ZESZYTY
NAUKOWE
POLITECHNIKI
ŚLĄSKIEJ

MIROSŁAW CHUDEK, GUSTAW NIEMIEC, JAN DRENDA

PROJEKTOWANIE KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO W ASPEKCIE MAKSYMALNEJ EFEKTYWNOŚCI WYKORZYSTANIA ZŁOŻA PRZY OGRANICZONYCH NAKŁADACH INWESTYCYJNYCH

GÓRNICTWO

Z. 197
GLIWICE
1992

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 1118

MIROSŁAW CHUDEK, GUSTAW NIEMIEC, JAN DRENDA

PROJEKTOWANIE KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO W ASPEKCIE MAKSYMALNEJ EFEKTYWNOŚCI WYKORZYSTANIA ZŁOŻA PRZY OGRANICZONYCH NAKŁADACH INWESTYCYJNYCH

GLIWICE 1992

OPINIODAWCY

Doc. dr hab. inż. Bronisław Barchański
Prof. dr hab. inż. Włodzimierz Sitko

KOLEGIUM REDAKCYJNE

REDAKTOR NACZELNY — Prof. dr hab. inż. Jan Węgrzyn
REDAKTOR DZIAŁU — Prof. dr hab. inż. Mirosław Chudek
SEKRETARZ REDAKCJI — Mgr Elżbieta Leśko

REDAKCJA
Mgr Kazimiera Rymarz

REDAKCJA TECHNICZNA
Alicja Nowacka

Wydano za zgodą
Rektora Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372-9508

Wydawnictwo Politechniki Śląskiej
ul. Kujawska 3, 44-100 Gliwice

Nakł. 150+55 Ark. wyd. 12 Ark. druk 12,5 Papier offset. kl.III 70x100, 80g
Oddano do druku 12.07.91 Podpis. do druku 29.09.92 Druk ukończ. w listopadzie 1992
Zam. 330/91 Cena zł 17 500,—

Skład, fotokopie, druk i oprawę
wykonano w Zakładzie Graficznym Politechniki Śląskiej w Gliwicach

SPIS TREŚCI

Str.

1. WPROWADZENIE 13

2. CEL I METODA PRACY 15

3. METODA PROJEKTOWANIA PARAMETRÓW POZIOMU WYDOBYWCZEGO W KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO 16

3.1. Ogólna charakterystyka poziomu wydobywczego kopalni 16

3.2. Dotychczasowe metody określania optymalnej wysokości poziomu 17

3.3. Uzasadnienie celowości opracowania metody optymalizacji wielkości poziomu wydobywczego 24

3.4. Wybór metody optymalizacji 24

3.4.1. Kryterium optymalizacji 25

3.4.2. Cel i istota modelowania matematycznego 25

3.4.3. Ograniczenia stosowane w modelach matematycznych 29

3.5. Analiza nakładów inwestycyjnych 29

3.6. Analiza kosztów eksploatacyjnych 34

3.7. Analiza wielkości produkcji z poziomu wydobywczego 37

3.8. Wyprowadzenie funkcji kryterium 40

3.9. Program Ekonomiczna Efektywność Wysokości Poziomu (EEWP) 41

3.10. Uzyskane wyniki obliczeń komputerowych za pomocą programu EEWP 42

4. PRZEWIETRZANIE KOPALNI JAKO CZYNNIK KSZTAŁTUJĄCY JEJ MODEL I STRUKTURĘ 50

4.1. Rola i znaczenie programu KOWEKO w projektowaniu wentylacji kopalni 50

4.1.1. Wstępne dane projektowe 50

4.1.2. Wybór systemu przewietrzania kopalni 51

4.1.3. Określenie potrzebnej ilości powietrza w kopalni 58

4.1.4. Sprawdzenie przepustowości wyrobisk górniczych 60

4.1.5. Określenie zasięgu strefy wpływów wentylatorów głównych 60

Str.

4.1.6. Ustalenie lokalizacji szybów wdechowych i wydechowych .. 68
4.1.7. Dobór wentylatorów głównych do sieci wentylacyjnej 71
4.2. Obliczenia wybranych modeli i sieci wentylacyjnych kopalni projektowanych według programu KOWEKO 72
4.2.1. Przykłady obliczeniowe modeli struktur sieci wentylacyjnych 72
4.2.2. Wpływ zmian parametrów techniczno-eksploatacyjnych projektowanej kopalni na zasięg wpływu wentylatora w centralnym i skrzydłowym dwupoziomowym modelu sieci kopalnianej 78
4.3. Zastosowanie programu KOWEKO do analizy założeń projektowych kopalni "Y" 81
4.3.1. Struktura sieci wentylacyjnej kopalni "Y" w budowie 81
4.3.2. Projektowanie sieci wentylacyjnej do obliczeń wg programu KOWEKO 82
4.3.3. Analiza obliczeń modeli sieci wentylacyjnej kopalni "Y" wg programu KOWEKO 87

5. KONCEPCJA ETAPOWEGO ZAGOSPODAROWANIA ZŁOŻA W WARUNKĄCH OGRANICZONYCH NAKŁADÓW INWESTYCYJNYCH 129
5.1. Etapowa budowa kopalń 129
5.2. Ideowe przykłady górniczego zagospodarowania złoża przy ograniczonych nakładach inwestycyjnych 131

6. KIERUNKI OGRANICZENIA NAKŁADÓW INWESTYCYJNYCH NA BUDOWĘ KOPALNI DO WIELKOŚCI I ZAKRESU NIE ELIMINUJĄCEGO UZYSKANIE PIERWSZEGO WYDOBYCIA 135
6.1. Optymalizacja harmonogramów przedsięwzięć - ujęcie teoretyczne 135
6.1.1. Wyznaczenie ścieżki krytycznej 135
6.1.2. Optymalizacja harmonogramu przedsięwzięcia z uwzględnieniem zależności koszty - czas 137
6.1.3. Zamrożenie nakładów inwestycyjnych jako element podrażający koszty inwestycji 140
6.2. Opracowanie harmonogramu o zrównoważonej pracochłonności 141
6.3. Analiza zakresu inwestycji i koncentracji robót w aspekcie uzyskania wydobycia z poziomu 950 m KWK "X" w planowanym okresie czasu 145

Str.

6.4. Optymalizacja rozwiązań techniczno-organizacyjnych w aspekcie prawdopodobieństwa uzyskania wydobycia z poziomu 950 m w planowanym horyzoncie czasu 147

7. MODELOWE OPRACOWANIE WYTYCZNYCH DO ANALIZY TECHNICZNO-EKONOMICZNEJ CELOWOŚCI WZNOWIENIA I KONTYNUOWANIA BUDOWY KOPALNI "Y" 150

7.1. Warunki geologiczno-górnicze kopalni "Y" 150

7.2. Określenie niezbędnego zakresu robót górniczych dla pierwszego wydobycia kopalni 153

7.3. Zestawienie przedsięwzięć dla rozwoju zdolności wydobywczej kopalni "Y" powyżej 3000 t/d urobku węglowego 180

7.4. Analiza opłacalności kontynuacji budowy kopalni "Y" 183

7.4.1. Założenia do analizy 183

7.4.2. Zakres rzeczowy inwestycji dla uzyskania pierwszego docelowego wydobycia 184

7.4.3. Produkt 184

7.4.4. Nakłady inwestycyjne 185

7.4.5. Źródła finansowania 185

7.4.6. Koszty eksploatacji 186

7.4.7. Wyniki analizy 187

8. PODSUMOWANIE 191

LITERATURA 194

LIST OF CONTENTS

Page

1. INTRODUCTION 13

2. AIM AND METHOD OF WORK 15

3. METHOD OF DESIGNING THE PARAMETERS OF EXTRACTION LEVEL IN A COAL MINE 16
   - 3.1. General characteristic of the extraction level in a coal mine 16
   - 3.2. To-date methods of determining the optimum heiight of a level 17
   - 3.3. Justification for the development of a method of optimization of the magnitude of the extracting level 24
   - 3.4. Selection of the optimization method 24
     - 3.4.1. Criterion of optimization 25
     - 3.4.2. Aim and essence of mathematical modelling 25
     - 3.4.3. Constraints used in mathematical models 29
   - 3.5. Analysis of the investment costs 29
   - 3.6. Analysis of the operating costs 34
   - 3.7. Analysis of the production rate from the extraction level ... 37
   - 3.8. Introduction of the function criterion 40
   - 3.9. Economic efficiency of level leiight program (EELH) 41
   - 3.10. Computer calculations results obtained by means of (EELH) program 42

4. VENTILATION OF MINE AS A FACTOR DECISIVE ABOUT ITS MODEL AND STRUKTURE 50
   - 4.1. Rolę and significance of KOWEKO program in mine ventilation designing 50
     - 4.1.1. Preliminary design data 50
     - 4.1.2. Selection of mine ventilation system 51
     - 4.1.3. Determination of the necessary quantity of air in the mine 58
     - 4.1.4. Verification of the flow capacity of mine excavations 60

Page

4.1.5. Determination of the location of downcast and upcast shafts 60

4.1.6.

4.1.7. Selection of the main fans for the ventilation network 71

4.2. Calculations of the selected models and ventilation networks of the mines designed acc. to KOWEKO program 72

4.2.1. Calculation examples of the models of ventilation network structures 72

4.2.2. Effect of the changes of technical-mining parameters of the mine planned, on the range of fan influence in central and wing, two-level model of the mine network 78

4.3. Application of KOWEKO program for the analysis of the design assumptions of mine "Y" 81

4.3.1. Structure of the ventilation network of mine "Y" under construction 81

4.3.2. Designing of the ventilation network for the calculations acc. to KOWEKO program 82

4.3.3. Calculation analysis of models of ventilation networks of mine "Y" acc. to KOWEKO program 87

5. CONCEPT OF STAGE DEVELOPMENT OF DEPOSIT IN THE CONDITIONS OF LIMITED INWESTMENT COSTS 129

5.1. Stage construction of mines 129

5.2. Idea examples of mine development of deposit with limited capital costs 131

6. TRENDS IN LIMITING OF CAPITAL COSTS FOR THE CONSTRUCTION OF MINE TO THE MAGNITUDE AND RANGE NOT ELIMINATING THE OBTAINING OF THE FIRST WINNING 135

6.1. Optimization of the time-scales of activities - theoretical approach 135

6.1.2. Optimization of the time-scale of activities with due consideration to the relationship costs-time 135

6.1.3. Freeze of capital costs as an element raising the costs of the investment 137

6.2. Development of time-scale with varied labour consumption ... 141

Page

6.3. Analysis of the investment range and work concentration in view ofobtaining extraction from 950 m level of the mine "X" in the planned period of time 145

6.4. Optimization of technical-orgaizational solutions in view of the probability of obtaining extraction from 950 m level within the planned period of time 147

7. MODEL FORMULATION OF THE GUIDELINES FOR THE TECHNICAL-ECONOMIC ANALYSIS OF THE ADVISABILITY OF RESTARTING AND CONTINUATION OF THE CONSTRUCTION OF MINE "Y" 150

7.1. Geological-mining conditions of mine "Y" 150

7.2. Determination of the necessary range of mining for the first output of the mine 153

7.3. Compilation of the activities for the development of the mining ability of mine "Y" of over 3000 t/d of the coal output 180

7.4. Analysis of worthwhileness of continuation of mine "Y" construction 183

7.4.1. Assumptions for the analysis 183

7.4.2. Investment subject range for the obtaining of the ist and final extraction 184

7.4.3. Product 184

7.4.4. Capital costs 185

7.4.5. Financing sources 185

7.4.6. Operational costs 186

7.4.7. Results of the analysis 187

8. SUMMARY 191

LITERATURE 194

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.

1. ВВЕДЕНИЕ 13

2. ЦЕЛЬ И МЕТОДЫ РАБОТЫ 15

3. МЕТОД ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ РАБОЧЕГО ГОРИЗОНТА В КАМЕННОУГОЛЬНОЙ ШАХТЕ 16
   3.1. Общая характеристика рабочего горизонта шахты 16
   3.2. Прежние методы опредеоения оптимальной высоты горизонта 17
   3.3. Обоснование целесообразности разработки метода оптималиэации величины рабочего горизонта 24
   3.4. Выбор метода оптимизации 24
      3.4.1. Критериц оптимизации 25
      3.4.2. Цель и сущность математического моделирования 25
      3.4.3. Ограничения в математических моделах ... 29
   3.5. Анализ капиталовложений 29
   3.6. Анализ эксплуатационных расходов 34
   3.7. Анализ величины продукции в рабочем горизонте.. 37
   3.8. Введение функции критерия 40
   3.9. Программа Экономическая Эффективность Высоты Горизонта ЭЭВГ 41
   3.10. Результаты полученные при расчетах на компютере с помощю программы ЭЭВГ 42

4. ВЕНТИЛЯЦИЯ ШАХТЫ КАК ФАКТОР ФОРМИРУЮЩИЙ ЕЕ МОДЕЛЬ И СТРУКТУРУ 50
   4.1. Роль и программы в проектировании вентиляции шахты 50
      4.1.1. Вступительные проектные данные 50
      4.1.2. Выбор системы вентиляции шахты 51

Стр.

4.1.3. Определение количества воздуха необходимого в шахте 58
4.1.4. Проверка пропускной способности горных выработок 60
4.1.5. Определение сферы влияния главных вентиляторов 60
4.1.6. Определение локализации воздухоподающих и вытяжных вентиляционных стволов 68
4.1.7. Подбор главных вентиляторов для вентиляционной сети 71
4.2. Расчет избранных моделей и вентиляционных сетей шахт, проектируемых согласно программы 72
4.2.1. Расчетные примеры моделей структур вентиляционных сетей 72
4.2.2. Влияние изменений технико-эксплуатационных параметров проектируемой шахты на сферу влияния вентилятора в центральной и створчатой двухэтажной модели шахтной сети 78
4.3. Применение программы для анализа принципа проектирования шахты "У" 81
4.3.1. Структура строящейся вентиляционной сети шахты "У" 81
4.3.2. Проектирование вентиляционной сети для расчетов по программе 82
4.3.3. Анализ расчетов модели вентиляционной сети шахты "У" по программе 87

5. КОНЦЕПЦИЯ ПОЭТАПНОГО ОСВОЕНИЯ ЗАЛЕЖА ПРИ ОГРАНИЧЕННЫХ КАПИТАЛОВЛОЖЕНИЯХ 129
5.1. Поэтапное строительство шахты 129
5.2. Идейные примеры горного освоения залежа при ограниченных капиталовложениях 131

6. НАПРАВЛЕНИЯ ОГРАНИЧЕНИЯ КАПИТАЛОВЛОЖЕНИЙ НА СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТЫ ДО ВЕЛИЧИНЫ И ОБЪЕМА НЕ ИСКЛЮЧАЮЩЕГО ПОЛУЧЕНИЯ ПЕРВОЙ ДОБЫЧИ 135
6.1. Оптимизация границ начинаний - теоретическая трактовка 135

Стр.

6.1.1. Определение критического пути 135
6.1.2. Оптимизация графика начинаний с учетом зависимости скорость - время 137
6.1.3. Замораживание капиталовложений как элемент повышающий капитавложения 140
6.2. Разработка графика различной трудоемкости 141
6.3. Анализ объема инвестиции и концентрации работ в аспекте получения добычи с горизонта 950 к/у шахты "Х" в планируемое время 145
6.4. Оптимизация технико-экономических решений в аспекте правдоподобия получения добычи с горизонта 950 и в планируемое время 147

7. МОДЕЛЬНАЯ РАЗРАБОТКА УКАЗАНИЙ ДЛЯ АНАЛИЗА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ВОЗОБНОВЛЕНИЯ И ПРОДОЛЖЕНИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТЫ "У" 150
7.1. Горно-геологические условия шахты "У" 150
7.2. Определение необходимого объема горных работ для первой добычи шахты 153
7.3. Сводка начинаний для развития производственной мощности шахты "У" более 3000 т/сут добычи угля .. 180
7.4. Анализ рентабельности продолжения строительства шахты "У" 183
7.4.1. Исходные данные для анализа 183
7.4.2. Объем капиталовложений для получения первой и целевой добычи 184
7.4.3. Продукт 184
7.4.4. Капиталовложения 185
7.4.5. Источники финансирования 185
7.4.6. Стоимость эксплуатации 186
7.4.7. Результаты анализа 187

8. ВЫВОДЫ 191

БИБЛИОГРАФИЯ 194

1. WPROWADZENIE

W dziedzinie projektowania kopalni dąży się do opracowania i praktycznego stosowania metod, które pozwoliłyby na projektowanie nowych kopalń lub ich elementów o parametrach zbliżonych do optymalnych.

W górnictwie węglowym dokonuje się nieustanna zmiana w organizacji i ekonomice produkcji, zmiana poglądów na model i wielkość kopalni, a także następuje rozwój techniki górniczej.

W związku z tym często powraca się na nowo do zagadnień projektowania wielkości i modelu kopalni, a także poziomu wydobywczego, co ma szczególnie ważne znaczenie w przypadku ograniczenia nakładów inwestycyjnych na budowę i modernizację kopalni przy zachowaniu warunku maksymalnej efektywności wykorzystania złoża.

Na wyraźne podkreślenie zasługuje to, że decyzje podjęte w sprawie wielkości, modelu i struktury kopalni mają długotrwałe konsekwencje. Raz zaprojektowany i zrealizowany model kopalni nie ulega w zasadzie zmianom w trakcie późniejszej eksploatacji złoża z wyjątkiem działalności modernizacyjnej. Wysokie nakłady inwestycyjne ponoszone na rzecz późniejszej eksploatacji złoża, jak również długie okresy wydatkowania i zwrotu tych nakładów wymagają, aby wielkość i model kopalni lub poziomu były racjonalnie dostosowane do warunków geologiczno-górniczych.

Cechą nowoczesnego projektowania technicznego jest poszukiwanie rozwiązań zbliżonych do optymalnych, jak również dążenie do przyspieszenia procesu projektowania poprzez komputerowe wspomaganie.

Poszukiwanie to jest również realizowane poprzez tworzenie metod opartych na matematycznym modelowaniu projektowanego systemu oraz procesów w nim zachodzących.

System, jakim jest kopalnia węgla kamiennego, należy do tej grupy zakładów, w których proces inwestycyjny wykazuje cechy ciągłości. Prowadzona eksploatacja powoduje wyczerpywanie się udostępnianych pokładów. Roboty udostępniające i przygotowawcze muszą być prowadzone tak, aby istniała zawsze pewna ilość zasobów udostępnionych i przygotowanych do eksploatacji. W stosowanym dotychczas systemie zarządzania nakazowo-rozdzielczym ilość dyspozycyjnych

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАМЕННОУГОЛЬНЫХ ШАХТ В АСПЕКТЕ МАКСИМАЛЬНОЙ ЕФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЗАЛЕЖА ПРИ ОГРАНИЧЕННЫХ КАПИТАЛОВЛОЖЕНИЯХ

Р е з ю м е

Свойством современного технического проектирования является поиск оптимальных или приближенных к оптимальным решений, а также стремление к ускорению процесса проектирования путем компьютеризации. Поиск этот реализуется также разработкой методов, основанных на математическом моделирования проектируемой системы и происходящих в ней процессов. Принимая во внимание введенную в добывающей промышленности рыночную экономику, а также вутекающую отсюда потребность проектных бюро каменноугольных шахт, разработано системно связанные с собой следующее программное обеспечение:

- компютерный метод проектирования параметров рабочего горизонта в каменноугольной шахте,
- системы компьютерных программ для определения вступительных параметров проекта вентиляции,
- концепцию поэтапной разработки залежа в условиях ограниченных капиталовложений,
- проектное обеспечение метода разработки направления ограничения капиталовложений на строительство шахты до величины и объема не исключающих получения пкрвой добычи,
- модельная разработка указаний для технико-экономического анализа пелесообразности возобновления и продолжения строительства каменноугольной шахты.

Экономический кризис в Польше повлек за собой введение политики, так называемых, "трудных денег", что привело к резкому росту начисленния процентов за кредиты.

Таким образом, в промышленности возникла ситуация, в которой объем инвестиций как и распределение во времени капителовложений и выполняемых работ должно быть предметом внимательного анализа и размвшления. Комплеосный анализ должен охватывать инвастиций и график инвестиционных работ. На примере шахты "У" представлен технико-экономический анализ дальнейшего строительства горизонта шахты 950 и возрбновления строительства шахты.

2. CEL I METODA PRACY

Wydatki inwestycyjne stanowią alternatywne w stosunku do spożycia wykorzystanie dochodu narodowego.
Uzasadnieniem działalności inwestycyjnej jest konieczność zachowania ciągłości wydobycia i to w takiej ilości, aby wartość produkcji pomniejszona o koszty produkcji była większa lub co najmniej równa wydatkom inwestycyjnym.
Dla spełnienia tego warunku konieczne jest wielowariantowe projektowanie rozwiązań inwestycyjnych i wielokryterialna ocena wariantów przeznaczonych do realizacji. Ze swej strony uważamy, że pozornym źródłem oszczędności jest ograniczenie liczby wariantów (najczęściej do jednego) i awersje biur projektowych do konkurencji w projektowaniu rozwiązań.
Jest to jednak problem wykraczający poza ramy przedmiotowego opracowania.

Celem przedmiotowej pracy będzie przedstawienie sposobu (metody) ustalania podstawowych parametrów projektowanej nowej lub modernizowanej kopalni węgla kamiennego, budowanej w warunkach ograniczonych nakładów inwestycyjnych.
W tym aspekcie przedstawiony zostanie zbiór i harmonogram realizacji zadań inwestycyjnych, przy którym będzie możliwe uzyskanie pierwszego wydobycia a sumaryczne wydatki inwestycyjne będą możliwie najmniejsze.
Podstawowymi metodami stosowanymi do realizacji celu pracy będą analiza inżynierska i modelowanie matematyczne.
Modelowanie matematyczne i oprogramowanie na emc a szczególnie metody sieciowe i programowanie dynamiczne dadzą odpowiedź na pytanie o terminy rozpoczynania i kończenia niezbędnych zadań inwestycyjnych.

