – 2000 p.705 – 3000 kopal. 5000	42 30 kop. 120	poziomy 830, 1030, 1180 perspektywiczne
9	„Borynia"	18,2	584,8	p.588 – 8,6 p.713 – 37,3 p.838 – 79,2 p.938 – 50,8 p.1048 – 44,0 razem 226,5	12,4	1400	1,4 - 3,2 śr. 2,0	3,5 (86r.)	III	p 713 – 36 p 838 – 38 p 1000 – 41	6/214	3,0 0,085	3 cz.588 (-300m) cz.713 (-425m) cz.838 (-850m) pr.1000 (-812m)	56 600 34 300	96,1% śc. zawał. 39% ściany na podsadzkę suchą	22 918	2532	20 210 10 293	p.713 5000 p.838 5000 kopal. 10 000	25 52 kop. 75	trzy poziomy wydobywcze czynne są tylko w okresie przejściowym do wyczerpania zasobów na poz 588 tj. do 1990r.

c. dalszy tablicy 2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	
10	Manifest Lipcowy	16,4		p.705 – 54,5 p.900 – 119,6 p.1080 – 112,9 razem 287,0	17,5	1300	1,4 – 3,3 sr 2,22	1,2		p.705 – 35 p.900 – 43 p.1080 – 46	7 / 251	2,3 0,065	obecnie 1 projekt 2 cz.705 (-425m) b.900 (-620m)	53 600 47 000	8.3% ściany na podsadzce suchą 91,7% ściany zawał	12 1628	1834 10,6	19544 12 182	p. 705 6000 p. 900 6000 kop. 12 000	30 66 kop. 79	
11	K-1 LZW 	25,8		p.960 – 107,80 p.1100 – 24,08 razem 131,88	5,1	1100	1,0 – 3,7	3-ci stop. 6,58 przew. 11,0		p.960 – 30	4/160	6,4 0,16	1 cz.960 (-785m)	12 000 —	100% ściany zawał.	2 1400	200	2800 1800	p.960 8000 kop. 8000	54 kop. 54	
12	K-2 LZW	37,8	469,8	p.880 – 68,4 p.990 – 125,2 p.1100 – 26,8 razem 220,4	5,8	1100	10 – 25	2 i 3 stop 18,0		p 880 – 28 p 990 – 32	4/176	9,4 0,21	2 pr. 880 (-709m) pr.990 (-819m)		100% ściany zawał.	10 1700*	1500* 11,4	17 100* 10 000	p.880 4000 p.990 6000 kop. 10000	57 69 kop. 73	* wartości projektowane

Tablica 3

Podstawowe wskaźniki techniczno-ekonomiczne kopalń polskiego górnictwa węglowego projektowanych w okresie powojennym

Wskaźniki	Okresy charakterystyczne				Obecne tendencje
	do 1955	1956-1960	1961-1970	1971-1980	
Wydobycie kopalni (w.handl.) t/d	4000-6000	do 8000	10000-1200	15000-25000	powyżej 25000
Średni czas budowy kopalni do uzyskania pierwszego wydobycia, lat	8	7	5-6	4-5	4-5
Średni czas budowy kopalń do uzyskania docelowego wydobycia, lat	12-15	11-13	10-12	6-9	5-8
Liczba poziomów w kopalni	2-3	2	2	1-2	1-2
Wydobycie z poziomu, t/d	1000-2000	3000-4000	4000-8000	10000-15000	do 25000
Wydobycie ze ściany, t/d	100-200	300-400	500-1000	1500-3000	2000-4000
Wydobycie przypadające na jeden punkt załadowczy, t/d	450	600	1500	2500-5000	4000-6000
Natężenie eksploatacji t/km^2	400	500	700	1000-1500	1500-2500
Wskaźnik mechanicznego urabiania %	50	50-80	96	96	100
Wydajność ogólna t urobku surowego na 1 rbdn	1,55	1,8	2,0-3,5	3,5-5,0	5,0-8,0

- w wielu nowych kopalniach ROW występuje znaczne zanieczyszczenie urobku skałą płonną, co obrazuje stosunek wielkości wydobycia urobku węglowego do węgla handlowego - na kopalni "Krupiński" wynosi on 2,5/1, a na kopalni "Piast" i "Śląsk" około 1,1/1,
- generalnie należy stwierdzić, że żywotność pierwszych górnych poziomów jest krótsza od poziomów niższych i wynosi od około 20 do 57 lat,
- żywotność kopalń przy pełnym wydobyciu wyniesie od 54 do 120 lat.

4.1. Projektowanie modelu kopalni

Przy projektowaniu modelu kopalni należy rozpatrzyć nie tylko te czynniki, które zgodnie z klasyczną definicją modelu kopalni wchodzą w jego zakres, ale również i inne elementy procesu produkcyjnego, które mają istotny wpływ na model kopalni. Zagadnienia te rozwiązywane są w tzw. koncepcji programowej, ujmującej kompleksowo sposób zagospodarowania złoża w danym obszarze górniczym. Opracowanie to zawiera zwykle rozwiązania wariantowe podstawowych elementów modelu kopalni, przy czym poszczególne warianty poddaje się wszechstronnej analizie, celem znalezienia rozwiązania optymalnego.

Szczegółowej analizie poddaje się:

- udostępnienie pionowe złoża, przez co rozumieć należy określenie liczby szybów, ich funkcje, lokalizację, wyposażenie, zdolności wentylacyjne i wydobywcze itp.,
- udostępnienie złoża na poziomie, obejmujące liczbę poziomów wydobywczych wraz z ich strukturą, rozmieszczenie i zdolność frontu wydobywczego oraz inne istotne czynniki występujące na danym obszarze górniczym.

Parametrem wyjściowym do projektowania modelu kopalni jest planowane wydobycie, które zamierzamy osiągnąć z danego obszaru górniczego. W praktyce projektowej wielkość wydobycia określa się jako funkcję wielkości obszaru górniczego, zasobności przemysłowej złoża i założonego natężenia eksploatacji, które przyjmuje się przez analogię do innych kopalń eksploatujących złoże w podobnych warunkach.