3. METODA PROJEKTOWANIA PARAMETRÓW POZIOMU WYDOBYWCZEGO W KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO

3.1. OGÓLNA CHARAKTERYSTYKA POZIOMU WYDOBYWCZEGO KOPALNI

Przez pojęcie "model kopalni" rozumie się przestrzenne połączenie podstawowych jej elementów, do których zalicza się:

- przodki wyrobisk udostępniających, przygotowawczych oraz eksploatacyjnych,
- podszybia,
- obiekty pomocnicze na dole kopalni,
- obiekty pomocnicze na powierzchni kopalni,
- zakład przeróbczy.

Przedmiotem niniejszej pracy jest podział złoża na poziomy wydobywcze oraz stworzenie metody pozwalającej na określenie optymalnej wysokości poziomu.

Podział złoża na poziomy dotyczy wydzielenia w obszarze górniczym, w przedziale głębokości zalegania złoża, poziomów wydobywczych lub zakresów pionowej eksploatacji złoża. W celu określenia podziału złoża na poziomy należy określić następujące parametry:

- wysokości pionowe poziomów,
- głębokości założenia poziomów wydobywczych i wentylacyjnych,
- liczbę równocześnie czynnych poziomów wydobywczych (model jednopoziomowy lub dwupoziomowy),
- porządek eksploatacji poziomów,
- w przypadku modelu bezpoziomowego - zakresy pionowej eksploatacji złoża.

Tak więc pojęcie poziomu może być określone jako część kopalni ograniczona obszarem górniczym, od dołu płaszczyzną poziomu wydobywczego, a od góry wychodniami użytecznej części złoża lub płaszczyzną poziomu wentylacyjnego lub drugiego poziomu wydobywczego. Do wyznaczenia optymalnej wysokości pionowej poziomu stosuje się kryteria techniczne i ekonomiczne, które w okresie trwania poziomu mają zapewnić optymalne warunki dla prowadzenia eksploatacji danego złoża.

3.2. DOTYCHCZASOWE METODY OKREŚLANIA OPTYMALNEJ WYSOKOŚCI POZIOMU

Do najbardziej znanych metod wyznaczania optymalnej wysokości poziomu należą [30]:

a) określenie optymalnej wysokości poziomu na podstawie głębinowego wykresu zasobów,

b) metoda wskaźnikowa,

c) metoda Szewiakowa,

d) metoda Cloos'a,

e) metoda Wolskiego,

f) metoda OSPW.

ad a) Wyznaczenie wysokości posiomu na podstawie głębinowego wykresu zasobów

Wysokość pionową poziomu wydobywczego określamy korzystając z zależności:

$$Z = 0,3 \cdot T \cdot W, \tag{3.1}$$

gdzie:

Z - zasoby przemysłowe,

T - wymagany okres istnienia poziomu,

W - zdolność produkcyjna poziomu

oraz mając dany wykres rozkładu zasobów jako funkcję głębokości. Otrzymaną z powyższego wzoru ilość zasobów odcina się na osi zasobów, natomiast na osi głębokości odczytuje się pionową wysokość poziomu.

W przypadku nieznajomości optymalnego okresu eksploatacji poziomu pojawiają się trudności w stosowaniu tej metody. Przyjęcie założenia, że najbardziej racjonalnymm okresem użytkowania poziomu jest okres z przedziału 20 : 30 lat, sugeruje, że można dokonać wyboru wysokości poziomów różniących się o około 50%. Tak więc metoda określania wysokości poziomu na podstawie głębinowego wykresu zasobów może być stosowana tylko do celów szacunkowego określania wysokości poziomu w założeniach projektowych lub planach perspektywicznych.

ad b) Wyznaczenie wysokości poziomu metodą wskaźnikową

W zależności od tego czy obszar kopalni jest określony, czy też nie, wysokość poziomu określa się w dwojaki sposób:

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАМЕННОУГОЛЬНЫХ ШАХТ В АСПЕКТЕ МАКСИМАЛЬНОЙ ЕФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЗАЛЕЖА ПРИ ОГРАНИЧЕНИЯХ КАПИТАЛОВЛОЖЕНИЯХ

Р е з ю м е

Свойством современного технического проектирования является поиск оптимальных или приближенных к оптимальным решений, а также стремление к ускорению процесса проектирования путем компьютеризации. Поиск этот реализуется также разработкой методов, основанных на математическом моделирования проектируемой системы и происходящих в ней процессов. Принимая во внимание введенную в добывающей промышленности рыночную экономику, а также вутекающую отсюда потребность проектных бюро каменноугольных шахт, разработано системно связанные с собой следующее программное обеспечение:

- компютерный метод проектирования параметров рабочего горизонта в каменноугольной шахте,
- системы компьютерных программ для определения вступительных параметров проекта вентиляции,
- концепцию поэтапной разработки залежа в условиях ограниченных капиталовложений,
- проектное обеспечение метода разработки направления ограничения капиталовложений на строительство шахты до величины и объема не исключающих получения пкрвой добычи,
- модельная разработка указаний для технико-экономического анализа пелесообразности возобновления и продолжения строительства каменноугольной шахты.

Экономический кризис в Польше повлек за собой введение политики, так называемых, "трудных денег", что привело к резкому росту начисленния процентов за кредиты.

Таким образом, в промышленности возникла ситуация, в которой объем инвестиций как и распределение во времени капителовложений и выполняемых работ должно быть предметом внимательного анализа и размвшления. Комплеосный анализ должен охватывать инвастиций и график инвестиционных работ. На примере шахты "У" представлен технико-экономический анализ дальнейшего строительства горизонта шахты 950 и возрбновления строительства шахты.

Do kosztów tych autor zalicza:

a) wykonanie podszybii wraz z komorami, przekopów, przecznic i chodników podstawowych,

b) utrzymanie pochylni polowych,

c) transport załogi,

d) transport węgla, materiałów i podsadzki,

e) ciągnienie szybami,

f) odwadnianie,

g) wentylację.

Obliczone w ten sposób koszty jednostkowe przypadające na 1 tonę zasobów służą następnie do wykreślenia krzywej zależności kosztów od wysokości poziomu

$$H_p = f(\sum k_j) \quad . \tag{3.4}$$

Ponieważ przy zmiennej wysokości poziomu H część kosztów maleje a część rośnie, istnieje więc pewne optimum, w którym suma wszystkich kosztów będzie najmniejsza.

Temu minimum odpowiada właśnie optymalna wysokość poziomu ze względu na koszty własne. Metoda ta przy prawidłowym określeniu wszystkich składników kosztów pozwala dokładnie określić optymalną wysokość poziomu dla konkretnych warunków górniczo-geologicznych projektowanej kopalni. Jednakże posiada ona również kilka wad, do których możemy zaliczyć:

- dużą pracochłonność metody,
- małą przydatność do analizy techniczno-ekonomicznej wpływu poszczególnych parametrów górniczo-geologicznych na optymalną wysokość poziomu,
- nieuwzględnienie oprocentowania nakładów inwestycyjnych,
- nieuwzględnienie wpływu zamrożenia nakładów inwestycyjnych w okresie budowy kopalni,
- nieuwzględnienie kosztów ruchowych związanych z rozwojem i likwidacją poziomu.

ad d) Wyznaczenie optymalnej wysokości poziomu metodą Cloos'a

Metoda ta należy do typowych metod analitycznych. Polega na określeniu optymalnej wysokości poziomu oraz optymalnego odstępu przekopów polowych na podstawie kryterium najniższych kosztów własnych obciążających 1 tonę wydobycia. W metodzie tej zakłada się, że wszystkie elementy projektowe kopalni są znane z wyjątkiem wysokości poziomu (H) oraz odstępów między przekopami polowymi (X).

Następnie dla ustalonego obszaru kopalni (P) oraz założonego natężenia eksploatacji (φ) układa się funkcję kosztów obciążających 1 tonę wydobycia, przy czym koszty te zależne są od szukanych elementów projektowych, tj. odstępu między przekopami polowymi (X) i wysokości poziomu (H). Funkcja ta będzie miała postać:

$$y = f(H, X) . \tag{3.5}$$

Szukane optimum powyżej funkcji otrzymuje się z równań:

$$\frac{\partial y}{\partial H} = 0; \qquad \frac{\partial y}{\partial x} = 0 . \tag{3.6}$$

Aby funkcja y w punkcie określonym powyższymi równaniami posiadała minimum, muszą być spełnione następujące warunki dodatkowe:

$$\left[\frac{\partial^2 y}{\partial H^2} \cdot \frac{\partial^2 y}{\partial x^2} - \frac{\partial y^2}{\partial H \partial x}\right] > 0 \tag{3.7}$$

oraz

$$\frac{\partial^2 y}{\partial H^2} > 0 , \qquad \frac{\partial^2 y}{\partial x^2} > 0 . \tag{3.8}$$

Funkcja kosztów f(H,x) jest sumą poszczególnych stanowisk kosztów własnych zależnych od szukanych zmiennych. Wielkości tych kosztów określone są wzorami wyprowadzonymi przez Autora.
Po zsumowaniu tych kosztów uzyskuje się równanie ogólnej postaci:

$$y = \frac{A}{H} + \frac{H}{B} + \frac{C}{x} + \frac{x}{D} + \frac{E}{H \cdot x} + F \cdot \frac{x}{H} . \tag{3.9}$$

Po przekształceniach otrzymuje się równanie szóstego stopnia z jedną niewiadomą. Równanie to rozwiązuje się metodą przybliżoną, a jego wynikiem są dwie krzywe - H_1, H_2, które naniesione na wykres w układzie H, x przecinają się w dwóch punktach, z których jeden spełnia warunki dodatkowe i jest rozwiązaniem zadania, a zatem odpowiada optymalnym wielkościom H, x.
Metoda Cloo'sa jest znacznie wygodniejsza w stosowaniu od metody Szewiakowa dzięki mniejszej pracochłonności. Ponadto zezwala ona na prowadzenie szerokiej analizy wpływu poszczególnych parametrów górniczo-geologicznych na

zmienne H, x oraz zezwala na określenie minimum kosztu własnego wydobycia równocześnie dwóch zmiennych, tj. optymalnej wysokości poziomu i odstępu między przekopami polowymi.

Jednakże, podobnie jak inne metody, również ta metoda posiada pewne wady, do których można zaliczyć:

- brak oprocentowania nakładów inwestycyjnych,
- nieuwzględnienie zamrożenia nakładów inwestycyjnych,
- nieuwzględnienie kosztu ruchowego rozwoju i likwidacji poziomu,
- nieuwzględnienie rzeczywiście istniejącej zmiany zależności $\varphi = \varphi(x)$, co powoduje, że przy metodzie Cloos'a otrzymuje się w pewnych warunkach optymalne odstępy przekopów polowych przekraczające nawet 3 km, co w rzeczywistości powodowałoby znaczne straty ekonomiczne na skutek spadku natężenia eksploatacji,
- założenie teoretycznego prostokątnego kształtu obszaru górniczego oraz idealnego schematu udostępnienia za pomocą wytycznej i przekopów polowych, które w praktyce występują bardzo rzadko,
- opracowanie metody dla ściśle określonych warunków udostępnienia i eksploatacji złoża dla modelu szybikowego, podłużnego systemu eksploatacji, średnich grubości pokładów.

Przyjęcie takich ograniczeń znacznie zmniejszyło zakres stosowania powyższych metod. Metoda ta znalazła jedynie zastosowanie do rozwiązań technicznych stosowanych w Zagłębiu Ruhry w RFN.

ad e) Wyznaczanie optymalnej wysokości poziomu metodą Wolskiego

Metoda Wolskiego wyznaczania optymalnej wysokości poziomu jest udoskonaloną wersją metody analitycznej.

Do najważniejszych udoskonaleń wprowadzonych przez Autora tej metody należy zaliczyć:

a) wprowadzenie do obliczeń aktualnie obowiązującego rachunku ekonomicznej efektywności inwestycji oraz porównanie z metodą oprocentowania stosowaną w krajach kapitalistycznych,

b) znaczne rozszerzenie zakresu analizy poprzez wprowadzenie zmiennej (x) odstępu przekopów polowych oraz uwzględnienie różnych warunków górniczo-geologicznych, różnych sposobów eksploatacji i różnych rozwiązań modelu kopalni,

c) wyprowadzenie ostatecznych wzorów w takiej postaci, aby podstawiając wartości liczbowe odnośnie do odpowiednich parametrów górniczo-geologicznych i modelu kopalni można było uzyskać w stosunkowo prosty sposób optymalną wysokość poziomu bez uprzedniego powtarzania całej analizy, co jest konieczne np. przy zastosowaniu metody Cloos'a.

Metoda Wolskiego polega na wyznaczaniu optymalnej wysokości poziomu na podstawie kryterium minimalnego wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji.

$$E = f(P,K,N) \longrightarrow \min , \tag{3.10}$$

P - produkcja,
K - koszty,
N - nakłady inwestycyjne.

W analizie autor uwzględnił te elementy kosztów i nakładów, które zależą od zmiennych H,x oraz elementy stałe, które są niezbędne do porównania różnych wariantów modelu kopalni i systemów eksploatacji.

Po stronie nakładów inwestycyjnych autor uwzględnił następujące elementy:
- nakłady na szyby (w obrębie projektowanego poziomu),
- nakłady na przekopy,
- nakłady na szybiki,
- nakłady na roboty przygotowawcze,
- zamrożenie nakładów w okresie budowy poziomu.

Po stronie kosztów eksploatacyjnych:
- koszt energii zużytej na transport pionowy i utrzymanie sybów w obrębie poziomu,
- koszt energii zużytej na pompowanie wody dołowej w obrębie rozpatrywanego poziomu,
- koszt energii na prowadzenie powietrza szybami głównymi w obrębie rozpatrywanego poziomu,
- koszt rozruchu i likwidacji poziomu,
- koszty związane z modelem szybikowym poziomu (amortyzacja, obsługa, przewietrzanie, strata czasu na przejazd szybikiem),
- koszty eksploatacyjne w pokładzie, kosty przodkowe wykonania i utrzymania powierzchni, chodników i pochylni oraz koszty odstawy urobku, dostawy materiałów, transportu załogi, przewietrzania,
- koszty robocizny dołowej.

Wszystkie powyższe składniki nakładów i kosztów eksploatacyjnych przedstawiono w postaci funkcji zmiennych H oraz X.

Następnie sumując poszczególne składniki otrzymano ogólne wyrażenie przedstawiające sumaryczne koszty, nakłady oraz produkcję z danego poziomu, które służą do określania wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji oraz ustalania optymalnej wysokości poziomu.

Pomimo tego, że metoda Wolskiego należy do jednych z najdoskonalszych metod optymalizacji wielkości poziomu, jednakże obecnie traci ona już na znaczeniu, a wynika to głównie z:

- nieaktualności wskaźników techniczno-ekonomicznych, jakie zostały przyjęte,
- niedostosowania metody do istniejącego i wdrażanego obecnie wyposażenia technicznego kopalni,
- nieaktualnego w obecnej chwili rachunku ekonomicznego przyjętego w kryterium optymalizacji.

ad f) Wyznaczanie optymalnej wysokości poziomu metodą OSPW

Metoda OSPW [15] należy do metod wariantowych. Optymalną wysokość pionową poziomu wyznacza się w niej na podstawie kryterium maksymalnego wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji.

W modelu techniczno-ekonomicznym struktury poziomu wydobywczego autor metody rozpatruje następujące elementy nakładów inwestycyjnych:

- wykonanie i wyposażenie szybów,
- wykonanie i wyposażenie podszybii,
- wykonanie wyrobisk udostępniających,
- wykonanie i wyposażenie szybików,
- wykonanie i wyposażenie wyrobisk głównego odwadniania,
- wyposażenie poziomu

oraz następujące elementy kosztów ruchowych:

- koszt głównego transportu taśmowego urobku,
- koszt transportu kołowego urobku,
- koszt transportu załogi,
- koszt transportu materiałów,
- koszt transportu kamienia do podsadzki pneumatycznej,
- koszt transportu podsadzki hydraulicznej,
- koszt przepływu powietrza,
- koszt utrzymania wyrobisk udostępniających,
- koszt amortyzacji wyrobisk udostępniających,
- koszty pracy szybów,
- koszt pompowania wody dołowej.

Następnie dokonując analizy zależności wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji od wszystkich elementów nakładów inwestycyjnych, kosztów ruchowych oraz wielkości produkcji, które bezpośrednio zależą od wysokości pionowej poziomu, autor wyznacza optymalną wielkość poziomu.

Ze względu na szeroki zakres analizowanych składników wpływających na optymalną wysokość poziomu metoda OSPW należy do jednych z dokładniejszych metod wyznaczania optymalnej wysokości poziomu.

3.3. UZASADNIENIE CELOWOŚCI OPRACOWANIA METODY OPTYMALIZACJI WIELKOŚCI POZIOMU WYDOBYWCZEGO

Celem niniejszej pracy było opracowanie metody optymalizacji wielkości poziomu wydobywczego głębinowej kopalni węgla kamiennego, co w dalszym ciągu posłuży do określenia najkorzystniejszego modelu i struktury kopalni węgla kamiennego.

Przedstawiona metoda wyznaczania optymalnej wysokości poziomu jest metodą analityczno-wariantową, która opiera się na kryterium maksymalnego wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji. Oparcie analizy optymalizacyjnej na obliczeniach wykonanych na emc pozwala na sprawne i szybkie otrzymanie wyników,,, jak również umożliwia analizę dowolnej ilości wariantów struktury poziomu wydobywczego.

Przedstawione w poprzednich podrozdziałach metody optymalizacji, pomimo tego, że w obecnej dobie straciły nieco na aktualności, przyniosły jednakże zasadnicze i niepodważalne osiągnięcia w dziedzinie projektowania, a wypływające z nich wnioski praktyczne w znacznym stopniu wpłynęły na ustalenie wytycznych i założeń dla opracowania niniejszej metody.

3.4. WYBÓR METODY OPTYMALIZACJI

Analiza optymalizacji wysokości poziomu przeprowadzona została w następujących etapach:

1. Gromadzenie wszelkich danych niezbędnych do przeprowadzenia analizy optymalizacyjnej.
2. Przyjęcie ograniczeń do rozwiązania projektowego.
3. Budowa modelu matematycznego optymalizacji.
4. Wybór odpowiedniego kryterium optymalizacji.
5. Rozwiązanie modelu matematycznego, tzn. wykonanie obliczeń na emc oraz wyznaczenie optymalnego rozwiązania.
6. Konfrontacja uzyskanego rozwiązania z rzeczywistością.
7. Opracowanie systemu kontroli zapewniającego stałą aktualizację badanego modelu.

8. Sformułowanie wniosków wynikających z przeprowadzonej analizy optymalizacyjnej.

3.4.1. Kryterium optymalizacji

Bardzo ważną rolę w każdej analizie optymalizacyjnej odgrywa kryterium optymalizacji, ponieważ wpływa ono bezpośrednio na jakość uzyskanego efektu. Dlatego powinno być one obiektywne z ekonomicznego punktu widzenia. Jednakże nie należy również z drugiej strony zapominać o innych kryteriach, które mogą przesądzić o wyborze danego rozwiązania, np. kryterium techniczne czy humanistyczne.

W grupie zagadnień optymalizacyjnych dotyczących projektowania przedsięwzięć inwestycyjnych jako kryterium optymalizacyjne stosuje się rachunek ekonomicznej efektywności inwestycji. Ponieważ obowiązujący, stosowany w Polsce prawidłowo ujmuje wydatki związane z realizacją danego przedsięwzięcia inwestycyjnego oraz wpływy i wydatki związane z jego eksploatacją w przyjętym okresie oceny, dlatego też stosowanie tego kryterium w opracowanej metodzie optymalizacji wysokości pionowej poziomu wydobywczego jest w pełni uzasadnione.

Kryterium optymalizacji jest uzależnione od parametrów optymalizacyjnych oraz od parametrów wejściowych. Zależność taka nosi nazwę funkcji celu lub funkcji kryterium.
W rozwiązaniu funkcja celu przyjmuje wartość ekstremalną.

3.4.2. Cel i istota modelowania matematycznego

Przez pojęcie "modelu matematycznego" należy rozumieć wszelkie zależności opisujące w sposób wyidealizowany zjawiska fizyczne lub ekonomiczne, tzn. odzwierciedlające daną rzeczywistość.
Budując model matematyczny interesującego nas zagadnienia należy pamiętać, aby uwzględniał on wszystkie istotne elementy mające wpływ na wyniki jego analizy z jednoczesnym pominięciem innych, mniej istotnych elementów.

Celem modelowania matematycznego danego zjawiska czy problemu jest:

1) obserwacja zachowania się obiektu w różnych warunkach,

2) przewidywanie wyników produkcyjnych i ekonomicznych, jakie uzyska się w wyniku realizacji projektowanego obiektu,

3) optymalizacja rozwiązania projektowego.

Rachunek ekonomicznej efektywności inwestycji jest bardzo ważnym narzędziem analizy i planowania każdej działalności inwestycyjnej, ponieważ stanowi on podstawę podejmowania decyzji oraz wykazuje czy z punktu widzenia

przyjętego kryterium oceny realizacja danego rozwiązania jest ekonomicznie uzasadniona.

Głównym zadaniem rachunku ekonomicznej efektywności inwestycji jest określenie:

a) który z rozpatrywanych wariantów projektowych jest najkorzystniejszy z punktu widzenia przyjętego kryterium optymalizacji (tzw. względna ocena efektywności) oraz

b) czy projektowane i oceniane przedsięwzięcie inwestycyjne spełnia minimalny wymóg efektywności, tzn. czy jest ono rentowne (tzw. bezwzględna ocena efektywności).

Zastosowany w przeprowadzonej analizie optymalizacyjnej rachunek ekonomicznej efektywności inwestycji polega na porównaniu nakładów kapitałowych wydatkowanych na budowę poziomu wydobywczego z przewidywanymi efektami produkcyjnymi, uwzględniając jednocześnie koszty ruchowe związane z eksploatacją i utrzymaniem poziomu (algorytm metody - rys. 3.1).