Stosowanie znanych metod optymalizacyjnych do określenia wielkości wydobycia projektowanej kopalni jest utrudnione w praktyce projektowej, z uwagi na trudności określenia realnych kosztów i cen, a także niemożliwość ich prognozowania w naszych obecnych warunkach, a ponadto metody te nie uwzględniają obecnych warunków organizacyjno-technicznych, będących wyrazem wprowadzonego postępu technicznego w kopalniach.

Zmieniające się warunki organizacyjno-techniczne mają znaczny wpływ na zdolność wydobywczą kopalni, czego wyrazem jest zamieszczona tablica 4, obrazująca wzrost zadań wydobywczych dla kopalń budowanych po roku 1945. Obecnie osiągane przez te kopalnie wydobycie znacznie przekracza wielkości jeszcze niedawno uznane za optymalne.

Tablica 4

Nowe kopalnie węgla kamiennego w Polsce
(wybudowane po 1945 r.)

Lp.	Kopalnia	Termin rozpoczęcia		Projektowane zdolności produkcyjne t/d		Rok osiągnięcia docelowej zdolności produkcyjnej
		budowy	eksploatacji	pierwotne	aktualne	
1	2	3	4	5	6	7
1	"Lenin"	1945	1952	6500	18000	1980
2	"Ziemowit"	1945	1952	6500	27000	1983
3	"Jaworzno"	1949	1953	5000	16000	1980
4	"Nowy Wirek"	1949	1955	7000	10000	1979
5	"Julian"	1950	1954	5000	10000	1978
6	"Halemba"	1951	1957	5000	24000	1985
7	"Czerwone Zagłębie"	1951	1958	10000	16500	1980
8	"1 Maja"	1952	1960	3000	8400	1972
9	"Jastrzębie"	1956	1963	4000	10000	1974
10	"Moszczenica"	1957	1965	4000	12000	1974
11	"Szczygłowice"	1957	1961	6000	17000	1984
12	"Staszic"	1959	1964	10000	16000	1981
13	"Manifest Lipcowy"	1961	1969	8000	12000	1976
14	"Borynia"	1963	1971	8000	10000	1976
15	"Śląsk"	1968	1974	7000	10000	1978
16	"XXX-lecia PRL"	1970	1974	15000	15000	1981
17	"Piast"	1972	1975	6000	25000	1982
18	"ZMP"	1975	1979	5000	5000	1982
19	"K-1"	1975	1982	12000	8000	1991
20	"Krupiński"	1976	1983	12000	12000	1988
21	"Czeczott"	1977	1985	24000	24000	1990
22	"Morcinek"	1978	1985	10000	10000	1988
23	"Budryk"	1978	-	20000	20000	2000
24	"Warszowice"	1978	-	6000	6000	1994
25	"K-2"	1979	-	10000	10000	1995

4.2. Projektowanie optymalnej wielkości obszaru górniczego kopalni

Przyjmowane często w rozważaniach teoretycznych założenia, że obszar górniczy kopalni może być traktowany jako funkcja zmienna, bardzo rzadko bywa spełnione w praktyce. Najczęściej warunki naturalne złoża, takie jak: tektonika złoża, głębokość zalegania, zasobność, jakość węgla itp. wpływają na ograniczenie możliwości, w jakich możemy zmieniać kształt i wielkość obszaru projektowanej kopalni.

Tym niemniej racjonalne ustalenie granic obszarów górniczych nowych kopalń ma ważne znaczenie, między innymi ze względu na:

- zapewnienie bazy zasobowej o wielkości gwarantującej możliwość zaprojektowania optymalnego modelu kopalni i o żywotności równej lub przekraczającej okres amortyzacji inwestycji,
- konieczność uwzględnienia w fazie projektowania rozwiązań umożliwiających uzyskanie i wydzielenie odpowiednich typów węgla,
- lokalizację obiektów powierzchniowych kopalń w sposób umożliwiający optymalizację transportu dołowego i powierzchniowego oraz dogodne połączenia energetyczne, drogowe i kolejowe,
- konieczność uwzględnienia wpływów przyszłej eksploatacji górniczej na obiekty powierzchniowe oraz zastosowanie odpowiedniej profilaktyki dla ochrony środowiska naturalnego,
- konieczność wcześniejszego określenia środków zwalczania zagrożeń naturalnych występujących w złożu.

Poniżej przedstawiono sposób postępowania stosowany w biurach projektów górniczych przy projektowaniu obszarów górniczych.

a) Metoda podziału pól perspektywicznych na obszary górnicze

Podziału złoża na obszary górnicze dokonuje się w dwóch fazach:

- I faza obejmuje podział pól perspektywicznych na jednostkowe bloki obliczeniowe, odpowiadające w zasadzie blokom tektonicznym złoża oraz analizę warunków geologiczno-górniczych i powierzchniowych części złoża objętych tymi blokami,
- II faza obejmuje łączenie jednostkowych bloków obliczeniowych na obszary górnicze oraz określenie dla tych obszarów spodziewanych wskaźników techniczno-ekonomicznych, charakteryzujących m.in. trafność dokonanej syntezy.

W przedstawionej metodzie obszar przewidziany do zagospodarowania górniczego tworzy się przez łączenie kilku jednostkowych bloków obliczeniowych, przyjmując następujące założenia:

- graniczne wielkości powierzchni obszarów górniczych przyjmuje się od 10 do 50 km^2 ze względu na przewidywaną długość dróg transportowych i wentylacyjnych,

- jakość zasobów węgla nie jest zbyt zróżnicowana (węgiel koksowy lub energetyczny, zbliżona wartość opałowa, zawartość popiołu, siarki itp.),
- istnieje możliwość udostępnienia poszczególnych partii złoża z szybów wydobywczych wchodzących w skład jednego kompleksu wydobywczo-administracyjnego,
- obowiązuje zasada, aby granice obszarów górniczych pokrywały się z liniami przebiegu dyslokacji tektonicznych lub granicami filarów ochronnych wymaganych dla niektórych obiektów powierzchniowych (rzeki, duże zbiorniki wodne itp.).

Utworzone w wyżej opisany sposób obszary górnicze poddaje się w dalszym ciągu analizie techniczno-ekonomicznej, której wyniki zadecydują o trafności dokonanej syntezy jednostkowych bloków obliczeniowych.