Jako kryterium oceny ekonomicznej efektywności przedsięwzięcia inwestycyjnego "budowa poziomu wydobywczego" przyjęto formułę rozwiniętą wskaźnika oceny efektywności inwestycji w postaci ilorazowej:

$$E = \frac{\sum_{t=1}^{m} (P_t - K_t) \cdot (1 + r)^{-t}}{\sum_{t=0}^{m} N_t \cdot (1 + r)^{-t}}, \qquad (3.11)$$

dzie:

t - kolejne lata okresu obliczeniowego, m,

m - okres obliczeniowy, który stanowi sumę b+n,

b - okres realizacji inwestycji,

n - kalkulacyjny okres eksploatacji obliczany wg wzoru:

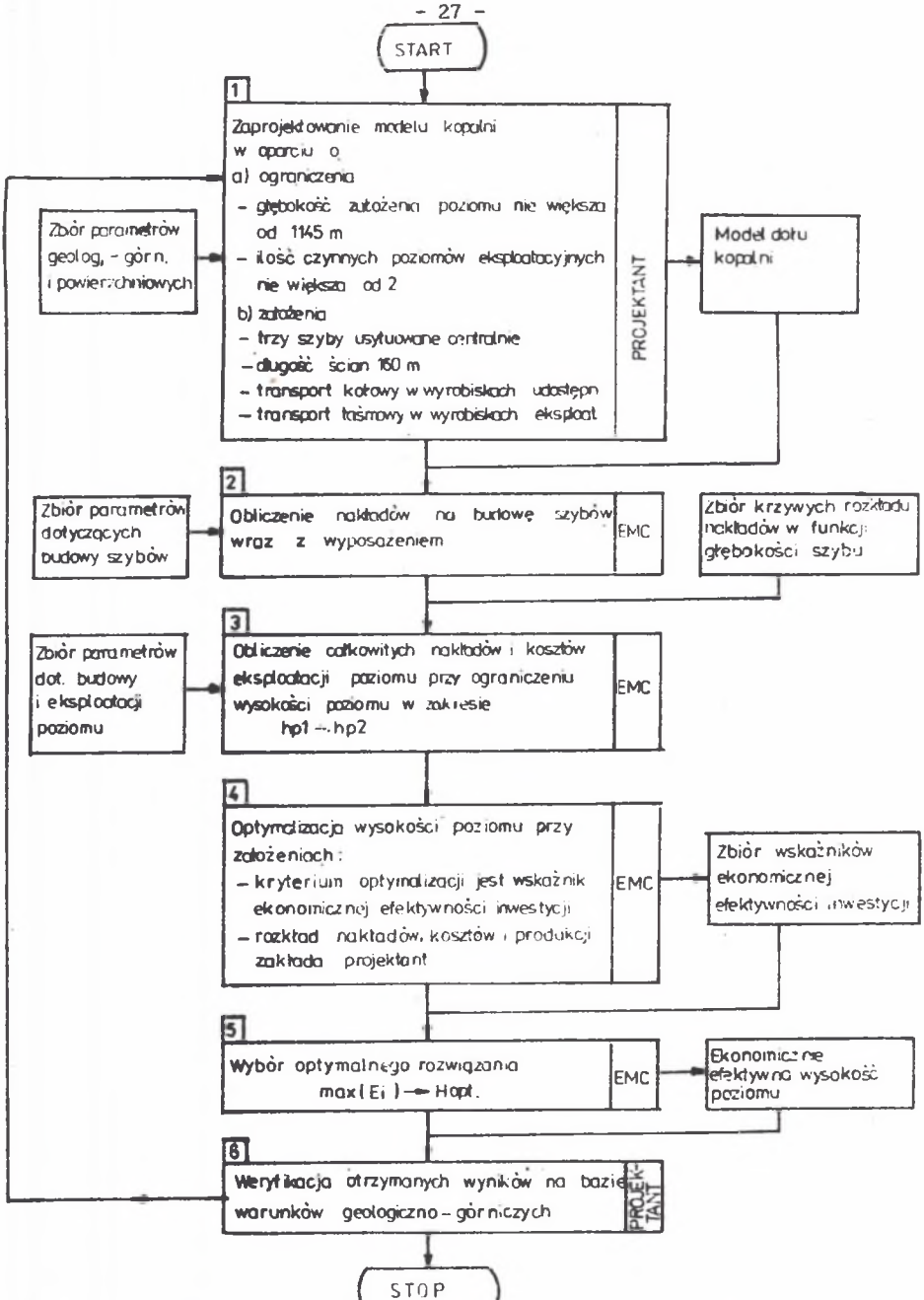
$$n = \frac{\ln \frac{s+r}{s}}{\ln(1+r)}, \qquad (3.12)$$

s - stawka amortyzacyjna,

r - stopa oprocentowania, %,

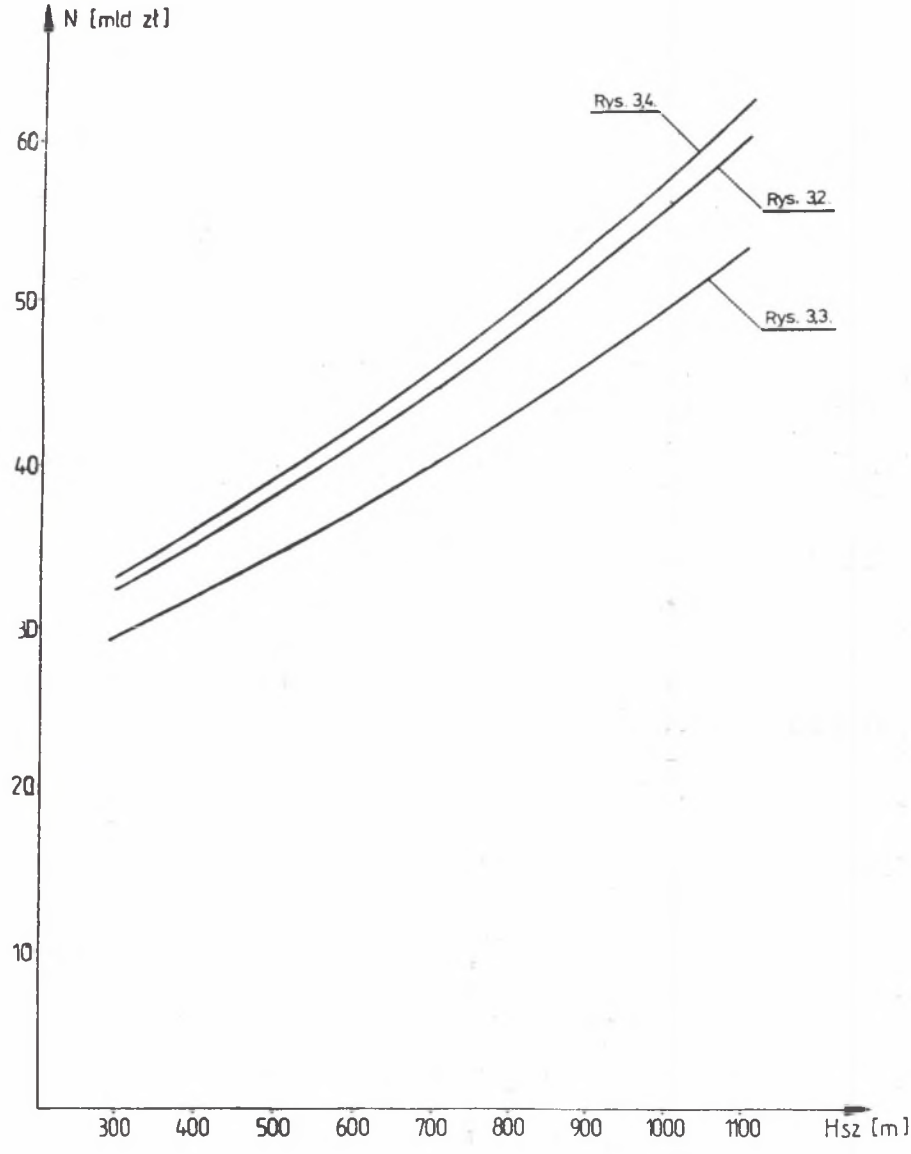
P_t - wartość produkcji w kolejnych latach realizacji i eksploatacji inwestycji,

K_t - koszt bieżący w kolejnych latach eksploatacji inwestycji,



Rys. 3.1. Ogólny algorytm logiczny metody projektowania wysokości poziomu

Fig. 3.1. General logical algorithm of the method of planning the level height



Rys. 3.2, Rys. 3.3, Rys. 3.4. Zależność nakładów na budowę szybu materiałowo-zjazdowego(rys. 3.2), wentylacyjnego (rys. 3.3), wydobywczego (3.4) od głębokości szybu

Fig. 3.2, Rys. 3.3, Rys. 3.4. Dependence of the costs for the construction of material-downcast shaft, (fig. 3.2), ventilating shaft (fig. 3.3), drawing shaft (fig. 3.4) on the depth of the shaft

N_t - wartość nakładów kapitałowych w kolejnych latach realizacji inwestycji,

$(1+r)^{-t}$ - czynnik dyskontujący.

Przedstawiając wartości P_t, K_t oraz N_t, które są funkcją wysokości pionowej poziomu, szukamy ekstremum funkcji $E = f(H)$, tzn. takiej wielkości H, dla której wskaźnik ten przyjmie wartość maksymalną. W poniższych rozdziałach na podstawie danych uzyskanych w Głównym Biurze Projektów Górniczych w Katowicach, Zakładzie Budowy Szybów w Bytomiu, Zakładzie Robót Górniczych w Gliwicach oraz szeregu kopalń węgla kamiennego z obszaru całego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego jak również na podstawie licznej literatury poświęconej temu problemowi dokonano analizy nakładów inwestycyjnych, kosztów eksploatacyjnych oraz wielkości produkcji z danego poziomu wydobywczego. Następnie wyprowadzono zależności tych wielkości od zmiennej H wysokości pionowej poziomu (rys. 3.2, 3.3, 3.4).

3.4.3. Ograniczenia stosowane w modelach matematycznych

W analizie optymalizacyjnej bardzo ważną rolę odgrywają różnego rodzaju ograniczenia, które ustalają zakres zmienności optymalizowanych parametrów. Ograniczenia te mogą mieć różny charakter. Do najczęściej występujących ograniczeń należy zaliczyć ograniczenia wynikające z [16]:

a) norm i przepisów technicznych,

b) wynikłe w procesie projektowania,

c) z wiedzy i doświadczenia projektanta,

d) z technicznych i ekonomicznych możliwości realizacji rozwiązania projektowego.

Podobnego typu ograniczenia zostały również przyjęte w opracowanej metodzie optymalizacji wysokości poziomu. Przekrój wszystkich podzbiorów ograniczeń wyznacza zbiór dopuszczalnych rozwiązań, w którym należy szukać optymalnego rozwiązania.

3.5. ANALIZA NAKŁADÓW INWESTYCYJNYCH

- Nakłady na wykonanie szybów oraz podszybii

$$N_A = (N_1 + N_2 + N_3 + N_4 + N_5) \qquad (3.13)$$

N_1 - nakłady na mrożenie górotworu

$$N_1 = P_w + (I_{om} \cdot H_m \cdot 20) + (I_{agr} \cdot T_{ma} \cdot 4700) + (H_g \cdot 3500) + \\ + (I_{om} - 1) \cdot H_m \cdot 3 \qquad (3.14)$$

P_w - nakłady na płytę wiertniczą,
I_{om} - ilość otworów mrożeniowych,
H_m - głębokość mrożenia,
I_{agr} - ilość agragatów mrożeniowych,
T_{ma} - czas mrożenia aktywnego,
H_g - głębokość głowicy szybu z piwnicą mrożeniową.

N_2 - nakłady na głębienie szybu i wykonanie obudowy

$$N_2 = O_b + Z_{tp} + P_r + (H_m \cdot 3200) + (H_s - H_m) \cdot 1000 + (C_p \cdot 900) \qquad (3.15)$$

O_b - nakłady na wykonanie otworu badawczego wraz z opracowaniem dokumentacji hydrogeologicznej i geologicznej-inżynierskiej,
Z_{tp} - nakłady na wzniesienie tymczasowego zaplecza techniczno-produkcyjnego i administracyjno-socjalnego,
P_r - nakłady na pomost roboczy i ochronny,

$$P_r = C_{pr} \cdot 800 ,$$

C_{pr} - ciężar pomostu roboczego i ochronnego,
H_s - głębokość szybu,
C_p - ciężar pomostu wiszącego, odeskowania stalowego i pomostu do załadunku masy betonowej.

N_3 - nakłady na zbrojenie szybu

$$N_3 = (H_s \cdot C_2 \cdot 900) + (C_{ks} \cdot 1500) \qquad (3.16)$$

C_2 - ciężar 1 bm. zbrojenia szybowego,
C_{ks} - ciężar krzesła szybowego.

N_4 - nakłady na usługi i odbiór szybu

$$N_4 = T_u \cdot 35000 + (T_D \cdot 40000) + (C_{zs} \cdot 800) + (0,35 \cdot Z_{tp}) \qquad (3.17)$$

T_u - czas świadczenia usług w miesiącach,

T_D - czas odbioru szybu i demontażu urządzeń do głębienia w szybie w miesiącach,

C_{zs} - ciężar zamknięcia szybu dwoma pomostami.

N_5 - nakłady na wykonanie podszybi wraz z obudową

$$N_5 = I_p \cdot O_p \cdot 90 \qquad (3.18)$$

I_p - obiętość podszybi,

O_p - objętość podszybi.

- Nakłady na wyrobiska udostępniające

$$N_B = \sum_{i=1}^{l_{wn}} d_i \; K_{jm} + K_{jr} + K_{js} + K_{jb} + K_{jz} + K_{jrl} + K_{jsk} + I_t \cdot (K_{jt} + K_{jte}) \qquad (3.19)$$

l_{wn} - liczba wyrobisk systemu udostępnienia,

d_i - długość i-tego odcinka,

K_{jm} - koszty jednostkowe materiałów przy drążeniu wyrobiska,

K_{jr} - koszty jednostkowe robocizny przy drążeniu wyrobiska,

K_{js} - koszty jednostkowe pracy sprzętu przy drążeniu wyrobiska,

K_{jb} - koszty jednostkowe budowy przy drążeniu wyrobiska,

K_{jz} - koszty jednostkowe zarządu przy drążeniu wyrobiska,

K_{jrl} - koszty jednostkowe rurociągów i lutniociągów,

K_{jt} - koszty jednostkowe torów,

K_{jsk} - koszty jednostkowe ścieków kanalizacyjnych i kabli,

K_{jte} - koszty jednostkowe trakcji,

I_t - ilość torów w i-tym wyrobisku systemu udostępnienia.

- Nakłady na wykonanie i wyposażenie wyrobisk głównego odwadniania

$$N_c = N_1 + N_2 + N_3 + N_4 \qquad (3.20)$$

N_1 - nakłady na wykonanie i wyposażenie komory pomp głównego odwadniania

$$N_1 = 6 \cdot n(l + g) + w \cdot b_1 + S_1 + S_2 \cdot K_{kp} + n \cdot k_{zp} \qquad (3.21)$$

n - ilość zespołów pompowych,
l - długość zespołu pompowego,
q - odstęp pomiędzy zespołami,
w - wolna długość komory dla pomieszczenia stołu warsztatowego,
b_1 - szerokość płyty fundamentowej zespołu pompowego,
S_1 - odległość płyty fundamentowej od ściany komory po stronie toru,
S_2 - odległość płyty fundamentowej od ściany komory po stronie studni ssącej,
K_{kp} - jednostkowy koszt drążenia 1 m^3 komory,
K_{zp} - koszt zespołu pompowego.

N_2 - nakłady na wykonanie i wyposażenie komory zbiorników wodnych

$$N_2 = (1,2 \cdot Q_d \cdot 60 \cdot 12) \cdot K_{zw} \qquad (3.22)$$

Q_d - odpływ wody z poziomu m^3/min,
K_{zw} - koszt jednostkowy 1 m^3 wykonania zbiornika wodnego

N_3 - nakłady na wykonanie osadników głównych

$$N_3 = 1,3 \cdot Q_k - n_k \cdot K_{og} \qquad (3.23)$$

Q_k - ilość wody odprowadzonej do klarowania,
n_k - ilość komór w zespole osadników głównych,
K_{og} - koszt wykonania 1 m^3 komory.

N_4 - nakłady na rurociągi do tłoczenia wody na powierzchnię i stacje przetłaczania

$$N_4 = H_s \cdot n \cdot K_{jr} = (H_n + x \cdot H_p) \cdot n \cdot K_{jr} . \qquad (3.24)$$

- Nakłady na wyposażenie i wykonanie szybików

$$N_D = n_{szyb} \cdot h_{szyb} \cdot (S_{sz} \cdot K_{sz} + K_w)$$

n_{szyb} - ilość szybików,
h_{szyb} - wysokość szybików,
S_{sz} - przekrój poprzeczny szybika,
K_{sz} - koszt drążenia 1 m^3 szybika,
K_w - koszt wyposażenia 1 mb szybika.

- Nakłady na wyrobiska przygotowawcze

$$N_E = l_{wyr}(K_{jm} + K_{jr} + K_{js} + K_{jz} + K_{jb}\,K_{jk} + K_{jrl}) \cdot I_{ść} \qquad (3.25)$$

l_{wyr} - długość wyrobisk przygotowawczych,
K_{jm} - koszty jednostkowe materiałów przy drążeniu wyrobisk,
K_{jr} - " " robocizny " " "
K_{js} - " " pracy sprzętu " "
K_{jz} - " " zarządu " " "
K_{jb} - " " budowy " " "
K_{jk} - " " kabli " " "
K_{jrl} - " " rurociągów i lutniociągów
$I_{ść}$ - ilość ścian.

- Nakłady na wyrobiska eksploatacyjne

$$N_F = (I_{ść}/1{,}5) \cdot C_{ob} + C_k + C_{ps} + C_{pp} + n_{pt} \cdot C_{pt} \cdot I_{ść} \qquad (3.26)$$

C_{ob} - cena obudowy,
C_k - cena kombajnu,
C_{ps} - cena przenośnika ścianowego,
C_{pp} - cena przenośnika podścianowego,
n_{pt} - ilość przenośnika taśmowego,
$l_{ść}$ - długość ściany,
C_{pt} - cena przenośnika taśmowego.

- Nakłady na transport główny kołowy

$$N_G = I_l \cdot K_l + I_{wu} \cdot K_{wu} + I_{wm} \cdot K_{wm} + I_{wz} \cdot K_{wz} \qquad (3.27)$$

I_l - ilość lokomotyw,
I_{wu} - ilość wozów do transportu urobku,
I_{wm} - ilość wozów do transportu materiałów,

I_{wz} - ilość wozów do transportu załogi,
K_{wu} - koszt wozu do transportu urobku,
K_{wm} - koszt wozu do transportu materiałów,
K_{wz} - koszt wozu do transportu załogi.

- Nakłady na wyposażenie szybów

$$N_H = \sum_{i=1}^{n_{sz}} N_{mw} + (I_{nw} \cdot K_{nw}) + (N_N + 2H_p) \cdot (N_r + N_k + N_l) + \tag{3.28}$$

$$= \sum_{i=1}^{n_{went}} (H_N + H_p) \cdot (N_r + N_k) + (I_{went} \cdot K_{went})$$

N_{mw} - koszt zakupu maszyny wyciągowej,
I_{nw} - ilość naczyń wydobywczych,
K_{nw} - koszt zakupu naczyń wydobywczych,
H_N - wysokość nadkładu,
H_p - wysokość poziomu,
N_r - nakłady na rurociągi,
N_k - nakłady na kable,
N_l - nakłady na liny,
I_{went} - ilość wentylatorów,
K_{went} - koszt wentylatorów.

3.6. ANALIZA KOSZTÓW EKSPLOATACYJNYCH

- Koszt głównego transportu taśmowego

$$K_1 = (n_p \cdot N_p \cdot K_e \cdot t_p \cdot h_p \cdot K_p) \cdot m_{amp} \cdot d_r \tag{3.29}$$

n_p - ilość przenośników taśmowych na danym poziomie,
N_p - moc napędu przenośnika taśmowego,
K_e - jednostkowy koszt energii elektrycznej,
t_p - czas pracy przenośnika w ciągu zmiany,

h_p - średnia płaca dniówkowa dla obsługi przenośników,
n_{zmp} - ilość zmian produkcyjnych,
d_r - ilość dni roboczych w roku.

- Koszt transportu poziomego (urobku, materiałów, ludzi)

$$K_2 = (N_l \cdot n_l \cdot k_e \cdot t_l + n_k \cdot k_m) n_{zmp} \cdot d_r + (n_l \cdot k_l + n_w \cdot k_w) \cdot k_n \qquad (3.30)$$

N_l - moc lokomotywy w obiegu,
n_l - ilość lokomotyw na poziomie,
k_e - jednostkowy koszty energii elektrycznej,
t_l - czas pracy transportu kołowego w ciągu zmiany,
k_m - średnia płaca dniówkowa maszynisty lokomotywy,
n_{zmp} - ilość zmian produkcyjnych,
n_k - ilość pracowników zatrudnionych przy transporcie poziomym,
d_r - ilość dni roboczych w ciągu roku,
n_w - ilość wozów na poziomie do przewozu urobku, materiałów i ludzi,
k_l - roczny koszt amortyzacji lokomotywy,
k_w - średni roczny koszt amortyzacji wozu,
k_n - współczynnik uwzględniający koszt naprawy wozów i lokomotyw.

- Koszty transportu pionowego

$$K_3 = (n_s \cdot N_s \cdot t_s \cdot K_e + n_s \cdot k_s \cdot h_s \cdot n_{zm}) \cdot d_r \cdot K_k \qquad (3.31)$$

n_s - ilość szybów,
N_s - moc maszyny wyciągowej,
t_s - czas pracy szybu w ciągu doby,
K_e - jednostkowy koszt energii elektrycznej,
K_s - ilość pracowników w brygadzie szybowej,
h_s - średnia płaca dniówkowa pracownika brygady szybowej,
n_{zm} - ilość zmian,
d_r - ilość dni roboczych w roku,
K_k - współczynnik uwzględniający koszt remontu i konserwacji szybu.

- Koszty odwadniania

$$K_4 = (N_{zp} \cdot n_{zp} \cdot t_{zp} \cdot k_e + h_{zp} \cdot K_{zp}) \cdot n_{zm} \cdot d_{rp} \qquad (3.32)$$

N_{zp} - moc jednego zespołu pompowego,
n_{zp} - ilość zespołów pomp,
t_{zp} - czas pracy zespołu pomp w ciągu zmiany,
k_e - jednostkowy koszt energii elektrycznej,
h_{zp} - ilość pracowników obsługujących pompownię,
k_{zp} - średnia płaca dniówkowa pracownika obsługującego pompownię,
n_{zm} - ilość zmian,
d_{rp} - ilość dni w roku, w których pracuje pompa.

- Koszt amortyzacji wyrobisk udostępniających

$$K_5 = K_a \cdot N_5 \qquad (3.33)$$

K_a - stawka amortyzacyjna wyrobisk udostępniających,
N_5 - nakłady na wykonanie wyrobisk udostępniających.

- Koszty eksploatacyjne wentylacji

$$K_6 = n_e \frac{0,86 \cdot Q_p^3 \cdot K_e \cdot d_p \cdot a}{\eta \cdot S^w} \qquad (3.34)$$

n_e - ilość pól eksploatacyjnych, do których płynie powietrze,
Q_p - ilość powietrza płynącego do jednego pola eksploatacyjnego,
K_e - jednostkowy koszt energii elektrycznej,
d_p - długość drogi przepływu powietrza od szybu do pola eksploatacyjnego,
η - współczynnik sprawności systemu wentylacyjnego,
a - współczynnik równy dla ŁP 0,317
dla obudowy murowej 0,118.

- Koszt transportu podsadzki hydraulicznej

$$K_7 = d_n \cdot K_{ur} = K_{ur}(H_{sz} + l_{udost}) \qquad (3.35)$$

d_n - długość drogi transportu mieszaniny podsadzkowej,
H_{sz} - głębokość szybu,
l_{udost} - długość dróg poziomych udostępniających,
K_{ur} - jednostkowy koszt utrzymania rurociągu podsadzki hydraulicznej.

- Koszt pracy

$$K_8 = I_z \cdot P \cdot n_{zm} \cdot d_r \qquad (3.36)$$

I_z - ilość załogi na poziomie na jednej zmianie (nie uwzględnione w poprzednich kosztach),
P - płaca dniówkowa jednego pracownika,
n_{zm} - ilość zmian,
d_r - ilość dni roboczych w roku.

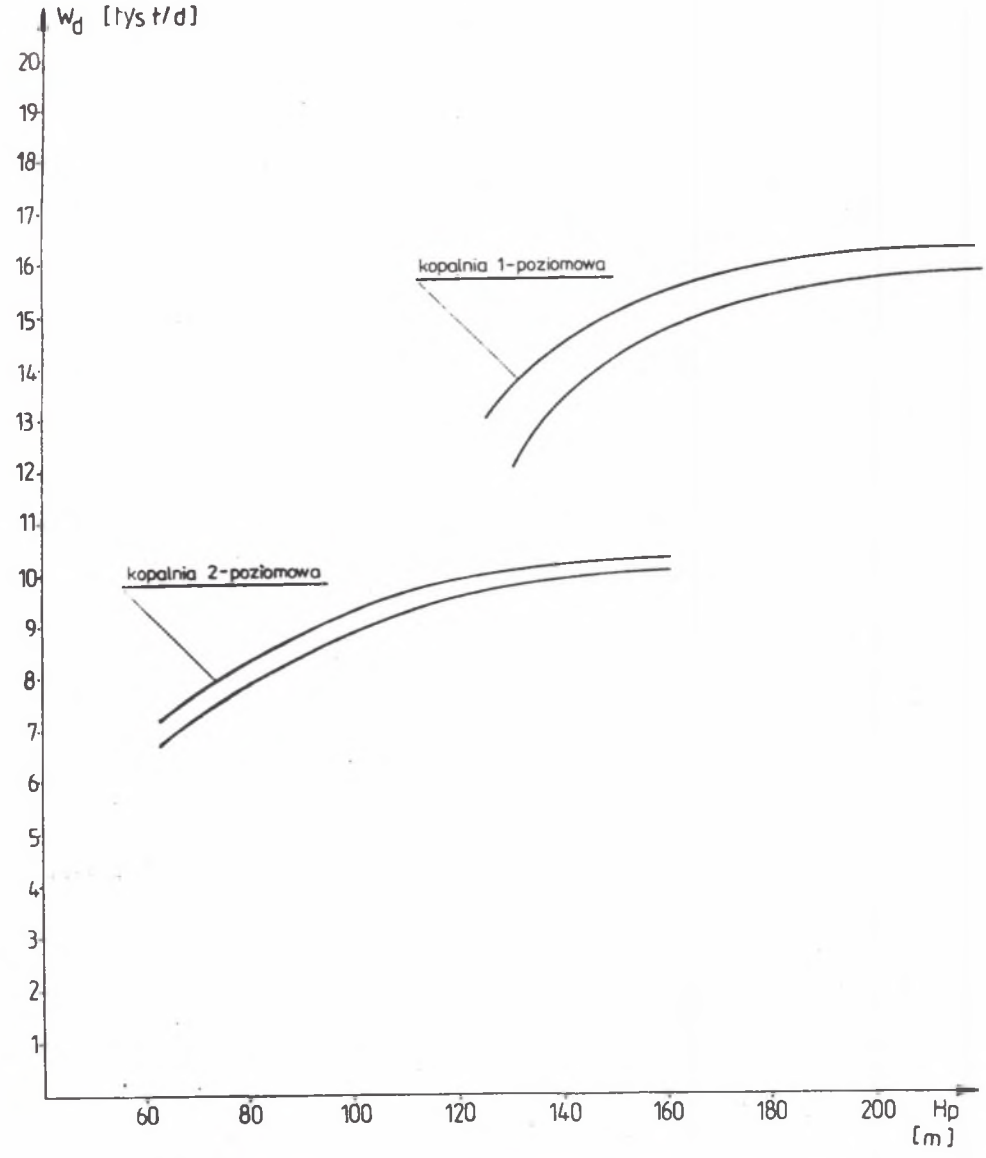
- koszty eksploatacji

$$K_9 = (K_p \cdot n_{ść} \cdot P + P_m \cdot t_p \cdot K_e) \cdot n_{zm} \cdot d_r \qquad (3.37)$$

K_p - ilość pracowników zatrudnionych w jednej ścianie,
$n_{ść}$ - ilość ścian,
P - płaca dniówkowa pracownika w ścianie,
n_{zm} - ilość zmian roboczych,
d_r - ilość dni roboczych w roku,
P_m - moc urządzeń zainstalowanych w ścianie (kombajn + przenośnik ścianowy),
t_p - czas pracy urządzeń w czasie jednej zmiany roboczej,
K_e - jednostkowy koszt energii elektrycznej.

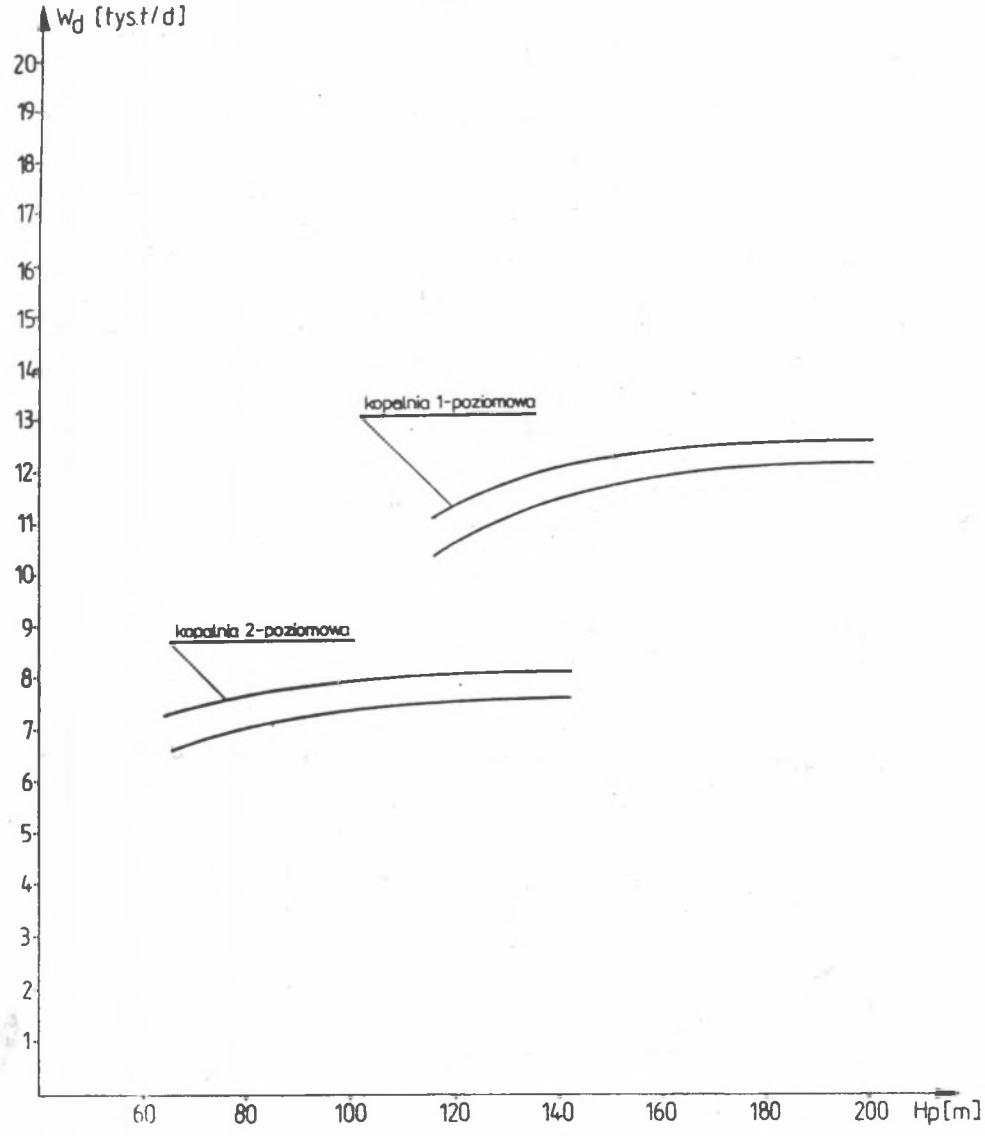
3.7. ANALIZA WIELKOŚCI PRODUKCJI Z POZIOMU WYDOBYWCZEGO

W wyniku przeprowadzonej analizy danych dotyczących wielkości produkcji węgla kamiennego z poziomów wydobywczych dla kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego oraz po konsultacjach z pracownikami biur projektowych wyprowadzili zależności wydobycia od wysokości poziomu wydobywczego dla różnych modeli i sposobów udostępnienia złoża.
Zależności te przedstawiają rysunki 3.5 i 3.6.



Rys. 3.5. Zależność wydobycia od wysokości poziomu wydobywczego przy szybikowym sposobie udostępnienia

Fig. 3.5. Dependence of the output on the height of the extracting level with a small shaft method of first working



Rys. 3.6. Zależność wydobycia od wysokości poziomu wydobywczego przy bezszybikowym sposobie udostępnienia

Fig. 3.6. Dependence of the output on the height of the extracting level with a shaftless method of first working

3.8. WYPROWADZENIE FUNKCJI KRYTERIUM

W wyniku przeprowadzonej analizy nakładów i kosztów eksploatacji poziomu wydobywczego wyprowadzono następujący wzór:

$$E = \frac{\sum_{i=1}^{ilat} a(i)\cdot(x(k)H_p^2+y(k)H_p+z(k)) - \sum_{i=1}^{ilat} b(i)\cdot\sum_{i=1}^{ilat}((u(i)\cdot(H_n+H_p)^2 + \sum_{i=1}^{ilat} c(i)\cdot(n_p\cdot N_p\cdot k_e\cdot t_p+H_p\cdot k_p)n_{zmp}\cdot d_r) +}{+ w(1)\cdot(H_n+H_p)+v(1))+d_n(k_{jm}+k_{jr}+k_{js}+k_{jb}+k_{jz}+k_{jrl}+k_{jsk}+}$$

$$\frac{}{(N_l\cdot n_l\cdot k_e\cdot t_l\cdot n_k\cdot k_m)\cdot n_{zmp}\cdot d_r)}$$

$$\frac{+(I_z\cdot(k_{jt}+k_{jtr})))+(6(n(1+g)+V)\cdot(b_1+S_1+S_2)\cdot k_{kp}+(n\cdot k_{zp}))+}{+((n_l\cdot k_l+n_w\cdot k_w)+((n_s\cdot N_s\cdot k_e+n_s\cdot k_s\cdot n_s\cdot n_{zmp})\cdot d_r\cdot k_k}$$

$$\frac{+((1\cdot 2\cdot Q_d\cdot 60\cdot 12)\cdot k_{zw}(+(1\cdot 3\cdot Q_k\cdot n_k\cdot k_{og})+((H_n+x\cdot H_p)\cdot n\cdot k_{jr}+(n_{szyb}}{((N_{zp}\cdot n_{zp}\cdot t_{zp}mk_e+h_{zp}\cdot k_{zp})\cdot}$$

$$\frac{\cdot H_p\cdot(S_{szyb}\cdot K_{szyb}+k_w))+(l_w(k_{jm}+k_{jr}+k_{js}+k_{jz}+k_{jb}+k_j+k_{jrl})\cdot I_{ść})+}{\cdot m_{zm}\cdot d_{rp})+(k_a\cdot N_5)+(n_e\cdot(0,86\cdot Q_p\cdot k_e\cdot d_p\cdot a):}$$

$$\frac{((l_{ść}:1\cdot 5)\cdot C_{ob}+C_k+C_{ps}+C_{pp}+n_{pt}\cdot C_{pt})\cdot I_{ść}+(I_l\cdot k_l)+(I_{wu}\cdot k_{wu})+(I_{wn}\cdot}{:(eta\cdot s^w))+k_{ur}\cdot(H_{sz}+l_{ud})+}$$

$$\frac{\cdot k_{wu})+(I_{wo}\cdot k_{wm})+(I_{wz}\cdot k_{wz})+\sum_{i=1}^{2}(N_{mw}+(I_{mw}\cdot k_{nw})+(H_n+2H_p)\cdot}{+(I_z\cdot P\cdot n_{zm}\cdot d_r)+((k_p\cdot((k_p\cdot n_{ść}\cdot k_r+P_m\cdot t_p\cdot k_e)\cdot}$$

$$\frac{\cdot N_r+N_k+N_l))+(H_n+H_p)\cdot(N_r\cdot N_k)+(I_{went}\cdot k_{went})}{\cdot n_{zmr}\cdot d_r))} \qquad (3.38)$$

3.9. PROGRAM EKONOMICZNA EFEKTYWNOŚĆ WYSOKOŚCI POZIOMU (EEWP)

Według opisanego modelu matematycznego opracowano program na komputer IBM XT/AT w języku Pascal v.5.0.

Tok obliczeń wykonywanych w programie EEWP przedstawiony jest na rysunku 3.1.

Jest on następujący:

1. Dla głębokości szybu 530 m i przyjętych danych obliczone są nakłady niezbędne na wykonanie i wyposażenie szybu o tej głębokości.
2. Zmieniając głębokość szybu co 25 m w zakresie 530-1145 m dokonywane są obliczenia kolejnych nakładów.
3. Na ich podstawie uzyskiwane są współczynniki krzywej rozkładu nakładów ze wzrostem głębokości.
4. Dla przyjętej głębokości poziomu dla każdego sposobu udostępnienia i modelu obliczane są nakłady, koszty oraz wielkość produkcji.
5. Przedstawiając powyższe wielkości obliczany jest wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji.
6. Zwiększając HP o 1 m ponawiane są obliczenia z p. 4 i 5.
7. Po każdym obliczeniu wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji sprawdza się czy wskaźnik ten jest większy od poprzedniego. Jeśli tak, to zapamiętywany jest nowy wskaźnik i odpowiadająca mu wysokość poziomu.
8. Zwiększenie wskaźnika HP kończy się przy 230 m.
9. Wydruk wyników.

Założenia i ograniczenia

Program został opracowany przy przyjęciu następujących upraszczających założeń i ograniczeń.

1) złoże udostępnione jest dowolną ilością szybów,

2) projektu rozcinki złoża dokonuje użytkownik,

3) wskaźnik zasobności użytecznej złoża w ramach jednego poziomu nie ulega większym zmianom,

4) długość ścian została przyjęta 160 m dla GZW,

5) wyposażenie ścian przyjęto:

106 sekcji obudowy,

kombajn,

przenośnik ścianowy,

6) w wyrobiskach przygotowawczych transport urobku odbywa się za pomocą przenośników taśmowych, w wyrobiskach udostępniających występuje transport kołowy,

7) głębokość eksploatacji nie może być większa od 1145 m.

3.10. UZYSKANE WYNIKI OBLICZEŃ KOMPUTEROWYCH ZA POMOCĄ PROGRAMU EEWP

Za pomocą programu EEWP przeprowadzono obliczenia dla różnych warunków geologiczno-górniczych w następujących układach:

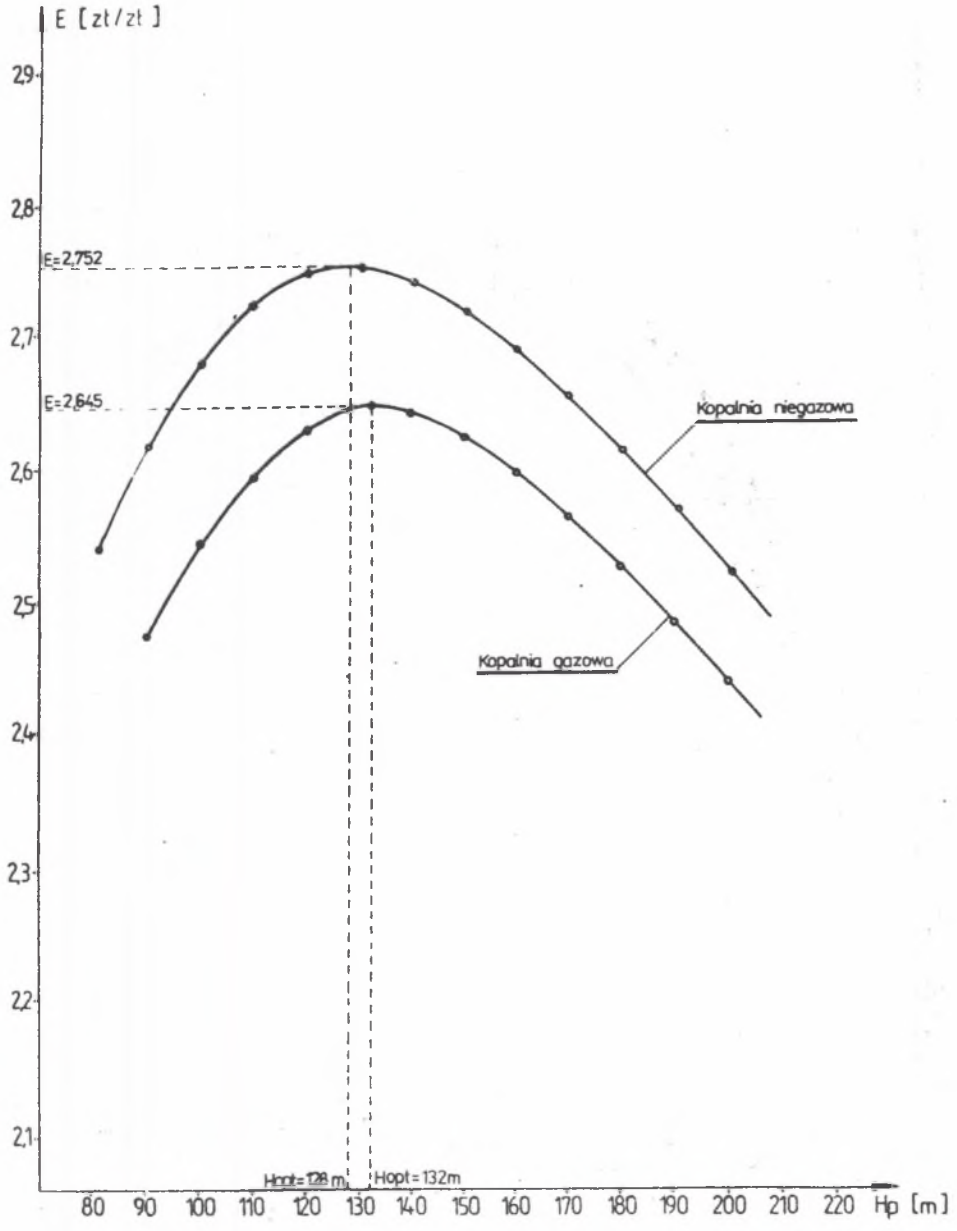
- kopalnia gazowa i niegazowa,
- model szybikowy i bezszybikowy,
- kopalnia jedno- i dwupoziomowa.

Wyniki obliczeń dla danych wejściowych zaprezentowano na wykresach (rys. 3.7, 3.8, 3.9 i 3.10) oraz jeden z przykładów w tablicy 3.1.