W przypadku uzyskania wyników negatywnych tworzy się inne warianty obszarów górniczych przez dalsze kombinacje połączeń jednostkowych bloków obliczeniowych przy uwzględnieniu przedstawionych powyżej założeń i dokonuje się kolejnej analizy techniczno-ekonomicznej, aż do uzyskania korzystnych wskaźników wynikowych. Analizę techniczno-ekonomiczną przeprowadza się w ten sposób, że dla danych:

- powierzchni obszaru górniczego (km^2),
- wielkości zasobów przemysłowych (mln t),
- średniej grubości pokładów bilansowych (m),
- średniego nachylenia pokładów ("o"),
- gazowości złoża (kat.),
- głębokości eksploatacji (m),

określa się następujące dane wynikowe:

- przewidywaną wielkość wydobycia kopalni (t/d),
- orientacyjne nakłady inwestycyjne na budowę kopalni (mln zł),
- wydatki związane z opracowaniem dokumentacji projektowej wywłaszczeniem terenu i ekspertyzami (mln zł),
- okres ponoszenia nakładów inwestycyjnych (lata),
- okres rozwoju wydobycia do momentu uzyskania docelowego wydobycia (lata),
- cenę zbytu (zł/t),
- jednostkowy koszt własny (zł/t),
- żywotność kopalni (lata).

Wskaźnikiem ostatecznie warunkującym przyjęcie ustalonych granic obszarów górniczych jest wskaźnik wartości kapitałowej W_k, będący różnicą pomiędzy zdyskontowanym strumieniem wpływów i wydatków w okresie budowy i żywotności kopalni.

Wartość wskaźnika W_k obliczana jest ze wzoru (1):

$$W_k = P \cdot C \frac{1 - e - (t - r) \cdot \rho}{\rho} - M_t - J_r \frac{1 - e - \rho \cdot T}{\rho} - K \cdot P \frac{1 - e (t - r)\rho}{\rho} \quad (1)$$

gdzie:

W_k - wskaźnik wartości kapitałowej,

P - roczna produkcja kopalni, mln t,

C - cena zbytu, w zł/t,

M_t - majątek trwały - w przypadku obszarów przewidzianych do zagospodarowania równy wydatkom związanym z opracowaniem dokumentacji projektowej, wywłaszczeniem terenu i ekspertyzami, w mln zł,

J_r - nakłady inwestycyjne na budowę kopalni, w mln zł,

K - koszty eksploatacji bez odpisów amortyzacyjnych, w zł/t,

t - okres żywotności kopalni, w latach,

T - normatywny okres ponoszenia nakładów inwestycyjnych, w latach,

r - "skrócony" okres rozwoju wydobycia od momentu uzyskania pierwszego wydobycia do wydobycia docelowego. Tworzy się go w ten sposób, że skraca się okres rozwoju wydobycia przyjmując od razu docelową wartość wydobycia (przykład: jeżeli przy rozbudowie do 15000 t/d okres rozwoju wydobycia wynosi zgodnie z cyklami normatywnymi 3 lata i rozkłada się w czasie: 5000, 10000 i 15000 t/d, to zamiast 3 lat rozwoju wydobycia przyjmuje się okres 2 lat, rozpoczyjając od razu od 15000 t/d,

ρ - współczynnik intensywności oprocentowania

$$\rho = \ln(1 + p),$$

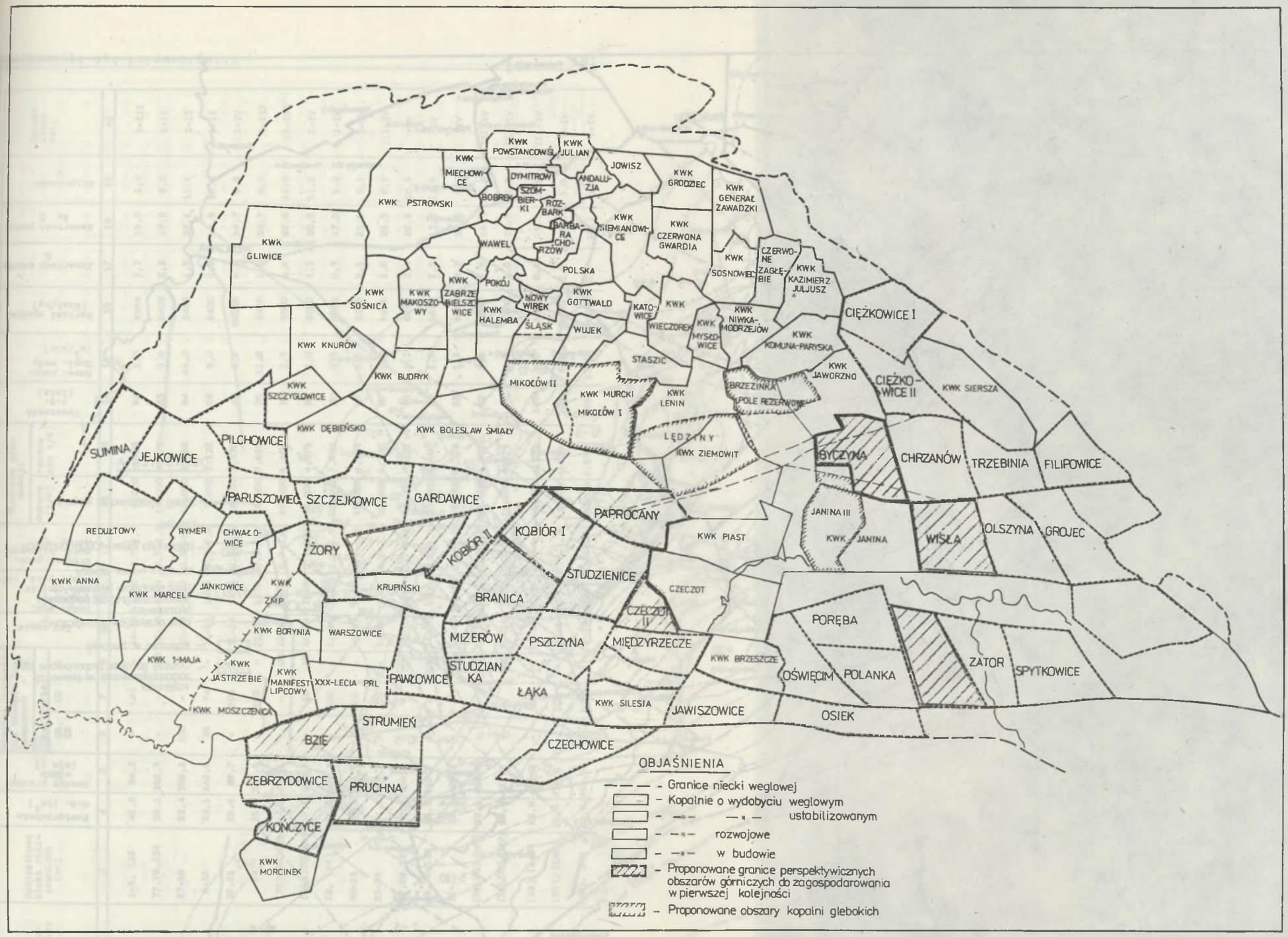
gdzie:

p - stopa dyskontowa dla przemysłu węglowego,

e - podstawa logarytmu naturalnego.

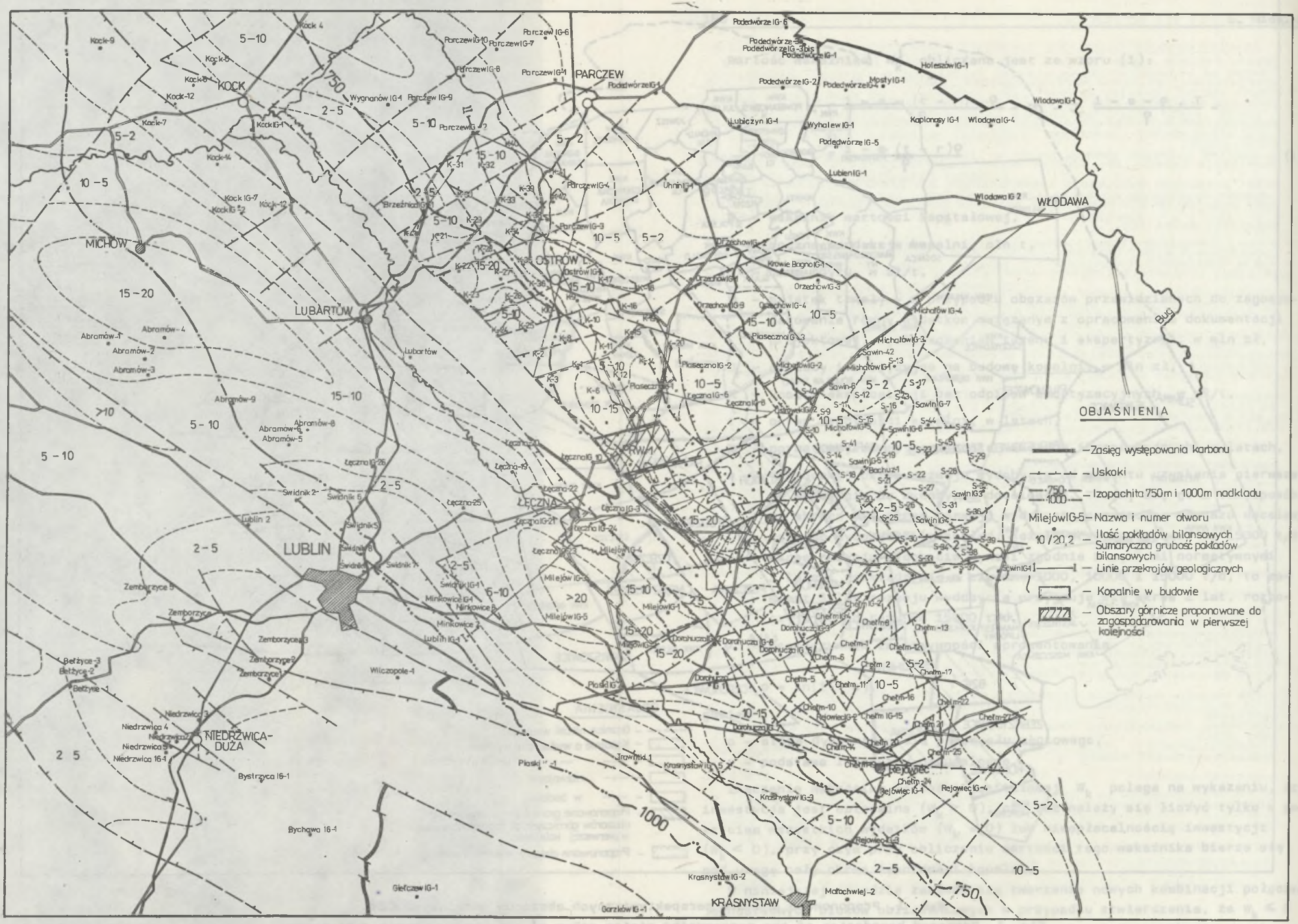
Znaczenie wskaźnika wartości kapitałowej W_k polega na wykazaniu, czy inwestycja jest opłacalna ($W_k > 0$), czy też należy się liczyć tylko z pokryciem wszystkich wydatków ($W_k = 0$) lub nieopłacalnością inwestycji ($W_k < 0$), przy czym przy obliczeniu wartości tego wskaźnika bierze się pod uwagę cały okres żywotności kopalni.

W niniejszej metodzie zakłada się tworzenie nowych kombinacji połączeń jednostkowych bloków obliczeniowych w przypadku stwierdzenia, że $W_k \leq 0$ i powtórzenia analizy techniczno-ekonomicznej, aż do uzyskania wyniku pozytywnego.