Tablica 3.1

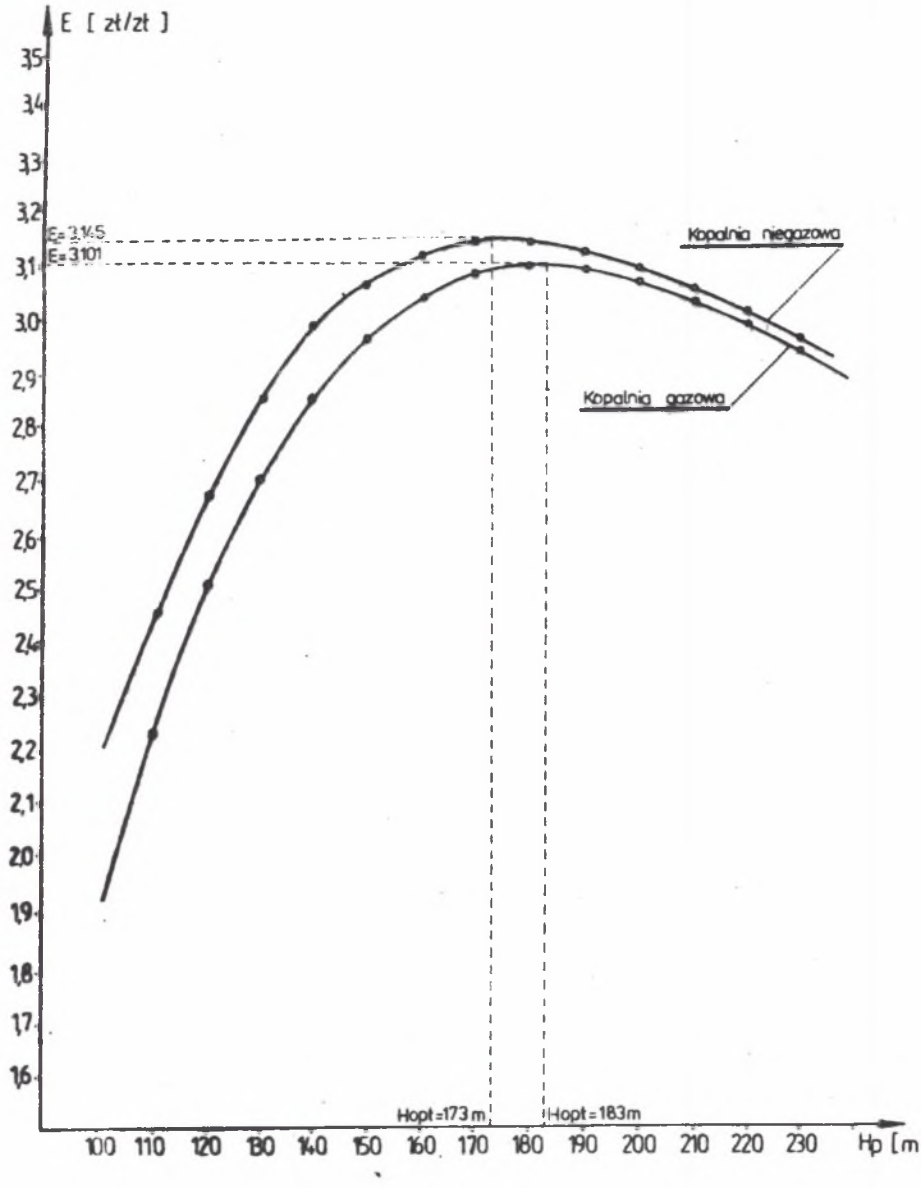
Ekonomicznie efektywna wysokość poziomu - wariant 110-1520

lp	Model kopalni	Sposob udostepniania	CH 4	Hp [m]	E [zl/zl]	Wydobycie [tyst/d]	Tp [lat]
1	2-poziomowy	szybikowy	niegazowa	129	7.970	10304.6	15.15
2			gazowa	134	7.634	9867.2	16.43
3	1-poziomowy		niegazowa	172	10.430	15888.0	13.10
4			gazowa	180	10.260	15738.0	13.84
5	2-poziomowy	bezszybikowy	niegazowa	98	3.945	7873.7	15.06
6			gazowa	106	3.714	7335.8	17.48
7	1-poziomowy		niegazowa	148	5.540	12277.0	14.58
8			gazowa	152	5.386	11838.0	8.03



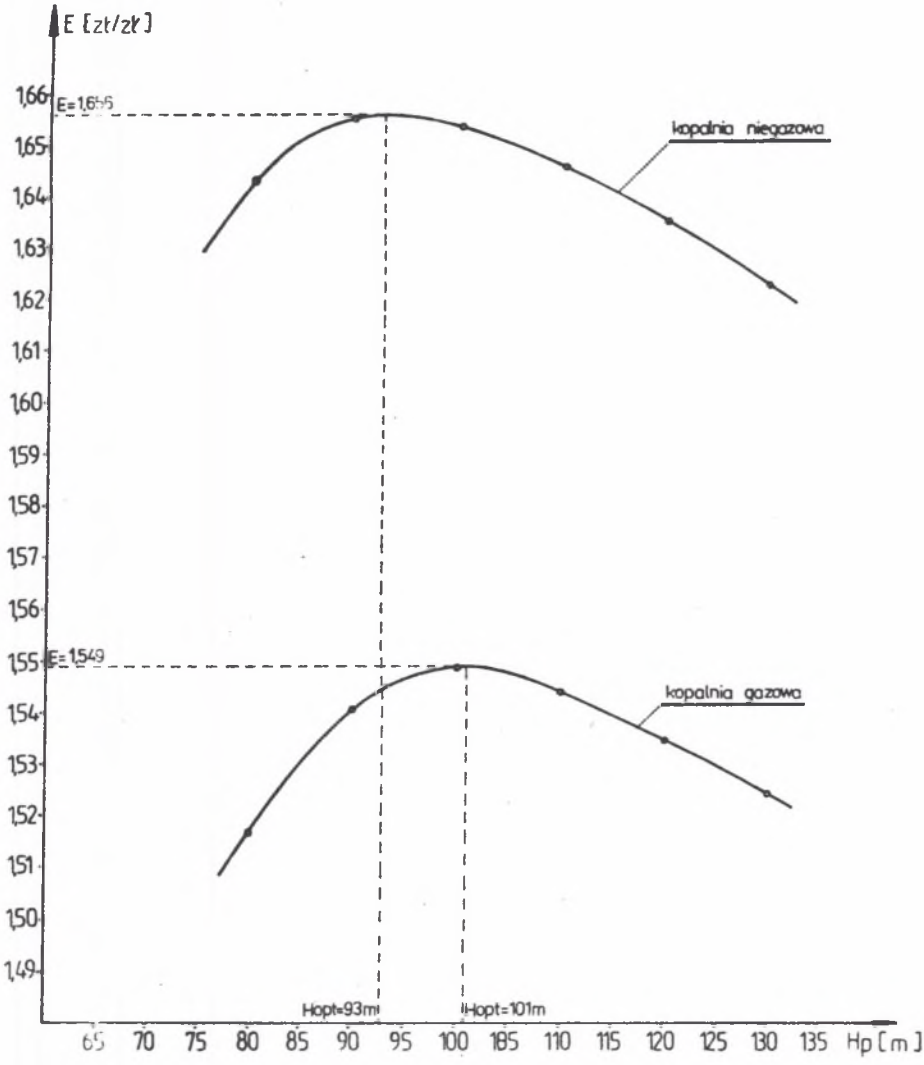
Rys. 3.7. Zależność wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji od wysokości poziomu w kopalni dwupoziomowej przy szybikowym sposobie udostępnienia

Fig. 3.7. Dependence of the economic investment efficiency index on the height of the level in a two-level mine with a shaft method of first working



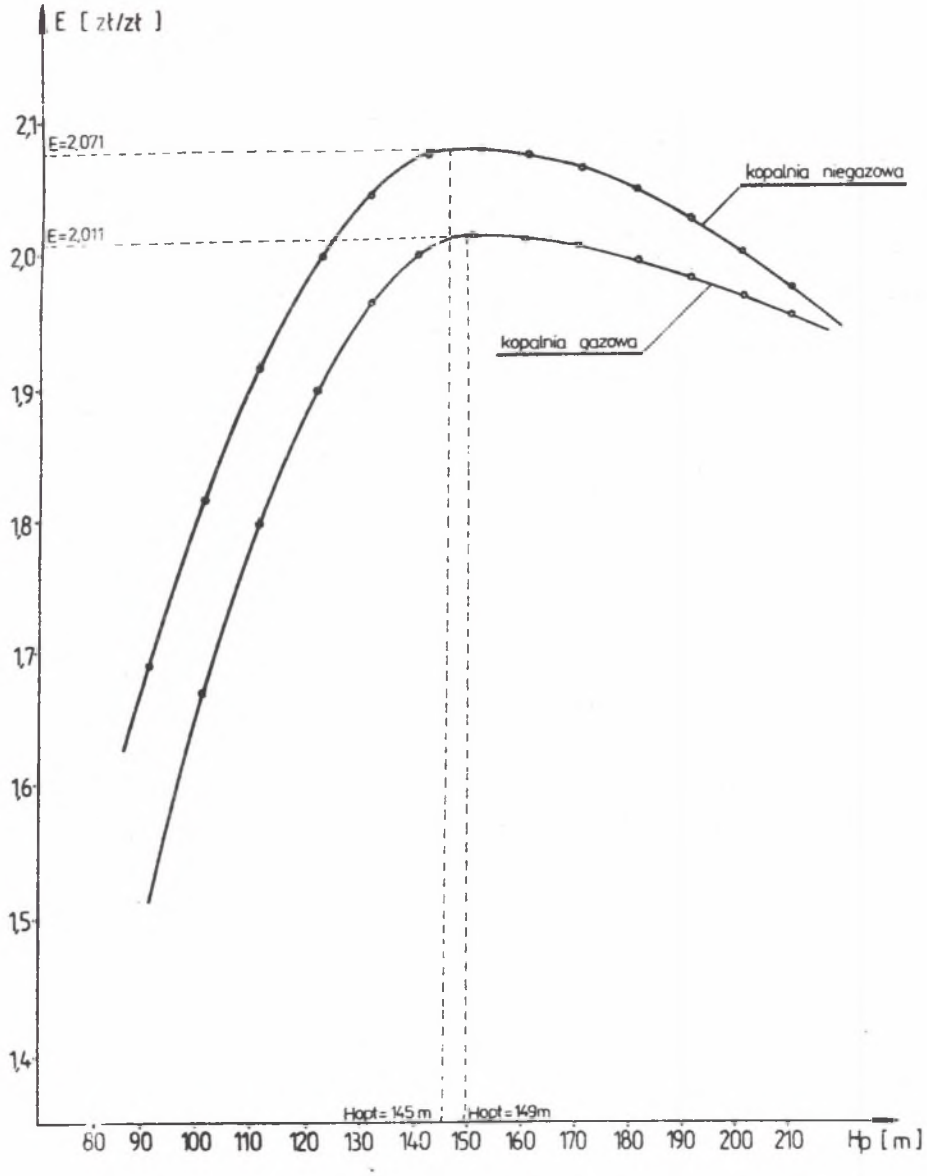
Rys. 3.8. Zależność wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji od wysokości poziomu wydobywczego w kopalni jednopoziomowej przy szybikowym sposobie udostępnienia

Fig. 3.8. Dependence of the investment economic efficiency index on the height of the extracting level in a one-level mine with a shaft method of first working



Rys. 3.9. Zależność wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji od wysokości poziomu wydobywczego kopalni dwupoziomowej przy bezszybikowym sposobie udostępnienia

Fig. 3.9. Dependence of the investment economic efficiency index on the height of the extracting level of a two-level mine with a shaftless method of first working



Rys. 3.10. Zależność wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji od wysokości poziomu wydobywczego w kopalni jednopoziomowej przy bezszybikowym sposobie udostępnienia

Fig. 3.10. Dependence of the economic efficiency index on the height of the extracting level in a one-level mine with a shaftless method of first working

Szyb wydobywczy

Koszt wykonania otworu badawczego	900.00
Koszt plyty wiertniczej	40000.00
Ilosc otworow mrozeniowych	43.00
Glebokosc mrozenia	300.00
Koszt wykonania otworow mrozeniowych	25000.00
Ilosc agregatow mrozeniowych	3.00
Okres mrozenia aktywnego	4.00
Koszt mrozenia aktywnego na miesiac	50000.00
Koszt zaplecza	5000000.00
Glebokosc glowicy	12.00
Koszt mb glowicy	40000.00
Objetosc kanalu wentylacyjnego i wlotu	0.00
Koszt m3 kanalu wentylacyjnego i wlotu	0.00
Ciezar pomostow ochronnego i roboczego	10.00
Koszt Mg pomostow ochronnego i roboczego	1000000.00
Koszt glebienia mb szybu w partii mrozonej	35000.00
Ciezar pomostu wiszacego	70.00
Koszt Mg pomostu wiszacego	1100000.00
Koszt glebienia w partii niemrozonej	20000.00
Objetosc wlotu na podszybie	1500.00
Koszt m3 wlotu na podszybie	100000.00
Ciezar zbrojenia szybu na mb	1.00
Koszt zbrojenia szybu na mb	9000.00
Ciezar krzesla szybowego	90.00
Koszt Mg krzesla szybowego	20000.00
Czas zabudowy rurociagow i kabli	4.50
Koszt zabudowy rurociagow i kabli	40000.00
Czas demontazu urzadzen do glebienia w szybie	1.00
Koszt demontazu urzadzen do glebienia w szybie na m-c	400000.00
Koszt likwidacji mb otworu mrozeniowego	30.00

Szyb materialowo - zjazdowy

Koszt wykonania otworu badawczego	900.00
Koszt plyty wiertniczej	40000.00
Ilosc otworow mrozeniowych	43.00
Glebokosc mrozenia	300.00
Koszt wykonania otworow mrozeniowych	25000.00
Ilosc agregatow mrozeniowych	3.00
Okres mrozenia aktywnego	4.00
Koszt mrozenia aktywnego na miesiac	50000.00
Koszt zaplecza	5000000.00
Glebokosc glowicy	12.00
Koszt mb glowicy	40000.00
Objetosc kanalu wentylacyjnego i wlotu	0.00
Koszt m3 kanalu wentylacyjnego i wlotu	0.00
Ciezar pomostow ochronnego i roboczego	10.00
Koszt Mg pomostow ochronnego i roboczego	1000000.00
Koszt glebienia mb szybu w partii mrozonej	35000.00
Ciezar pomostu wiszacego	70.00
Koszt Mg pomostu wiszacego	1100000.00
Koszt glebienia w partii niemrozonej	20000.00
Objetosc wlotu na podszybie	1500.00
Koszt m3 wlotu na podszybie	100000.00
Ciezar zbrojenia szybu na mb	1.00
Koszt zbrojenia szybu na mb	9000.00
Ciezar krzesla szybowego	90.00
Koszt Mg krzesla szybowego	20000.00
Czas zabudowy rurociagow i kabli	4.50
Koszt zabudowy rurociagow i kabli	40000.00
Czas demontazu urzadzen do glebienia w szybie	1.00
Koszt demontazu urzadzen do glebienia w szybie na m-c	400000.00
Koszt likwidacji mb otworu mrozeniowego	30.00

Nakłady

Koszty jednostkowe materialow przy drazeniu wyrobiska	1000000.00
Koszty jednostkowe robocizny przy drazeniu wyrobiska	700000.00
Koszty jednostkowe pracy sprzetu przy drazeniu wyr.	600000.00
Koszty jednostkowe budowy przy drazeniu wyrobiska	300000.00
Koszty jednostkowe zarzadu przy drazeniu wyrobiska	300000.00
Koszty jednostkowe rurociagow i lutniociagow	100000.00
Koszty jednostkowe sciekow i kabli	150000.00
Ilosc torow w wyrobisku	2.00
Koszty jednostkowe torow	170000.00
Koszty jednostkowe trakcji	180000.00
Jednostkowy koszt drazenia m3 komory	1500000.00
Koszt zespolu pompowego	600000.00
Doplyw wody z poziomu	7.00
Ilosc wody doprowadzonej do klarowania	100.00
Ilosc szybikow	16.00
Koszt drazenia m3 szybiku	1100000.00
Koszt wyposazenia mb szybiku	1300000.00
Koszt zakupu i transportu lokomotywy	6000000.00
Koszt zakupu i transportu wozu do transp. urobku	7500000.00
Koszt zakupu i transportu wozu do transp. materialow	7000000.00
Koszt zakupu i transportu wozu do transp. zalogi	7000000.00
Koszt zakupu maszyny wyciagowej	3000000.00
Koszt zakupu naczyn wyciagowych	8000000.00
Koszt zakupu wentylatora	24000.00
Naklady na mb lin w szybie	100.00
Cena zestawu obudowy zmechanizowanej	120000.00
Cena kombajnu	200000.00
Cena przenosnika scianowego	400000.00
Cena przenosnika podscianowego	30000.00
Cena przenosnika tasmowego	20000.00

Koszty

Moc napedu przenosnika tasmowego	110.00
Jednostkowy koszt energii elektrycznej	0.20
Czas pracy przenosnika w ciagu zmiany	7.00
Ilosc pracownikow obslugi przenosnikow	15.00
Placa dniowkowa dla obslugi przenosnikow	44.00
Moc lokomotywy w obiegu	62.00
Placa dniowkowa maszynisty lokomotywy	50.00
Roczny koszt amortyzacji lokomotywy	2500.00
Roczny koszt amortyzacji wozu(sredni)	1000.00
Moc maszyny wyciagowej	7200.00
Czas pracy szybu w ciagu doby	18.00
Ilosc pracownikow w brygadzie szybowej	53.00
Placa dniowkowa pracownika brygady szybowej	500.00
Moc zespolu pompowego	1600.00
Ilosc pracownikow obslugujacych pompownie	4.00
Placa pracownika obslugujacego pompownie	40.00
Stawka amortyzacji wyrobisk udostepniajacych	0.07
Ilosc powietrza plynacego do sciany	26.00
Dlugosc drogi przeplywu powietrza od szybu do sciany	17000.00
Przekroj wyrobiska	10.90
Jednostkowy koszt utrzymania rurociagow do pods.hydr.	500.00
Dlugosc wyrobisk udostepniajacych	17000.00
Powierzchnia kopalni	15.00
Stopa procentowa	20.00
Stawka amortyzacyjna	8.00
Okres budowy poz.	15.00
Wysokosc nadkladu	300.00
Cena 1 tony urobku	250000.00

Rozkład nakładów

Rok I	0.02
Rok II	0.06
Rok III	0.09
Rok IV	0.14
Rok V	0.15
Rok VI	0.15
Rok VII	0.13
Rok VIII	0.11
Rok IX	0.07
Rok X	0.05
Rok XI	0.03
Rok XII	0.01
Rok XIII	0.00
Rok XIV	0.00
Rok XV	0.00
Rok XVI	0.00
Rok XVII	0.00
Rok XVIII	0.00
Rok XIX	0.00
Rok XX	0.00
Rok XXI	0.00
Rok XXII	0.00

Rozkład produkcji

Rok I	0.00
Rok II	0.00
Rok III	0.00
Rok IV	0.00
Rok V	0.00
Rok VI	0.00
Rok VII	0.00
Rok VIII	0.00
Rok IX	0.15
Rok X	0.40
Rok XI	0.70
Rok XII	0.90
Rok XIII	1.00
Rok XIV	1.00
Rok XV	1.00
Rok XVI	1.00
Rok XVII	1.00
Rok XVIII	1.00
Rok XIX	1.00
Rok XX	1.00
Rok XXI	1.00
Rok XXII	1.00

Rozkład kosztów

Rok I	0.00
Rok II	0.00
Rok III	0.00
Rok IV	0.00
Rok V	0.00
Rok VI	0.00
Rok VII	0.00
Rok VIII	0.00
Rok IX	0.40
Rok X	0.70
Rok XI	0.85
Rok XII	0.95
Rok XIII	1.00
Rok XIV	1.00
Rok XV	1.00
Rok XVI	1.00
Rok XVII	1.00
Rok XVIII	1.00
Rok XIX	1.00
Rok XX	1.00
Rok XXI	1.00
Rok XXII	1.00

4. PRZEWIETRZANIE KOPALNI JAKO CZYNNIK KSZTAŁTUJĄCY JEJ MODEL I STRUKTURĘ

4.1. ROLA I ZNACZENIE PROGRAMU **KOWEKO** W PROJEKTOWANIU WENTYLACJI KOPALNI

Program obliczeń wentylacyjnych kopalni projektowanej KOWEKO jest pomocny we wstępnej fazie projektowania kopalni na etapie założeń koncepcyjnych oraz w trakcie realizacji inwestycji, kiedy wystąpią zmiany w ZTE. Pozwala on zaprojektować wyrobiska i urządzenia kopalni uwzględniając wymogi wentylacyjne.

Do podstawowych możliwości i rezultatów obliczeniowych programu KOWEKO, będących pewnego rodzaju danymi do dalszej analizy przeprowadzanej przez projektanta, należą:

- wybór systemu przewietrzania kopalni,
- określenie potrzebnej ilości powietrza w kopalni,
- sprawdzenie przepustowości wyrobisk górniczych,
- wstępny dobór wentylatorów głównych do sieci wentylacyjnej,
- określenie zasięgu strefy wpływów wentylatorów głównych,
- ustalenie lokalizacji szybów wdechowych i wydechowych.

4.1.1. Wstępne dane projektowe

Wstępnymi danymi, którymi powinien dysponować projektant, są:

1) wielkość dobowego wydobycia kopalni W_d,
2) średnia wielkość dobowego wydobycia z oddziału eksploatacyjnego W_o,
3) głębokość poziomów eksploatacyjnych w kopalni,
4) odległość między szybem wdechowym i wydechowym peryferyjnym.

Przedstawiona wersja programu KOWEKO pozwala na wykonanie obliczeń dla kopalni jedno- i dwupoziomowej, stąd wymagane jest przyjęcie głębokości jednego lub dwu poziomów eksploatacyjnych. Odległość pomiędzy szybami wdechowym i wydechowym peryferyjnym jest podana jako odległość w linii prostej lub jako odległość mierzona długością przekopów łączących najkrótszą drogą obydwa szyby. Może więc być to linia łamana.

Dane wstępne mogą być zmieniane w trakcie wykonywania obliczeń co zwiększa liczbę wriantów obliczeniowych.

4.1.2. wybór systemu przewietrzania kopalni

Aktualna wersja programu KOWEKO pozwala na wybór trzech podstawowych systemów przewietrzania kopalni, a mianowicie: systemu centralnego, skrzydłowego oraz kombinowanego (centralno-skrzydłowego). Każdy z tych systemów przewietrzania można zastosować do kopalni jednopoziomowej i dwupoziomowej.

Podstawowe założenia teoretyczne programu KOWEKO dla modeli kopalń jednopoziomowych przedstawiono w pracy [8], [3].