Rys. 1. Proponowane granice perspektywicznych obszarów górniczych GZW

Fig. 1. Proposed boundaries of the perspectibe mining areas of the Upper Silesia Coal Basin



Rys. 2. Projektowane zagospodarowane górnicze LZW

Fig. 2. Designed mining development of the Lublin Coal Basin

Charakterystyka warunków górniczo-geologicznych proponowanych obszarów górniczych w GZW

Tablica 5

Lp.	Obszar górniczy	Jednostkowe bloki obliczeniowe (nr)	Powierzchnia O.G. (km²)	Zasoby przemysłowe (mln t)	Stopień rozpoznania zasobów bilansowych - % kategoria C1	C2	D	Typ węgla	Maks. wys. głębokość zal. najniż. rozp. pokł.	Średnia grub. pokł. bilansow. od-do (m)	Wielkość produkcji dobowa (t/d)	roczna mln t/d)	Żywotność O.G. (lata)	Szac. maks. dopł. wody (m³/min)	Wartość opałowa (kcal/kg)	Zawartość siarki %	Zawartość popiołu %	Wilgotność %	Gazowe złoża kat.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	I	1-5, 135	41,8	94,2	-	100	-	34-36	1490	0,7-1,5	5.000	1,525	62	1,5	koks	1,7	19,0	1,4	I-III
2	II	77,78,134	58,1	382,5	-	-	100	32-35	1500	0,7-3,8	15.000	4,475	83	3,0	6400	2,3	17,5	3,0	I-II
3	III	17-19	23,4	309,1	100	-	-	31-33	1900	0,8-10,6	12.000	3,660	84	44,0	5440	1,5	22,1	11,5	I-II
4	IV	6-16	33,1	146,6	26	74	-	31-35	1400	0,7-2,2	7.000	2,135	68	8,0	6400	0,9	12,9	10,3	I-II
5	V	20,21	22,6	88,7	-	100	-	31-34	1310	0,8-2,0	6.000	1,830	48	3,2	58000	0,8	14,7	9,9	I-IV
6	VI	27	35,5	582,6	-	100	-	31-35	1270	0,7-2,5	15.000	7,625	76	11,0	5900	1,0	20,7	9,9	I-III
7	VII	(79),80,(81	44,6	480,1	-	-	100	32-34	1500	0,7-3,3	20.000	6,100	79	7,7	5800	1,6	22,0	11,0	II-III
8	VIII	(34),(79),(81)	37,9	395,4	-	15	85	31-34	1500	0,7-3,2	15.000	4,575	86	8,0	6000	1,3	20,5	11,2	I-IV
9	IX	28, (34)	19,6	607,3	-	100	-	31-36	1500	0,8-2,9	25.000	7,625	80	5,4	6000	0,7	17,0	9,9	I-IV
10	X	30-33	25,2	288,9	-	100	-	32-35	1690	0,7-4,9	15.000	4,575	63	2,1	5800	2,1	21,6	2,1	I-IV
11	XI	23-26	34,5	573,2	-	100	-	34-36	1820	0,7-7,2	22.000k	6,710	86	0,8	koks	1,6	22,5	0,9	III-IV
12	XII	67,68,139	25,8	566,8	-	-	100	34-35	1500	0,7-5,6	20.000	6,100	92	1,3	6250	2,4	20,5	10,5	IV
13	XIII	69,70,138	25,0	510,7	-	-	100	34-37	1500	0,7-4,9	20,000	6,100	84	1,3	6200	2,0	17,3	11,9	IV
14	XIV	71-73	36,5	420,9	-	-	100	32-35	1500	0,7- ,0	15.000	4,575	92	1,3	6400	0,7	18,0	1,7	IV
15	XV	(74),(76),(147)	30,5	498,8	-	-	100	31-34	1500	0,7-7,3	20.000	6,100	82	3,5	6000	1,0	18,5	3,5	III-IV
16	XVI	(74),(75),(147)	28,8	431,2	-	-	100	31-34	1500	0,7-58	15.000	4,575	94	2,9	5700	1,0	18,5	3,5	III-IV
17	XVII	(39),(140)	19,8	470,8	-	100	-	31-35	1500	0,7-4,3	15,000	4,575	103	8,0	5690	0,9	21,2	3,0	III-IV
18	XVIII	(39), (140)	19,8	470,8	-	100	-	31-35	1500	0,7-4,3	15.000	4,575	103	8,0	5590	0,9	21,2	3,0	I-IV
19	XIX	(40), 148	22,0	401,1	-	100	-	31-34	1300	0,8-2,3	15.000	4,575	88	17,5	5300	0,7	15,7	6,5	I-IV