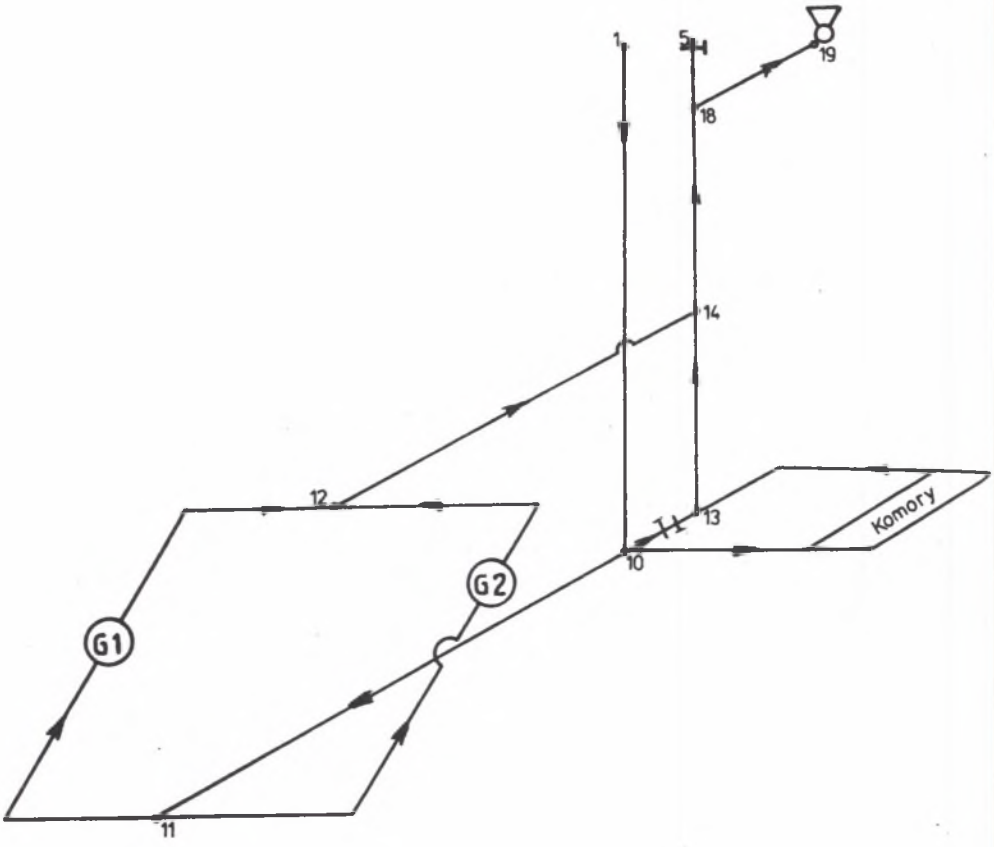
W niniejszym opracowaniu rozszerzono zakres stosowania programu dla kopalń dwupoziomowych oraz ujednolicono numerację węzłów. Modele systemów przewietrzania kopalń rozpatrywanych w programie KOWEKO pokazano na rysunkach 4.1-4.6. Rysunki 4.1, 4.3, 4.5 przedstawiają model kopalni jednopoziomowej, rysunki 4.2, 4.4 i 4.6 - model kopalni dwupoziomowej. Podział kopalni na jedno- i dwupoziomowe przeprowadzany jest w zależności od liczby poziomów wydobywczych znajdujących się przy szybach głównych kopalni.

System centralny modelu sieci wentylacyjnej (rys. 4.1 i 4.2) składa się z dwóch szybów - wdechowego i wydechowego, usytuowanych na powierzchni głównej kopalni. Od szybu wdechowego na poziomie pierwszym i drugim prowadzone są przecznice lub przekopy do pokładów. Od przekopów głównych oddzielają się bocznice będące zastępczymi modelami oddziałów eksploatacyjnych, które łączy się z przekopami wentylacyjnymi prowadzącymi do szybu wentylacyjnego. Oddziały eksploatacyjne, których liczba obliczana jest przez komputer na podstawie przyjętych założeń wstępnych, rozmieszczana jest równomiernie na obydwa poziomy w przypadku liczby parzystej lub przyjmowana jest większa liczba oddziałów (o jeden) na poziomie drugim, gdy całkowita liczba oddziałów jest nieparzysta.

Projektant posiada możliwość zmiany rozdziału liczby oddziałów eksploatacyjnych na poszczególnych poziomach. Wloty i wyloty oddziałów eksploatacyjnych zlepione są ze sobą tworząc dwa węzły łączące kilka bocznic połączonych równolegle. Zlepienie węzłów wlotowych oddziałów eksploatacyjnych do jednego węzła początkowego oraz wylotowych do jednego węzła końcowego jest uproszczeniem wynikającym z pominięcia z reguły niewielkich odległości pomiędzy pokładami udostępnionymi przekopami głównymi i wentylacyjnymi, czyli z pominięcia małych oporów odcinków tych przekopów. Model sieci wentylacyjnej uwzględnia dodatkowo bocznice zastępujące systemy komór i straty wewnętrzne na obydwu poziomach eksploatacyjnych oraz straty zewnętrzne na zamknięciu szybu wydechowego.

Model systemu skrzydłowego wentylacji (rys. 4.3 i 4.4) składa się z dwóch szybów: wdechowego usytuowanego na powierzchni głównej i peryferyjnego

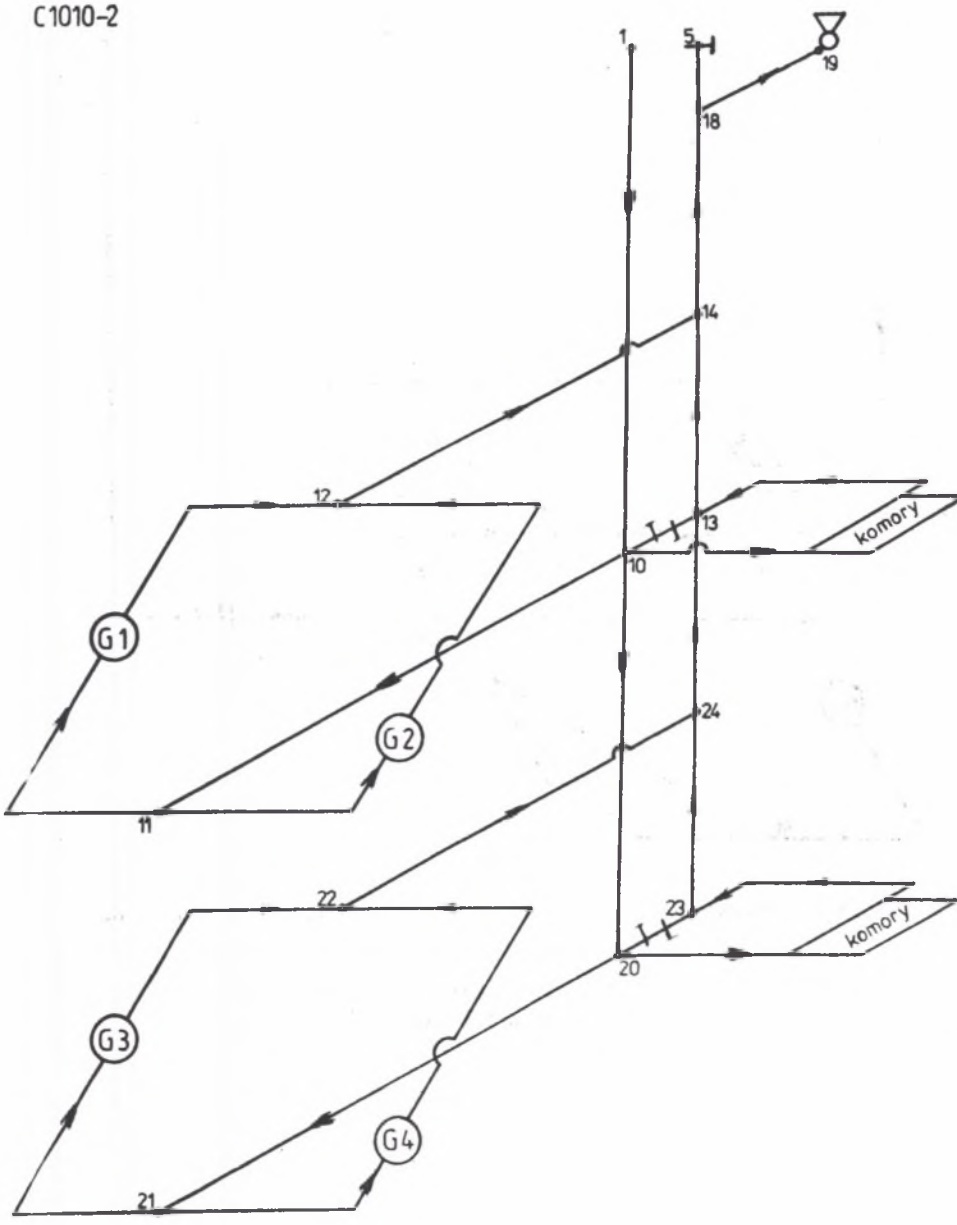
C1010-1



Rys. 4.1. Schemat przestrzenny kopalni jednopoziomowej z centralnym systemem przewietrzania

Fig. 4.1. Space diagram of a one-level mine with a central system of ventilation

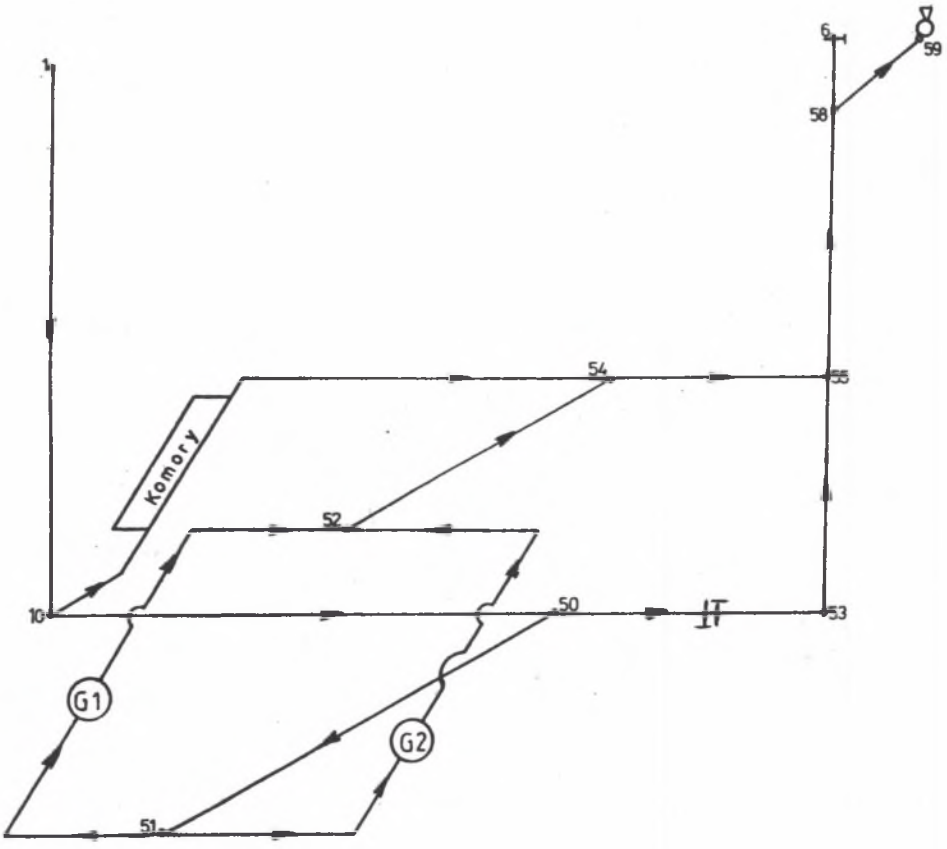
wydechowego. Obydwa szyby (model jednopoziomowy) połączone są przekopem, z którego wychodzą przecznice lub przekopy polowe do pokładów. Oddziały eksploatacyjne zredukowane do bocznic o przyjętych oporach wychodzą, podobnie jak w systemie centralnym, z jednego węzła usytuowanego na przekopie polowym i łączą się w węźle na przekopie wentylacyjnym na wyższym poziomie, prowadzącym do szybu wentylacyjnego. W systemie skrzydłowym uwzględniane są



Rys. 4.2. Schemat przestrzenny kopalni dwupoziomowej z centralnym systemem przewietrzania

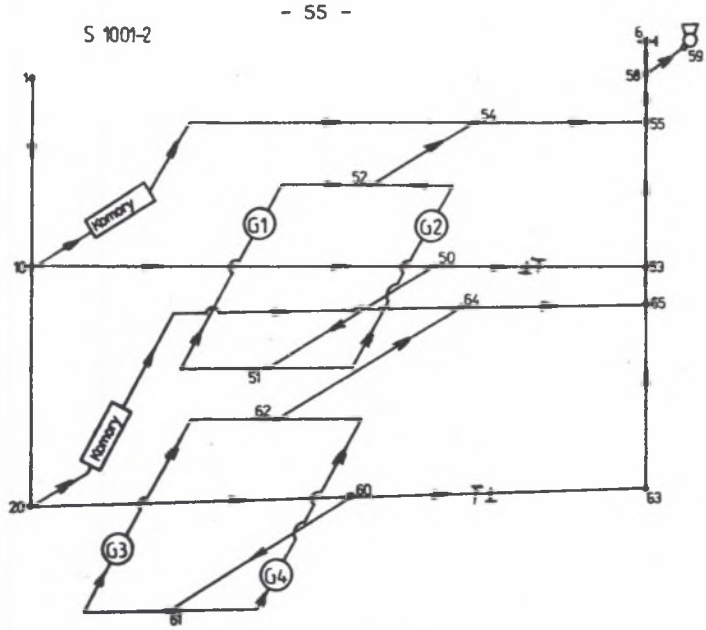
Fig. 4.2. Space diagram of a two-level mine with a central system of ventilation

S1001-1



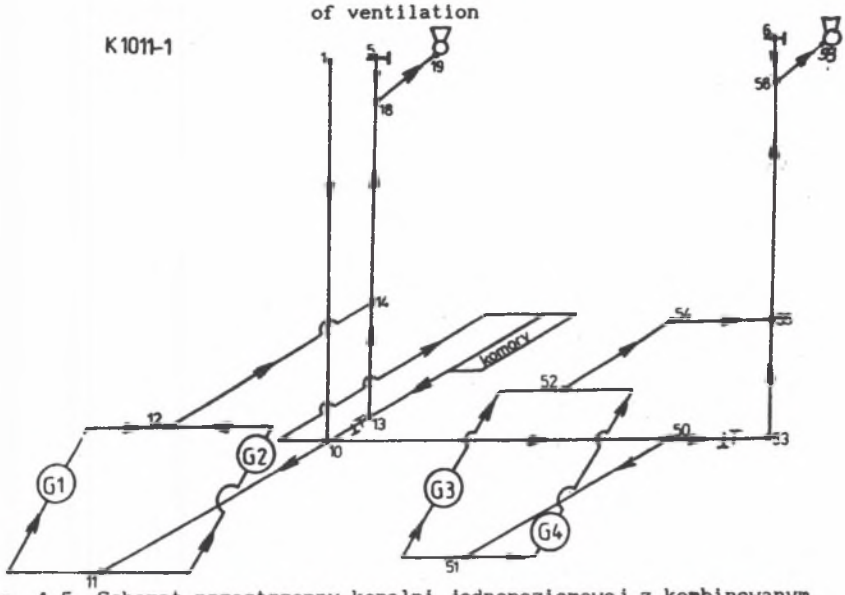
Rys. 4.3. Schemat przestrzenny kopalni jednopoziomowej ze skrzydłowym systemem przewietrzania

Fig. 4.3. Space diagram of a one-level mine with a wing system of ventilation



Rys. 4.4. Schemat przestrzenny kopalni dwupoziomowej ze skrzydłowym systemem przewietrzania

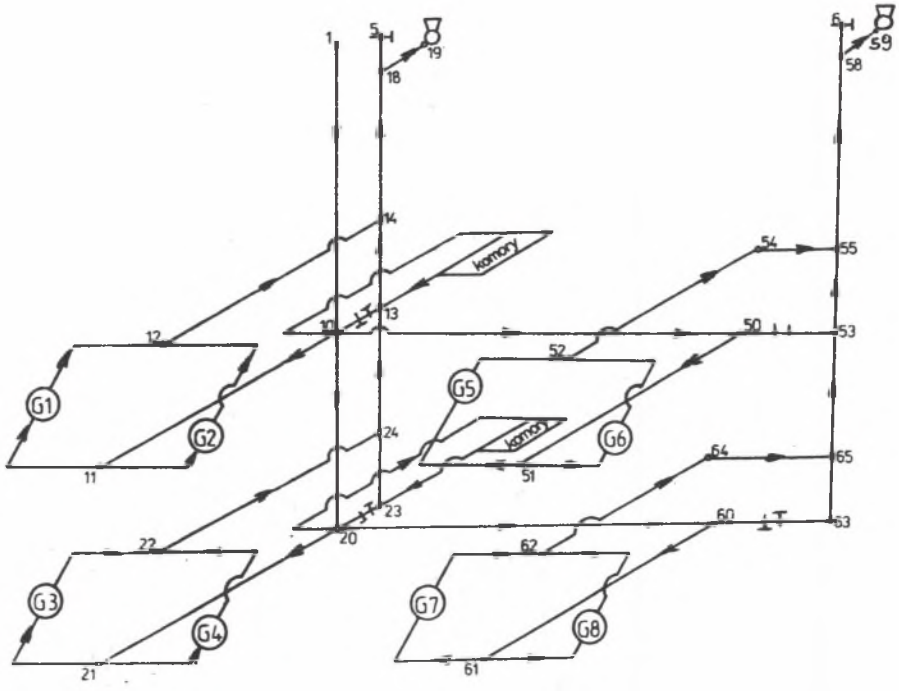
Fig. 4.4. Space diagram of a two-level mine with a wing system of ventilation



Rys. 4.5. Schemat przestrzenny kopalni jednopoziomowej z kombinowanym systemem przewietrzania

Fig. 4.5. Space diagram of a one-level mine with a combined system of ventilation

K 1011-2



Rys. 4.6. Schemat przestrzenny kopalni dwupoziomowej z kombinowanym systemem przewietrzania

Fig. 4.6. Space diagram of a two-level mine with a combined system of ventilation

komory zredukowane do bocznicy wychodzącej z podszybia szybu wdechowego i łączącej się z przekopem wentylacyjnym, straty wewnętrzne w prądach grupowych, występujące w przekopie łączącym obydwa szyby na poziomie eksploatacyjnym oraz straty zewnętrzne na zamknięciu szybu wydechowego.

Dla modelu kopalni dwupoziomowej systemu skrzydłowego poziom drugi jest kopią poziomu pierwszego (rys. 4.4). Liczbę oddziałów eksploatacyjnych program rozdziela równomiernie na poziom pierwszy i drugi w przypadku liczby parzystej lub przydziela o jeden oddział więcej na poziomie drugim w

przypadku nieparzystej liczby oddziałów. Również i w tym systemie istnieje możliwość dowolnego rozmieszczenia oddziałów eksploatacyjnych na obydwu poziomach.

Model kopalni dla kombinowanego systemu przewietrzania jest połączeniem systemu centralnego i skrzydłowego (rys. 4.5 i 4.6). W modelu tym występują trzy szyby: szyb wdechowy centralny, szyb wydechowy centralny oraz szyb wydechowy peryferyjny. Program w zależności od danych początkowych oblicza liczbę oddziałów eksploatacyjnych rozdzielając je równomiernie na obydwie podsieci związane z szybami wentylacyjnymi oraz w przypadku kopalni dwupoziomowej - na obydwa poziomy eksploatacyjne. Istnieje możliwość dowolnego rozmieszczenia oddziałów eksploatacyjnych zgodnie z życzeniami projektanta.

Aktualna wersja programu KOWEKO posiada również ujednoliconą numerację w oznaczeniach bocznic i węzłów w poszczególnych modelach sieci wentylacyjnych. Tę ujednoliconą, uniwersalną numerację bocznic we wszystkich modelach strukturalnych sieci rozpatrywanych w programie KOWEKO wprowadzono po to, aby bocznice reprezentujące te same funkcje były tak samo oznaczone we wszystkich modelach sieci. Przyjęto więc, że węzły na powierzchni, a więc na wlotach szybów wdechowych oraz zamknięciach szybów wydechowych będą posiadały numerację od 1-9, przy czym dla szybów wdechowych przewiduje się numerację od 1 do 4, a dla zamknięć szybów wydechowych od 5-9.

Dla systemu centralnego numeracja węzłów na poziomie pierwszym eksploatacyjnym i wentylacyjnym oraz w kanale wentylatora głównego obejmuje zakres liczb od 10 do 19, dla poziomu drugiego eksploatacyjnego i wentylacyjnego od 20-29.

Dla systemu skrzydłowego pierwszy poziom eksploatacyjny oraz wentylacyjny i kanał wentylacyjny posiadają numerację od 50-59

Drugi poziom eksploatacyjny i wentylacyjny 60-69.

System kombinowany stanowiący połączenie systemu centralnego i skrzydłowego posiada identyczną numerację węzłów. Wolne dziesiątki węzłów, a więc trzydziestki, czterdziestki, siedemdziesiątki, osiemdziesiątki i dziewięćdziesiątki są przewidziane do oznaczenia bardziej skomplikowanych modeli struktury sieci wentylacyjnych, na przykład modeli z większą liczbą szybw wdechowych i wydechowych peryferyjnych.

Stosowane w programie trzy podstawowe systemy przewietrzania kopalni, centralny, skrzydłowy i kombinowany posiadają specjalne oznaczenia informujące o nazwie systemu, a także liczbie szybów oraz poziomów eksploatacyjnych. Oznaczenie rozpoczyna się literami C, S lub K, określajacymi nazwę systemu przewietrzania (centralny, skrzydłowy lub kombinowany), po których występuje

pięć cyfr znaczących, przy czym ostatnia cyfra oddzielona jest myślnikiem. Pierwsze cztery cyfry osnaczają liczbę szybów, a mianowicie:

- pierwsza cyfra - liczba szybów wdechowych centralnych,
- druga dyfra - liczba szybów wdechowych peryferyjnych,
- trzecia cyfra - liczba szybów wydechowych centralnych,
- czwarta cyfra - liczba szybów wydechowych peryferyjnych,
- piąta cyfra (po myślniku) - liczba poziomów eksploatacyjnych.