cd. tablicy 5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
20	XX	(40), 41	39,4	713,0	-	100	-	31-34	1240	0,8-2,0	26.500	8,082	88	19,1	5800	0,6	17,0	5,0	I-IV
21	XXI	29,38	37,5	574,2	-	100	-	31-35	1400	0,7-2,2	20.000	6,100	94	9,5	6000	4,6	15,0	4,8	I-IV
22	XXII	35	35,4	523,3	-	100	-	31-34	1400	0,7-2,2	18.000	5,450	95	20,0	6000	0,6	17,1	4,2	I-IV
23	XXIII	36,47,141, 146,149	36,6	554,3	-	100	-	31-34	1200	0,8-2,2	20.000	6,100	91	5,0	5900	0,7	13,4	6,5	I-IV
24	XXIV	37,45,46	37,5	696,4	-	100	-	31-34	1400	0,7-2,6	25.000	7,625	91	7,4	5960	0,7	15,6	7,8	I-IV
25	XXV	44, 142	22,1	762,3	-	100	-	31-34	1250	0,8-2,6	25.000	7,625	100	4,0	6300	0,8	18,6	10,0	I-IV
26	XXVI	43,143	24,4	737,6	-	100	-	31-34	1250	0,8-3,5	25,000	7,625	97	4,0	6300	1,1	15,2	8,6	I-IV
27	XXVII	144	16,0	420,0	-	100	-	31-34	1200	0,8-3,5	15.000	4,575	92	3,0	5800	0,8	15,0	11,5	I-IV
28	XXVIII	42,(130),(131),132	28,7	586,4	-	65	35	31-34	1380	0,7-5,2	15,000	4,575	128	2,5	6300	0,6	15,8	8,0	I-IV
29	XXIX	(130),(131), 133	31,3	245,7	-	-	100	31-34	1400	0,8-5,2	10,000	3,050	80	2,5	8200	2,2	13,0	4,0	III-IV
30	XXX	123,127,128	30,8	317,5	-	-	100	31-34	1500	0,7-5,2	12,000	3,660	87	1,2	5800	1,5	17,5	7,0	III
31	XXXI	(124),125	30,7	255,2	-	-	100	31-34	1500	0,7-3,8	9.000	2,745	93	5,5	6100	1,5	17,5	6,6	III
32	XXXII	(124)	30,7	255,3	-	-	100	31-34	1500	0,7-3,9	9.000	2,745	93	5,5	6100	1,5	17,5	6,5	III
33	XXXIII	61, 126	39,2	251,0	68	-	32	31-34	1500	0,7-2,8	10.000	3,050	82	8,5	5500	1,5	15,0	10,5	I-I
34	XXXIV	62, 63	33,7	164,0	100	-	-	31-	970	0,8-4,2	6.000	1,830	89	7,5	5300	1,5	18,7	11,2	I-IV
35	XXXV	82,84,85,86	35,5	232,7	-	-	100	31-33	1100	0,8-3,0	8.000	2,440	95	1,6	5100	2,2	18,5	b.d.	N-I
36	XXXVI	83,87-90	34,0	393,6	-	-	100	31-33	1450	0,8-2,4	12.000	3,660	107	0,8	4700	1,5	14,2	b.d.	N-I
37	XXXVII	112-119	39,9	735,9	-	-	100	31-34	1500	0,8-4,8	25.000	7,625	96	7,0	4900	1,8	14,5	b.d.	I-III
38	XXXVIII	91-94	43,8	737,0	-	-	100	31-33	1400	0,8-5,0	25.000	7,625	97	3,0	5100	1,6	17,0	12,5	N-I
39	XXXIX	95, 96	28,0	165,5	-	-	100	31-33	1250	0,8-7,2	6.000	1,830	90	2,2	5150	1,6	19,6	15,3	N-
40	XXXX	97-100	30,5	227,7	-	-	100	31-33	1000	0,7-7,1	8.000	2,440	93	1,1	5450	1,8	22,5	17,0	N-
41	XLI	49-53	45,5	560,8	100	-	-	31-	1340	0,8-7,6	20.000	6,100	92	6,4	5200	2,1	19,8	13,7	I
42	XLII	54-66	24,5	311,7	-	100	-	31	1110	1,0-5,2	12.000	3,660	85	6,0	5100	1,4	18,6	13,8	I-I
43	XLIII	101-103	40,6	299,6	-	-	100	31-33	1000	0,8-7,2	10.000	3,050	98	1,7	5400	1,5	16,8	16,5	N-
44	XLIV	145	26,0	75,8	100	-	-	31-33	900	0,8-7,1	4.000	1,220	62	18,0	5450	2,6	21,5	17,0	IV
45	XLV	64-66,109	58,2	320,9	100	-	-		1050	0,8-6,7	8.000	2,440	131	7,0	4700	1,4	15,1	12,2	I-I
46	XLCI	104-107	53,0	257,2	-	-	100	31-32	900	1,2-5,8	8.000	2,440	105	4,2	4900	2,0	17,5	15,1	I
47	XLVII	-	30,5	460,0	50	50	-	32-34	1500	0,7-11,4	14.000	4,200	93	11,1	6354	0,85	14,5	1,4	I-I
48	XLVIII	-	31,8	537,8	50	60	-	32-34	1500	0,7-11,4	14.000	4,200	106	14,5	6354	0,85	14,5		I-IV

Tablica 6

Charakterystyka warunków górniczo-geologicznych proponowanych obszarów górniczych w LZW

Lp.	Obszar górniczy	Jednostkowe bloki obliczeniowe (nr)	Powierzchnia o.g. (km²)	Zasoby przemysłowe (mln t)	Stopień rozpoznania zasobów bilansowych % kategoria C1, C2	C2	D	Typ węgla	Maks. głęb. zalegania najniż. pokł. (m)	Średn. grubość pokł. bil. od-do (m)	Wielkość produkcji dobowa (t/d)	roczna mln t/r)	Żywotność o.g. (lata)	Szac. maks. dopł. wody (m³/min)	Wartość opałowa (kcal/kg)	Zawartość siarki %	Zawartość popiołu %	Wilgotność %	Gazowość złoża kat.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	K-1	-	28,5	131881	100	-	-	31-34	1050	0,9-3,7	8.000	2,4	5,4	18,6	-	-	-	-	I-II
2	K-2	-	29,5	200,1	100	-	-	31-34	1090		10.000	3,0	83	19,6	-	-	-	-	I-II
3	K-3	-	22,8	272,5	100	-	-	31-34	1050		10.000	3,0	90	12,6	-	-	-	-	I-II
4	K-4	-	26,5	153,3	100	-	-	31-34	1000		8.000	2,4	63	10,2	-	-	-	-	I-II
5	K-5	-	23,8	196,9	100	-	-	31-34	1100		10.000	3,0	65	10,3	-	-	-	-	I-III
6	K-6 RNW-1	-	22,0	151,3	100	-	-	31-34	1070		10.000	3,0	50	13,0	-	-	-	-	I-II
7	PRW-2	-	36,7	253,5	100	-	-	31-34	1080		10.000	3,0	84	13,0	-	-	-	-	I-II
8	PRW-3	-	31,0	211,6	100	-	-	31-34	1080		10.000	3,0	70	13,0	-	-	-	-	I-II
9	PRW-4	-	28,0	173,6	-	100	-	31-34	1100		8.000	2,4	72	-	-	-	-	-	I-II
10	PRW-5	-	27,8	163,2	-	100	-	31-34	1100		8.000	2,4	68	-	-	-	-	-	I-II
11	PRW-6	-	25,7	151,9	-	100	-	31-34	1140		8.000	2,4	63	-	-	-	-	-	I-II
12	OS-1	-	27,5	185,2	-	100	-	32-34	820		10.000	3,0	61	18,0	-	-	-	-	I-II
13	OS-2	-	29,4	207,9	-	100	-	32-34	820		10.000	3,0	69	-	-	-	-	-	I-II
14	M-1	-	31,6	194,7	-	100	-	31-34	1650		8.000	2,4	81	-	-	-	-	-	I-IV
15	M-2	-	31,7	182,9	-	100	-	31-34	1650		8.000	2,4	76	-	-	-	-	-	I-IV

b) Podział pól perspektywicznych GZW i LZW na obszary górnicze

W celu kompleksowego rozwiązania zagadnienie podziału dotychczas niezagospodarowanych górniczo obszarów GZW i LZW, korzystając z metody przedstawionej powyżej, dokonano wstępnego ich podziału na obszary górnicze, co przedstawiono na rys. 1 i 2 i w tablicach 5 i 6. Przedstawiony podział pól perspektywicznych należy traktować jako wstępny ze względu na brak dokumentacji geologicznej niektórych obszarów, a ich charakterystykę górniczo-geologiczną określono na podstawie interpolacji danych z głębokich otworów wiertniczych. Parametry to z pewnością będą dalej uściślane w miarę realizacji programu badań geologicznych.

c) Analiza techniczno-ekonomiczna zagospodarowania proponowanych oszarów górniczych

Ekonomiczną ocenę przewidywanych do górniczego zagospodarowania obszarów górniczych oparto na wskaźnikach wartości kapitałowej W_k, przy czym:

- nakłady inwestycyjne oszacowane na podstawie wskaźników kapitałochłonności dla kopalń nowo budowanych w warunkach podobnych,
- wielkość jednostkowego kosztu własnego jest wielkością stałą w całym okresie obrachunkowym. Będzie to docelowa wartość kosztu własnego obliczonego na podstawie analogii do kosztów eksploatacji węgla uzyskiwanych przez kopalnie nowo budowane w danym okresie, przyjętym jako okres porównawczy,
- wydobycie uwzględnione w rachunku będzie równe wydobyciu docelowemu. Węgiel wydobyty w okresie dochodzenia do docelowej zdolności produkcyjnej będzie uwzględniony również w rachunku poprzez "skrócony" okres rozwoju wydobycia (od pierwszego do docelowego wydobycia). Oblicza się go dzieląc sumę wydobycia w latach dochodzenia do docelowego wydobycia przez wielkość tegoż docelowego wydobycia, np.:

wydobycie w latach	1 -	2000 t/d
	2 -	3000 t/d
	3 -	4000 t/d
	4 -	6000 t/d
	5 -	10000 t/d
	6 -	12500 t/d

- okres dochodzenia wynosi 6 lat,
- skrócony okres dochodzenia wynosi: $\frac{37500}{12500}$ t/d - 3 lata.

Do rachunku wliczony będzie więc okres trzech lat z wydobyciem docelowym - 12500 t/d,

- cena zbytu węgla skalkulowana jest na podstawie obowiązującego cennika,
- przez trwały majątek rozumie się w niniejszym opracowaniu te nakłady, które dla obszarów przewidywanych do zagospodarowania mogą być uznane

jako nakłady przedcyklowe. Są to wydatki związane z opracowaniem dokumentacji projektowej, ekspertyz, badań wywłaszczenia terenu itp.,
- intensywność oprocentowania - ρ.

Przy oprocentowaniu ciągłym w jednostce czasu (roku) ma miejsce zależność

$$1 + p = e^{\rho} \quad \text{stąd} \quad \rho = \ln\ (1 + p) \tag{2}$$

Liczenie za pomocą współczynnika intensywności oprocentowania ρ jest znacznym ułatwieniem liczenia oprocentowania, gdyż w miejsce funkcji nieciągłej $(1 + p)^t$ można zastosować wielkość e^t. Opłacalność budowy kopalni (na wybranym obszarze górniczym) i eksploatacji złoża jest określona zależnością $W_k > 0$.

d) Wstępne propozycje kolejności zagospodarowania obszarów górniczych

Proces wyczerpywania się zasobów kopalń czynnych pociąga za sobą konieczność rozpoznania zasobów nowych złóż oraz uruchomienia nowych mocy produkcyjnych. W tym świetle nieodzowne jest ustalenie kolejności zagospodarowania obszarów górniczych, zależnej nie tylko od względów finansowych i możliwości wykonawczych, ale również od wielu innych czynników, między innymi od:
- stopnia rozpoznania złoża,
- wielkości zasobów,
- parametrów jakościowych węgla,
- możliwości utylizacji zmineralizowanych wód dołowych,
- zapotrzebowania na węgiel energetyczny i koksowy itp.

Wstępną kolejność zagospodarowania zaproponowanych obszarów górniczych powstałych z podziału pól perspektywicznych GZW i LZW określono opierając się na jednym z kryteriów, a mianowicie na tzw. wskaźniku wartości kapitałowej "W_k", będącym odzwierciedleniem bilansu wpływów i wydatków za cały okres żywotności projektowanej kopalni, włączając w to okres jej budowy. Grupę obszarów górniczych, dla których obliczony wskaźnik W_k ma wartości najkorzystniejsze, zaproponowano do zagospodarowania górniczego w pierwszej kolejności, co zaznaczono na załączonych mapach (rys. 1 i 2).

5. Podsumowanie i wnioski końcowe

Z dotychczasowych doświadczeń wynika, że w trakcie budowy kopalni występują trudności, których nie przewidziano na etapie projektowania kopalni. W szczególności dotyczy to trudności w wykonawstwie i utrzymaniu wyrobisk korytarzowych kamiennych i węglowych. Są to czynniki, które mogą decydować o zmianie modelu kopalni. Wydaje się więc celowe przeprowadzenie bardziej szczegółowych badań geologicznych nie tylko z uwagi na bazę

zasobową, ale także na warunki eksploatacji, które decydują o modelu i strukturze kopalni. Dla obszarów kopalń projektowanych w nowych rejonach węglowych uznaje się za celowe etapowy rozwój budowy kopalni, a mianowicie:

- etap I: zostałby ograniczony do wykonania dwóch szybów z wielofunkcyjnymi zadaniami, przyczym szyb wydobywczy byłby szybem wydechowym. Wykonanie na projektowanym poziomie udostępnienia i przygotowania frontu eksploatacyjnego oraz uzyskanie co najmniej 25% wydobycia docelowego całej kopalni,
- etap II: dalszy rozwój budowy kopalni uzależnia się od uzyskania pełnych doświadczeń odnośnie do warunków naturalnych, możliwości produkcyjnych i kosztów eksploatacji. Przy pozytywnych wskaźnikach można zwiększyć obszar kopalni, udostępnienie złoża dodatkowymi szybami i odpowiednio zwiększyć wydobycie.