Symbol C1010-2 oznacza model sieci wentylacyjnej dla centralnego systemu przewietrzania z jednym szybem wdechowym centralnym, jednym wydechowym centralnym oraz dwoma poziomami eksploatacyjnymi (rys. 4.2).

W aktualnie stosowanych modelach wentylacyjnych programu KOWEKO możliwe jest uwzględnienie większej liczby szybów wdechowych centralnych, gdyż są to wyrobiska połączone ze sobą równolegle, różniące się na przykład oporami. Dopuszczalny jest więc model sieci typu "K3011-2", który oznacza kombinowany system przewietrzania z trzema szybami wdechowymi, po jednym szybie wydechowym centralnym i peryferyjnym, dwupoziomowy.

Uwzględnienie szybu peryferyjnego wdechowego oraz większa liczba szybów wydechowych centralnych lub peryferyjnych wymaga wprowadzenia nowych struktur kopalnianych sieci wentylacyjnych, co będzie przeprowadzone w ramach modernizacji i rozszerzenia możliwości obliczeniowych programu KOWEKO.

4.1.3. Określenie potrzebnej ilości powietrza w kopalni

Podstawą do wyznaczenia potrzebnej ilości powietrza w kopalni jest ustalenie ilości powietrza w oddziałach eksploatacyjnych oraz jego rozdział na podstawie badań i obserwacji wykonanych w kopalniach in situ.

Większość oddziałów eksploatacyjnych w kopalniach posiada rozwiniętą i stosunkowo skomplikowaną sieć wyrobisk i występują w nich również duże straty powietrza, sięgające 50% powietrza wlotowego do oddziału. Z obserwacji przeprowadzonych w kopalniach wynika, że minimalna ilość powietrza gwarantująca prawidłowe warunki przewietrzania oddziału eksploatacyjnego powinna być większa od 1000 m^3/min.

W programie KOWEKO przyjęto trzy wartości ilości powietrza w oddziałach w zależności od ich głębokości, a ściślej od głębokości poziomów eksploatacyjnych, z których są udostępnione.

Dla głębokości do 600 m przyjęto $\dot{V}_o$ = 1500 m^3/min.
Dla głębokości od 600 do 800 m przyjęto $\dot{V}_o$ = 1750 m^3/min.
Dla głębokości ponad 800 m przyjęto $\dot{V}_o$ = 2000 m^3/min.

Zwiększenie ilości powietrza dla kopalni głębokich powyżej 600 m związane jest z poprawą warunków klimatycznych.

Przyjmując spotykane w kopalniach 50% straty powietrza w oddziałach eksploatacyjnych, do ścian dochodzi więc 750 m^3/min powietrza w kopalniach płytkich i 1000 m^3/min w kopalniach głębokich, co dla średniego przekroju ściany 6 m^2 zapewnia prędkości powietrza odpowiednio 2,1 oraz 2,7 m/s.

Na podstawie przyjętego wydobycia dobowego kopalni oraz wydobycia z oddziałów eksploatacyjnych program oblicza liczbę oddziałów eksploatacyjnych, przyporządkowując każdemu odpowiednią ilość powietrza. Obliczona sumaryczna ilość powietrza w oddziałach eksploatacyjnych $\sum V_o$ umożliwia obliczenie całkowitej ilości powietrza świeżego wpływającego do kopalni szybami wdechowymi $\dot{V}_{uż}$. Przyjęto tu zasadę, również na podstawie obserwacji w kopalniach, że ilość powietrza użytecznego wpływającego do kopalni jest dwukrotnie większa od ilości powietrza w oddziałach eksploatacyjnych.

$$\dot{V}_{uż} = 2 \sum_{i=1}^{2} \dot{V}_{oi} , \tag{4.1}$$

gdzie:

$\dot{V}_{oi}$ - ilość powietrza w i-tym oddziale eksploatacyjnym,

$\dot{V}_{uż}$ - ilość powietrza wpływająca szybami wdechowymi.

Wielkość strat powietrza świeżego w prądach grupowych oraz ilość powietrza przewidująca komory funkcyjne przyjęto ze wzorów:

$$\dot{V}_{sw} = 0,3 \, \dot{V}_{uż} , \tag{4.2}$$

$$\dot{V}_{k} = 0,2 \, \dot{V}_{uż} , \tag{4.3}$$

gdzie:

$\dot{V}_{sw}$ - ilość powietrza stanowiąca straty wewnętrzne w prądach grupowych,

$\dot{V}_{k}$ - ilość powietrza przewietrzająca komory funkcyjne.

Straty zewnętrzne na szybach wentylacyjnych przyjęto według zależności:

$$\dot{V}_{sz} = 0,25 \, \dot{V}_{uż} . \tag{4.4}$$

Wielkość strat zewnętrznych stanowi więc zgodnie z przepisami górniczymi 20% ilości powietrza na wentylatorach głównych. W przypadku dwóch szybów wentylacyjnych (system kombinowany) straty zewnętrzne rozdzielone są proporcjonalnie

na poszczególne szyby w zależności od ilości powietrza w szybach wentylacyjnych.

Obliczane w podany sposób ilości powietrza w tak zwanych odbiorach sieci wentylacyjnej, w skład których wchodzą rejony wentylacyjne oraz straty wewnętrzne i zewnętrzne, pozwalają na wyznaczenie ilości powietrza we wszystkich bocznicach sieci zgodnie z pierwszym prawem Kirchhoffa.

4.1.4. Sprawdzenie przepustowości wyrobisk górniczych

Po wprowadzeniu danych wstępnych (rozdz.4.1.1) do wybranego modelu projektowania kopalni, program wyświetla tabelę (wydruki C1, S1, K1, C2, S2, K2), która przedstawia wykaz wszystkich bocznic sieci wraz z ich nazwami oraz inne kolumny w następującej kolejności: wymiary, wydatek objętościowy, pole przekroju poprzecznego, prędkość powietrza, prędkość powietrza dopuszczalna, długość wyrobiska, opór bocznicy, spadek naporu.

W kolumnie wymiary projektant wprowadza parametry geometryczne niektórych bocznic, dotyczące wielkości ich przekroju. Dane te dotyczą szybów, przekopów i kanałów wentylacyjnych, a więc wyrobisk w całkowitym i grupowym prądzie powietrza. Dla szybów podaje się średnicę, dla przekopów typ obudowy ŁP, dla kanałów wentylacyjnych gotową wielkość pola przekroju poprzecznego. Komputer oblicza pola powierzchni przekrojów poprzecznych tych wyrobisk zamieszczając wyniki w kolumnie o nazwie "przekrój". Prawie jednocześnie z obliczeniem pola przekroju bocznicy komputer oblicza prędkość przepływu powietrza w danej bocznicy, sygnalizując jej przekroczenie powyżej wielkość dopuszczalną. Przekroczenie prędkości dopuszczalnej przepływu powietrza w wyrobisku wskazywane jest sygnałem dźwiękowym oraz podświetleniem linii. W tym przypadku projektant powinien zwiększyć przekrój wyrobiska lub dołożyć dodatkową bocznicę równoległą. Dodatkowa równoległa bocznica jest automatycznie przyjmowana z tymi samymi wymiarami geometrycznymi co poprzednia, czyli ilość powietrza rozdziela się na obydwie bocznice równoległe równomiernie. Program umożliwia przyjmowanie dowolnej liczby identycznych bocznic równoległych między dwoma węzłami.

4.1.5. Określenie zasięgu strefy wpływów wentylatorów głównych

Po zaakceptowaniu prędkości powietrza w wyrobiskach z grupowymi i całkowitymi prądami powietrza świeżego i zużytego projektant zadaje długości wybranych wyrobisk w kolumnie "dl" (wydruki C1, S1, K1, C2, S2, K2). Długości należy podać jedynie dla szybów i kanałów wentylacyjnych. Długości przekopów

udostępniających oblicza komputer wyznaczając ich wielkości maksymalne będące promieniami stref wpływu wentylatora głównego.

Zasięg stref wpływu wentylatora głównego określają więc długości bocznic:
(10-11), (20-21) - dla systemu centralnego i kombinowanego,
(50-51), (60-61) - dla systemu skrzydłowego i kombinowanego.

Metoda obliczenia zasięgu wpływu wentylatora oparta jest na zasadzie sumowania spadków naporu po drogach niezależnych przechodzących przez oddziały eksploatacyjne.

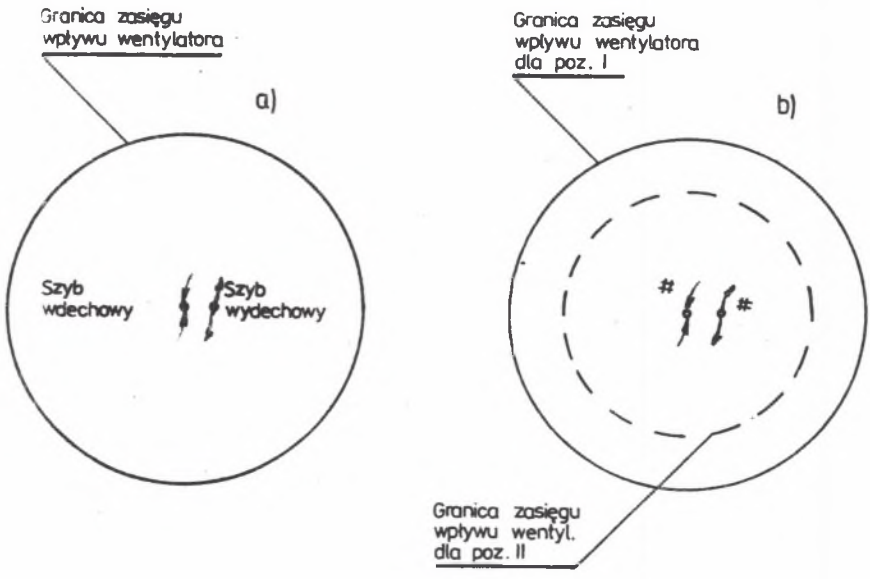
Przyjęto, że suma spadków naporu nie powinna przekroczyć maksymalnej wartości spiętrzeń aktualnie produkowanych wentylatorów głównych, a więc wielkość 5000 Pa. Produkowane obecnie wentylatory typoszeregu WPK, najczęściej stosowane w kopalniach, osiągają spiętrzenia rzędu 5000 Pa, pracując jeszcze w przedziale pracy stabilnej i ekonomicznej.

Program oblicza opory aerodynamiczne bocznic ze wzorów empirycznych oraz ich parametrów geometrycznych, a następnie spadki naporu we wszystkich bocznicach. Opory oddziałów przyjęto jako stałą wielkość równą 15 kg/m^7.

Długości przekopów w trakcie obliczeń są zwiększane systematycznie od zera do wielkości granicznej co sto metrów, powodując stopniowy wzrost oporów oraz spadków naporu. Obliczenia są przerwane, gdy suma spadków naporu na drodze niezależnej osiągnie 5000 Pa. W systemie skrzydłowym oraz kombinowanym, w jego podsieci o systemie skrzydłowym przewietrzania zachodzi dodatkowo potrzeba przemieszczania węzła 50 oraz 60 pomiędzy szybami wdechowym i wydechowym. Program dzieli odległość pomiędzy szybami na czterdzieści równych części i dokonuje przedstawionych obliczeń iteracyjnych dla czterdziestu różnych położeń węzłów 50 i 60. Wyniki tych obliczeń są podane w tabelach pomocniczych dla jednego lub dwóch poziomów eksploatacyjnych w modelach kopalń przewietrzanych systemem skrzydłowym i kombinowanym (wydruki S1a, Ka, S2a, S2b, K2a, K2b).

Zasięg wpływu wentylatora głównego w systemie centralnego przewietrzania kopalni jest okręgiem. Dla kopalni jednopoziomowej jest to jeden okręg, dla kopalni dwupoziomowej są dwa okręgi przyporządkowane poszczególnym poziomom eksploatacyjnym (rys. 4.7a i b).

Dla modelu kopalni przewietrzanej systemem skrzydłowym zasięg wpływu wentylatora głównego przedstawia figurę płaską ograniczoną dwoma odcinkami połączonymi półokręgami wokół szybu wdechowego i wydechowego (rys. 4.8a,b). Figura ta w szczególnym przypadku może być foremna, jeżeli przekopy w świeżym i zużytym prądzie powietrza, łączące szyb wdechowy z wydechowym, będą posiadały te same przekroje i obudowę, czyli te same opory jednostkowe.



Rys. 4.7. Teoretyczne zasięgi wpływu wentylatora głównego dla centralnego systemu przewietrzania

a) kopalnia jednopoziomowa, b) kopalnia dwupoziomowa

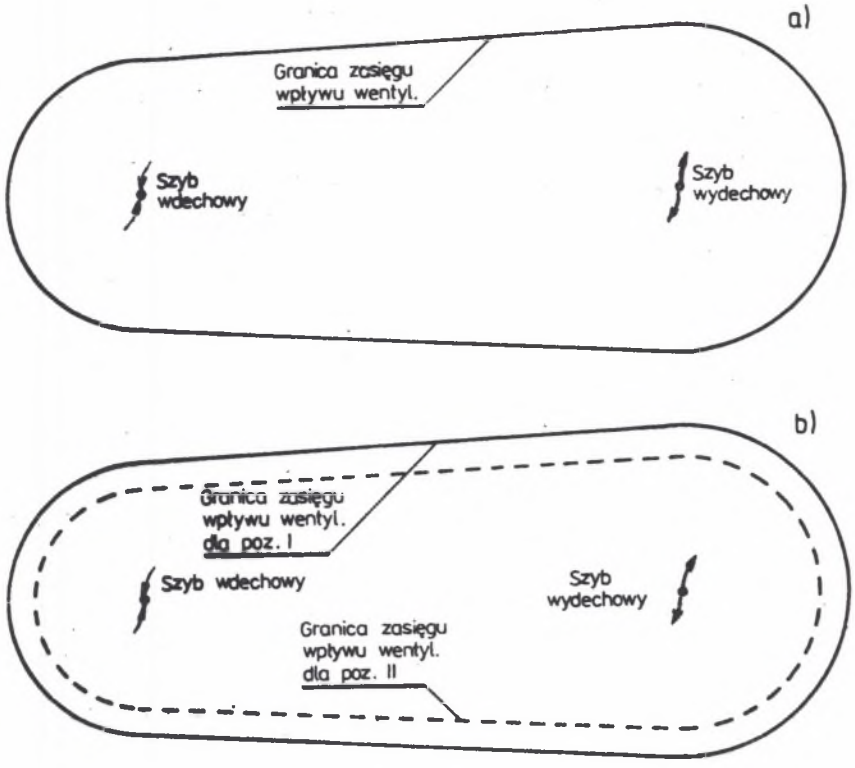
Fig. 4.7. Theoretical ranges of in influence of the main fan for the central system of ventilation

a) one-level mine, b) two-level mine

W systemie kombinowanym występuje połączenie zasięgu wpływu wentylatora dla podsieci przewietrzanej centralnie i skrzydłowo (rys. 4.9a, b).

Przedstawione powyżej zasięgi wpływów wentylatora głównego w formie okręgów lub figur płaskich (rys. 4.7, 4.8, 4.9) są zasięgami teoretycznymi. Ze względu jednak na usytuowanie przekopów udostępniających bezpośrednio pokłady należy rozróżnić zasięg rzeczywisty wpływu wentylatora.

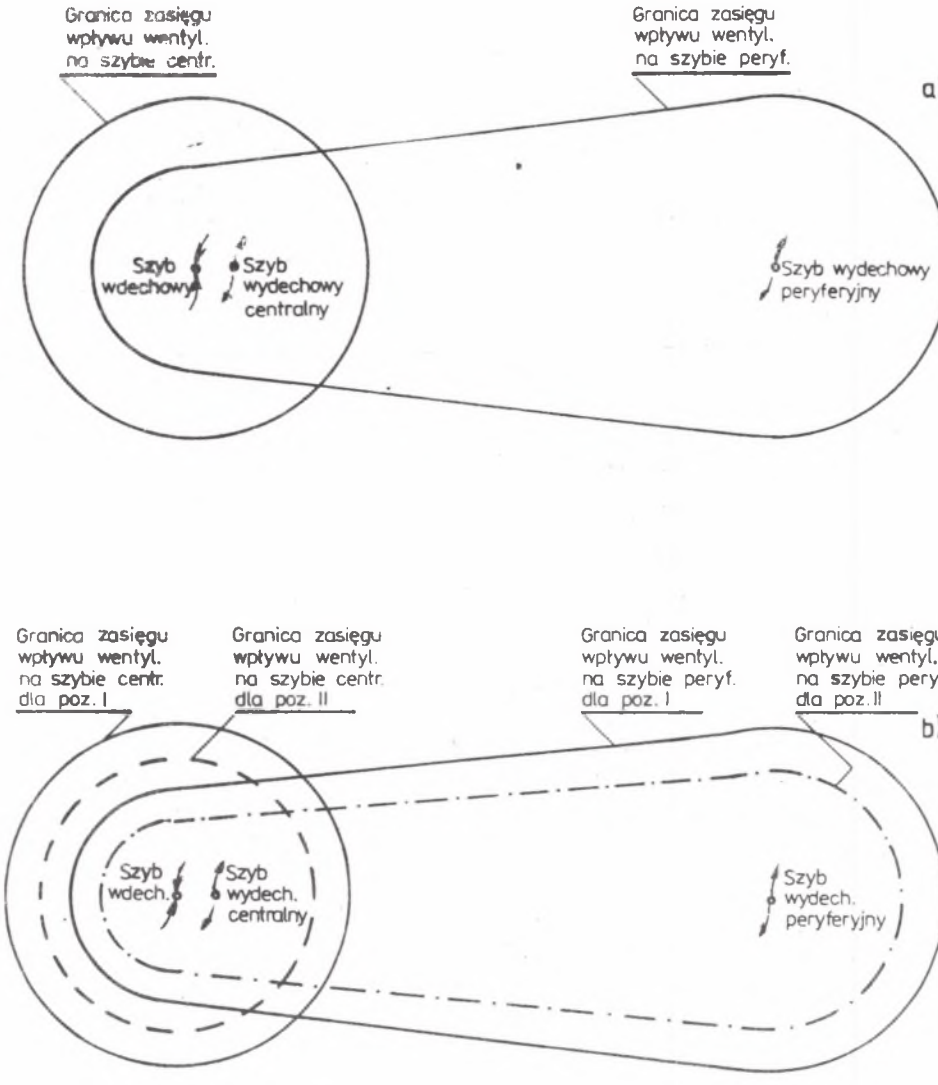
Wprowadzenie zasięgu rzeczywistego wynika stąd, że przekopy udostępniające budowane są w ustalonym kierunku od szybów głównych w systemie centralnym oraz w określonym kierunku i wyznaczonych miejscach od przekopu kierunkowego łączącego szyb centralny z peryferyjnym. Nie do wszystkich pól eksploatacyjnych leżących na przykład na granicy strefy wpływów teoretycznych wentylatora należy drążyć bezpośrednio przekopy.



Rys. 4.8. Teoretryczne zasięgi wpływu wentylatora głównego dla skrzydłowego systemu przewietrzania
a) kopalnia jednopoziomowa, b) kopalnia dwupoziomowa

Fig. 4.8. Theoretical ranges of influence of the main fan for the wing system of ventilation
a) one-level mine, b) two-level mine

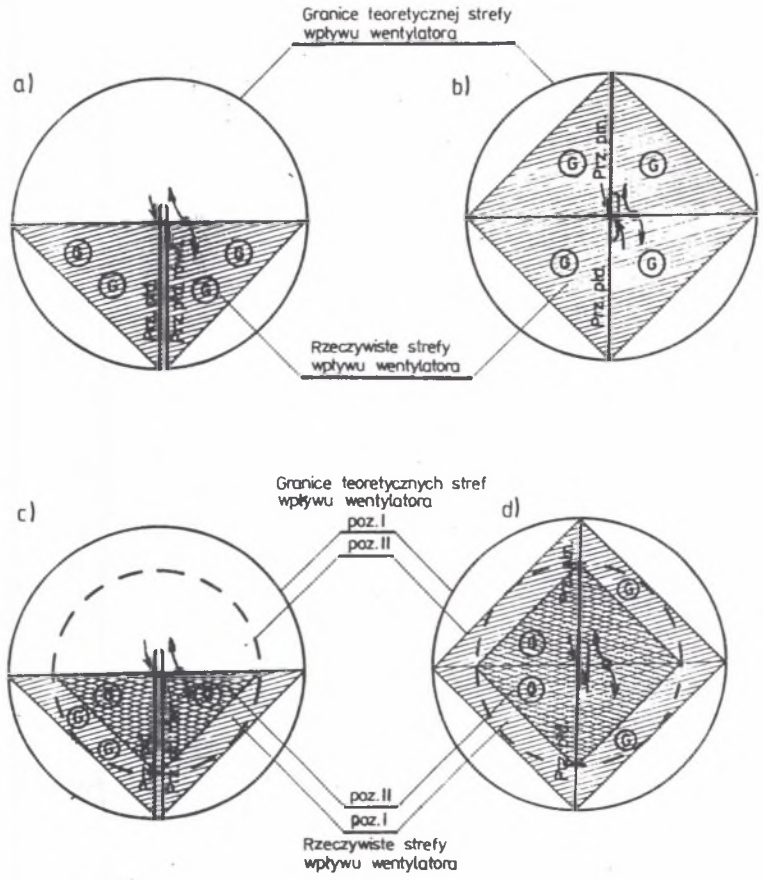
Stąd też rzeczywisty zasięg wpływu wentylatora znajduje się wokół przekopów udostępniających i przybiera kształt trójkąta równoramiennego o wysokości równej promieniu strefy zasięgu wentylatora głównego. Hipotetyczne zasięgi wpływów teoretycznych oraz rzeczywistych przedstawiono na rysunkach 4.10-4.12 dla centralnego i skrzydłowego systemu przewietrzania.