Kryteria optymalizacji w projektowaniu kopalń zmniejszają się w czasie, przy czym decydującym czynnikiem jest tutaj postęp techniczny i mechanizacja podstawowych procesów technologicznych w kopalni. Świadczy o tym fakt, że większość nowych kopalni budowanych w Polsce po 1945 r. została w tym czasie rozbudowana i zmodernizowana i obecnie wydobycie osiągane przez te kopalnie znacznie przekraczają założenia pierwotne.

Znane metody optymalizacji podstawowych parametrów projektowych kopalń mają obecnie niewielkie zastosowanie w projektowaniu, z uwagi na to, że są to metody przestarzałe nie dostosowane do obecnego stanu techniki górniczej, a ponadto odnoszą się one do kopalń o przeciętnych warunkach geologiczno-górniczych. W polskich warunkach, gdzie złoża zalegające względnie korzystnie zostały już zagospodarowane, nowo projektowane kopalnie budowane będą w zdecydowanie trudniejszych warunkach, przy występujących często specyficznych zagadnieniach, jak: duże głębokości, gazowość, zagrożenie temperaturowe, zagrożenie wodne, ochrona środowiska itp. Powyższe względy w wielu przypadkach wpływają w sposób decydujący na model i parametry techniczne projektowanej kopalni.

LITERATURA

[1] Burczakow A.S. i inni: Projektirowanije szacht. Moskwa Nedra 1978.

[2] Jawień M., Suchan St.: Zasady projektowania kopalń głębinowych. Skrypt AGH, Kraków 1980, cz. 1.

[3] Karbownik A., Derendal T., Szczepanik W.: Kształtowanie się tendencji w projektowaniu wielkości i modelu nowoczesnej kopalni węgla kamiennego na przykładzie rozwoju Rybnickiego Okręgu Węglowego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo, zeszyt 106, Gliwice 1980.

[4] Krupiński B.: Zasady projektowania kopalń. Wyd. "Śląsk", Katowice 1963, cz. 1.

[5] Kuźniecow K.K. i inni: Opriedielenije tipa szacht i razmierow szachtnyj polej pri projektirowanii. "Szachtnoje stroitielstwo" 1970, nr 1.

[6] Mitręga J.: Czynniki nowoczesności kopalń. Wyd. "Śląsk", Katowice 1974.

[7] Parysiewicz W.: Struktura kopalń węgla. Wyd. "Śląsk", Katowice 1970.

[8] Paździora J., Kwiatkowski J.: Futurologia jako czynnik nowoczesności i postępu technicznego w projektowaniu zakładów górniczych". Projekty-Problemy, "Budownictwo Węglowe" 1969, nr 7-8.

[9] Paździora J.: Projektowanie nowoczesnych kopalń węgla kamiennego w świetle zadań i możliwości "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1970, nr 7-8.

[10] Paździora J.: Koncepcja modelu górniczego zagospodarowania i eksploatacji złoża LZW z uwzględnieniem ochrony i kształtowania środowiska. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria Górnictwo, zeszyt 96, Gliwice 1979.

[11] Praca zbiorowa: Metoda optymalizacji modelu i struktury kopalni węgla kamiennego projektowanej w różnych warunkach górniczo-geologicznych z punktu widzenia wykorzystania złoża i efektywności nakładów inwestycyjnych. Prace IPBKiCP Politechnika Śląska, Gliwice 1987.

Recenzent: Prof. dr hab. inż. Józef Małoszewski

Wpłynęło do Redakcji w czerwcu 1988 r.

ФОРМИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЕЛИЧИНЫ И МОДЕЛИ КАМЕННОУГОЛЬНОЙ ШАХТЫ В АСПЕКТЕ УХУДШЕНИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ

Р е з ю м е

В работе представлено актуальное состояние каменноугольной промышленности Польши и перспективы её развития а Горносилезском, Нижнесилезском и Любельском угольных бассейнах.

Охарактеризованы исходные данные для распознавания залежа, определяющие условия проведения инвестиционных и проектных работ.

В связи с этим выделены этапы проектирования, необходимые данные и объём проекта. Затем представлена общая характеристика модели каменноугольных шахт, построенных и строящихся в Польше с 1960 года. Подробно проанализировано 12 шахт в аспекте величины и формы шахтных полей, количества стволов на залеже, количества рабочих горизонтов, проектированной и действительной добычи брутто и нетто, живучести шахты и отдельных горизонтов. Анализ проводился на базе полезных запасов, промышленных запасов и параметров качества угля.

Представлен также способ проектирования оптимальной величины поля шахты, т.н. метод разделения перспективных полей на шахтные поля. Используя этот метод, произведено разделение на поля до сих пор не использованных шахтных полей GZW и LZW. Для полей шахт, проектируемых в новых угольных бассейнах предлагается этапное развитие строительства шахты.

CONFIGURATION OF THE SIZE AND MODEL PARAMETERS OF THE MINE IN THE ASPECT OF WORSENING GEOLOGICAL AND MINING CONDITIONS OF THE BED

S u m m a r y

The present situation in the coal mine industry in Poland and prospects of its development in the Upper Silesia Coal Basin. Lower Sielesia Coal Basin and Lublin Coal Basin nas been presented in the paper. The initial assumptions in the sphere of searching for the bed being a requisite of taking up design and investment work have been characterized. In this connexion, the stages of designing, necessary data and scope of the design have been distinguished. Then a general characteristic of the coal mines models built in Poland after 1960 has been given. 12 mines has been included in a precise analysis in the aspect of the size and form of mining areas, number of the shafts carrying out the first working of the bed, number of axtracting levels, designed and achieved gross and net output, life of the mines and separate levels. The above analysis has been carried out on the basis of usable aboundance, industrial resources and quality parameters of coal. The way of designing an optimum size of the mining area of a coal mine by means of so-called method of the division of perspective fields into the mining areas has been presented too.

Using this method, an initial division of the mining areas of the Upper Silesia Coal Basin and Lublin Coal Basin, not put in a working order so far, has been executed.

A stage-by-stage progress in building the coal mine is considered advisable for the areas of the mines to be designed in the new coal regions.