Rys. 4.9. Teoretyczne zasięgi wpływu wentylatorów głównych dla kombinowanego systemu przewietrzania

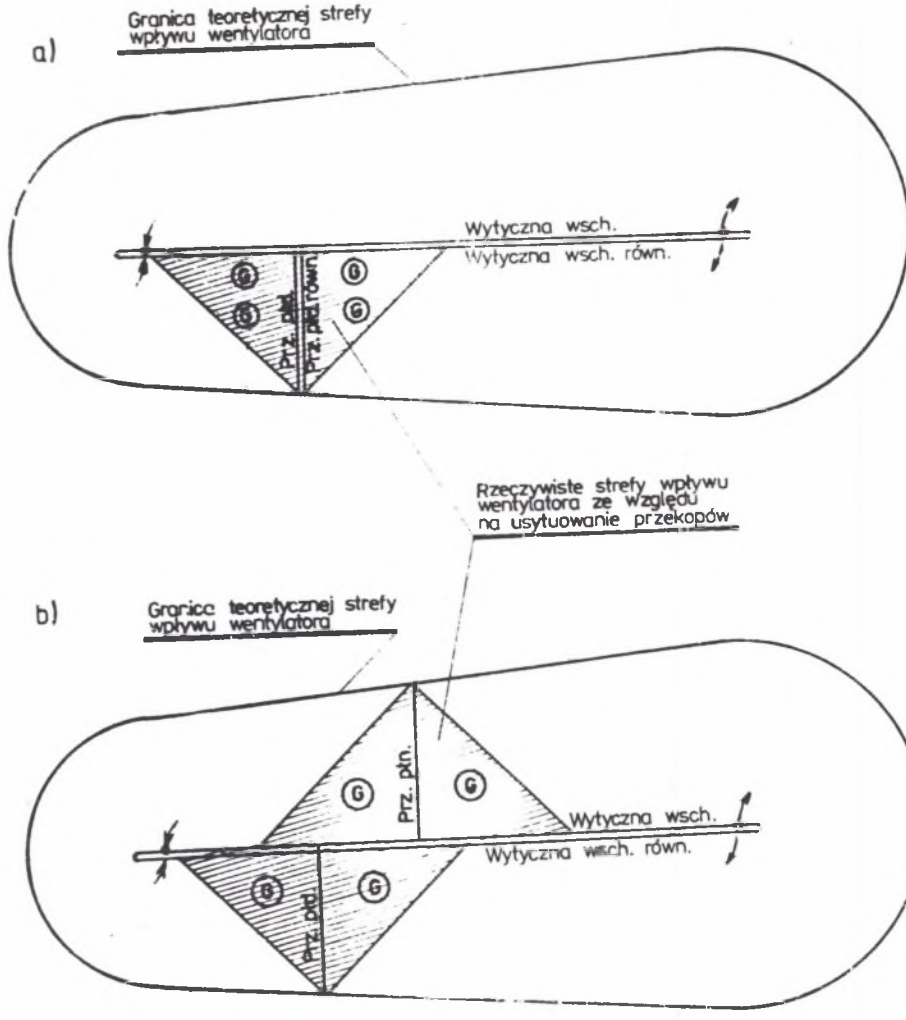
a) kopalnia jednopoziomowa, b) kopalnia dwupoziomowa

Fig. 4.9. Theoretical ranges of influence of the main fans for the combined system of ventilation



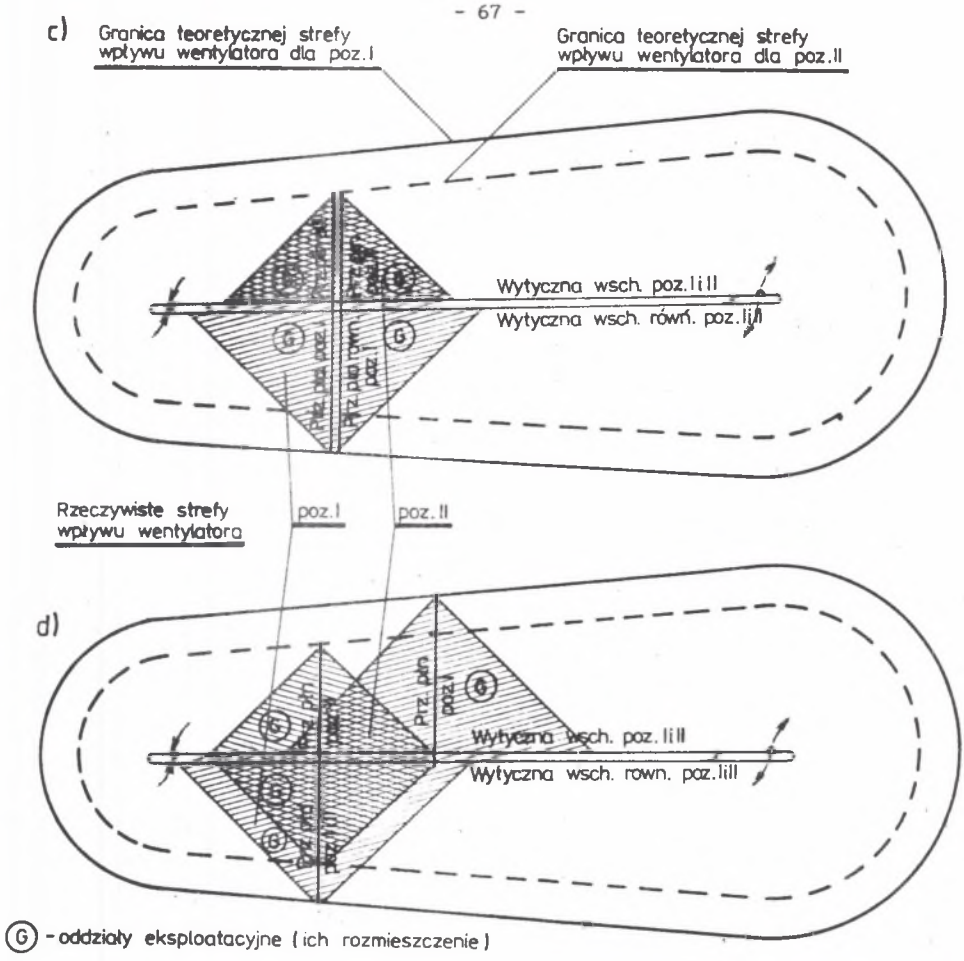
Rys. 4.10. Hipotetyczne, teoretyczne i rzeczywiste zasięgi wpływów wentylatora głównego dla centralnego systemu przewietrzania kopalni a) kopalnia jednopoziomowa, dwa przekopy południowe równoległe, b) kopalnia jednopoziomowa, przekopy południowy i północny, c) kopalnia dwupoziomowa, dwa przekopy południowe na poziomie I, dwa przekopy południowe na poziomie II, d) kopalnia dwupoziomowa, przekop południowy i północny na poz. I, przekopy południowy i północny na poz. II

Fig. 4.10. Hypothetical, theoretical and actual ranges of influence of the main fan for the central system of mine ventilation a) one-level mine, two southern parallel cross cuts, b) one-level mine, southern and northern cross cuts, c) two-level mine, two southern cross cuts at level I, two southern cross cuts at level II, d) two-level mine, southern and northern cross cuts at level I southern and northern cross cuts at level II



Rys. 4.11. Hipotetyczne, teoretyczne i rzeczywiste zasięgi wpływów wentylatora głównego dla skrzydłowego systemu przewietrzania
a) kopalnia jednopoziomowa, dwie równoległe wytyczne wschodnie, dwa równoległe przekopy polowe południowe, b) kopalnia jednopoziomowa, dwie równoległe wytyczne wschodnie, przekop polowy południowy, przekop polowy północny

Fig. 4.11. Hypothetical, theoretical and actual ranges of influence of the main fan for the wing system of ventilation
a) one-level mine, two parallel eastern settings out, two parallel sothern fiels cross cuts, b) one-level mine, two parallel eastern settings out, southern fiels dross cut, northern field cross cut



Rys. 4.12. Hipotetyczne, teoretyczne i rzeczywiste zasięgi wpływów wentylatora głównego dla skrzydłowego systemu przewietrzania

c) kopalnia dwupoziomowa, dwie równoległe wytyczne wschodnie na poz. I i II, dwa równoległe przekopy polowe płd. na poz. I, dwa równoległe przekopy płn. na poc. II, d) kopalnia dwupoziomowa, dwie równoległe wytyczne wschodnie na poz. I i poz. II, jeden przekop polowy płd. na poz. I i na poz. II, jeden przekop polowy płn. na poz. I i II

Fig. 4.12. Hypothetical, theoretical and actual ranges of influence of the main fan for the wing system of ventilation

c) two-level mine, two parallel eastern settings out at level I and II, two parallel southern field cross cuts at level I, two parallel southern cross cuts at level II, d) two-level mine, two parallel eastern settings out at level I and two, one southern field cross cut at leve I and at level II, one northern field cross cut at level I and level II

4.1.6. Ustalenie lokalizacji szybów wdechowych i wydechowych

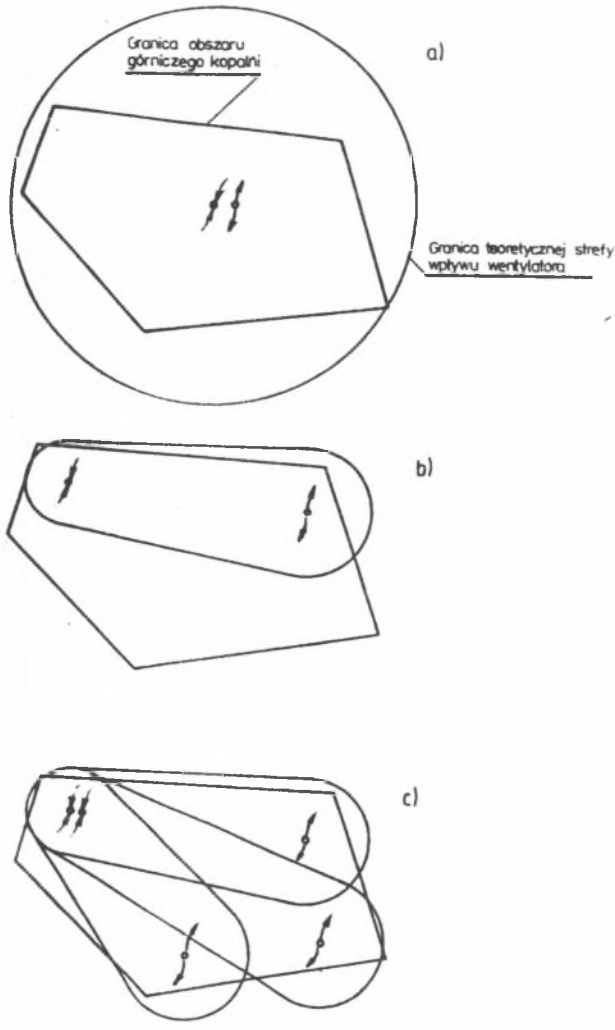
Zasięgi stref wpływu wentylatorów głównych stanowią obszary, w obrębie których oddziały eksploatacyjne będą posiadały prawidłową wentylację, to znaczy będzie możliwy do uzyskania zaprojektowany wydatek objętościowy powietrza. Strefa wpływów wentylatora może obejmować cały obszar górniczy kopalni lub jego część.

W przypadku niepełnego pokrycia obszaru górniczego strefą wpływu wentylatora wymagana jest większa liczba szybów wdechowych lub wydechowych, umożliwiająca objęcie strefami wpływu całego obszaru górniczego kopalni. Na rys. 4.13a pokazano strefę wpływu wentylatora pokrywającą cały obszar górniczy kopalni a na rys. 4.13b strefę wpływu wentylatora obejmującą część obszaru górniczego. Taki przypadek wymaga wykonania większej liczby szybów wdechowych lub wydechowych, aby utworzone strefy wpływu pokryły cały obszar górniczy.

Rysunek 4.13c przedstawia trzy strefy wpływu powstałe dla trzech szybów wentylacyjnych peryferyjnych, które pokrywają cały obszar górniczy kopalni.

Usytuowanie szybów wdechowych i wydechowych według kryteriów wentylacyjnych związane jest z kształtem oraz rozmieszczeniem stref wpływu wentylatorów głównych na obszarze górniczym kopalni. Rysunki 4.14a i 4.15a przedstawiają usytuowanie stref wpływu wentylatora, z których jedna wykracza wyraźnie poza obszar górniczy kopalni, natomiast druga znajduje się całkowicie wewnątrz obszaru górniczego. Takie umiejscowienie stref wpływu wentylatora wydaje się nieprawidłowe i wynika z niewłaściwego usytuowania szybów wdechowych i wydechowych. Zmiana usytuowania szybów spowoduje, że strefa wpływu wentylatora przesuwać się będzie w obszarze górniczym. Właściwe usytuowanie szybów głównych i peryferyjnych kopalni pod względem wentylacyjnym powinno być takie, aby strefa wpływu wentylatora obejmowała całkowicie obszar górniczy kopalni lub strefy wpływu wentylatorów na kilku szybach wentylacyjnych znajdowały się w obszarze górniczym kopalni nie wychodząc zbytnio poza jego granice (rys. 4.14b i rys. 4.15b). Powyższa metoda lokalizacji szybów pozwala również dobrać minimalną liczbę szybów, które zapewnią prawidłową wentylację kopalni eksploatującą pokłady węgla w granicach nadania górniczego.

Prawidłowa lokalizacja szybów zależy nie tylko od kryterium wentylacyjnego przedstawionego powyżej, ale również od wielu innych czynników. Do nich należą między innymi: warunki górniczo-geologiczne górotworu, transport, ukształtowanie terenu, infrastruktura itp. Projektant powinien więc uwzględnić wszystkie czynniki mające wpływ na lokalizację szybów.

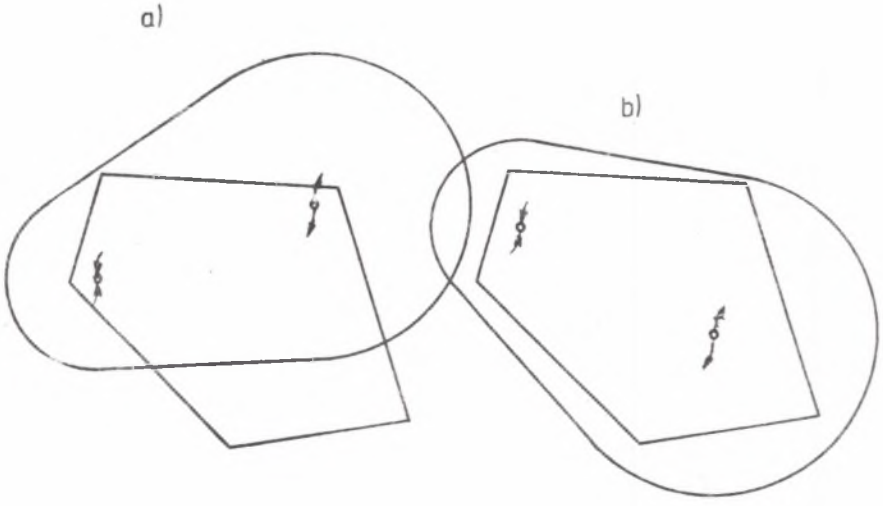


Rys. 4.13. Sposoby pokrycia górniczego obszaru kopalni strefami wpływu wentylatora

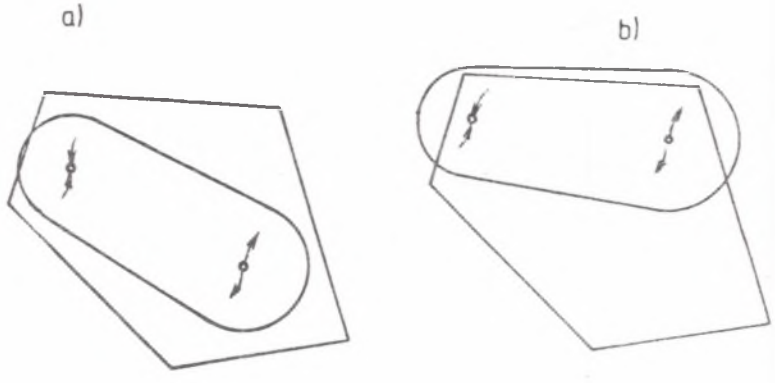
a) system centralny, b) system skrzydłowy z jednym szybem wydechowym, c) system skrzydłowy z trzema szybami wydechowymi

Fig. 4.13. Methods of covering the mining area by fan influence zones

a) central system, b) wing system with one upcast shaft, c) wing system with three upcast shafts



Rys. 4.14. Usytuowanie szybów według analizy zasięgu strefy wpływu wentylatora dla dużych stref wpływu wentylatora
a) nieprawidłowe rozmieszczenie szybów, b) prawidłowe rozmieszczenie szybów
Fig. 4.14. Shafts location acc. to analysis of the range of influence zone of fan for large fan influence zones



Rys. 4.15. Usytuowanie szybów według analizy zasięgu strefy wpływu wentylatora dla małych stref wpływu wentylatora
a) nieprawidłowe rozmieszczenie szybów, b) prawidłowe rozmieszczenie szybów
Fig. 4.15. Shafts location acc. to analysis of the range of influence zone of fan for small fan influence zones

4.1.7. Dobór wentylatorów głównych do sieci wentylacyjnej

Program KOWEKO można wykorzystać do doboru wentylatora głównego do sieci wentylacyjnej. Pomimo tego, że sieć wentylacyjna rozpatrywanych modeli struktur sieci jest mocno uproszczona, program pozwala obliczyć spadek naporu na najtrudniejszej drodze niezależnej oraz wydatek objętościowy powietrza na wentylatorze.

Z powyższych parametrów oblicza się otwór równoznaczny sieci lub podsieci wentylacyjnej, który stanowi podstawowe kryterium doboru wentylatora do sieci wentylacyjnej.

Otwór równoznaczny "A" sieci lub podsieci wentylacyjnej obliczamy wg wzoru:

$$A = 1,19 \frac{\dot{V}}{\sqrt{\Delta P}}, \qquad (4.4)$$

gdzie:

$\dot{V}$ - wydatek objętościowy na wentylatorze,

ΔP - spiętrzenie wentylatora.

W programie KOWEKO spiętrzenie wentylatora jest wielkością stałą i wynosi 5000 Pa. Wynika to z przyjętego założenia pozwalającego określić maksymalny zasięg strefy wpływu wentylatora. Praktycznie więc dobieramy wentylator w zależności od wielkości wydatku, jaki powinniśmy uzyskać w kanale wentylacyjnym. Występuje tu zatem prosta zasada; im więcej powietrza, tym większy wentylator lub bateria wentylatorów połączonych równolegle. Wymaganą ilość powietrza w kopalni obliczamy według przyjętych kryteriów (rozdz. 4.1.3), dokonując jednocześnie korekt w wymiarach wyrobisk oraz w strukturze sieci wentylacyjnej. Do korekt tych należą zmiany przekroju poprzecznego wyrobisk, projektowanie wyrobisk (bocznic) równoległych, zmiany rozmieszczenia oddziałów eksploatacyjnych itp. Podczas obliczeń według programu KOWEKO dokonujemy automatycznie przystosowania sieci wentylacyjnej do przepływu wymaganego wydatku powietrza, czyli dokonujemy zmiany jej otworu równoznacznego w taki sposób, aby dobrany wentylator zapewnił wymaganą ilość powietrza w sieci, a jednocześnie pracował stabilnie i ekonomicznie.

Inaczej mówiąc, w trakcie obliczeń wg programu KOWEKO przystosowujemy sieć wentylacyjną, czyli jej otwór równoznaczny dla wentylatora, który zapewni nam odpowiednią ilość powietrza.

Im więcej powietrza chcemy uzyskać w sieci wentylacyjnej, czyli zainstalować większy wentylator główny, tym większy powinien być otwór równoznaczny sieci cechującej się większymi przekrojami lub większą liczbą wyrobisk podstawowych, jak szyby, szybiki, przekopy, przecznice zarówno w prądzie

świeżym, jak i zużytym. Stosowanie dużych wentylatorów głównych wymaga dużych nakładów inwestycyjnych przeznaczonych na roboty udostępniające.
Jeżeli ilości powietrza są zbyt duże i przewyższają wartości odciętych punktów leżących na charakterystyce danego wentylatora, należy dobrać układ dwu wentylatorów połączonych równolegle lub zmienić strukturę sieci, czyli zaprojektować większą liczbę szybów wydechowych. Spiętrzenie wentylatora równe 5000 Pa jest maksymalnym spiętrzeniem, jakie mogą osiągnąć wentylatory typoszeregu WPK pracując jeszcze stabilnie i ekonomicznie. Chcąc uzyskać punkt pracy wentylatora o najwyższej sprawności należałoby obniżyć jego spiętrzenie przy stałym wydatku powietrza, co spowoduje zmniejszenie strefy wpływu wentylatora.

4.2. OBLICZENIA WYBRANYCH MODELI SIECI WENTYLACYJNYCH KOPALŃ PROJEKTOWANYCH WEDŁUG PROGRAMU KOWEKO

W niniejszym rozdziale przeprowadzono analizę obliczeń wentylacyjnych modeli kopelń projektowanych na podstawie programu KOWEKO. Wykonano obliczenie dla wszystkich modeli struktury sieci wentylacyjnych, jaki obejmuje aktualna wersja programu oraz dla jednego modelu wykonano szczegółową analizę wpływu zmian parametrów eksploatacyjnych oraz geometrycznych wyrobisk na podstawowe założenia techniczne projektu przyszłej kopalni.

4.2.1. Przykłady obliczeniowe modeli struktur sieci wentylacyjnych

Do analizy wybrano sześć modeli struktur sieci wentylacyjnych, a mianowicie:

C1010-1 system centralny jednopoziomowy z jednym szybem wdechowym i wydechowym centralnym. System ten oznaczono zbiorem C1.

S1001-1 system skrzydłowy jednopoziomowy z jednym szybem wdechowym centralnym i jednym szybem wydechowym peryferyjnym. System ten oznaczono zbiorem S.

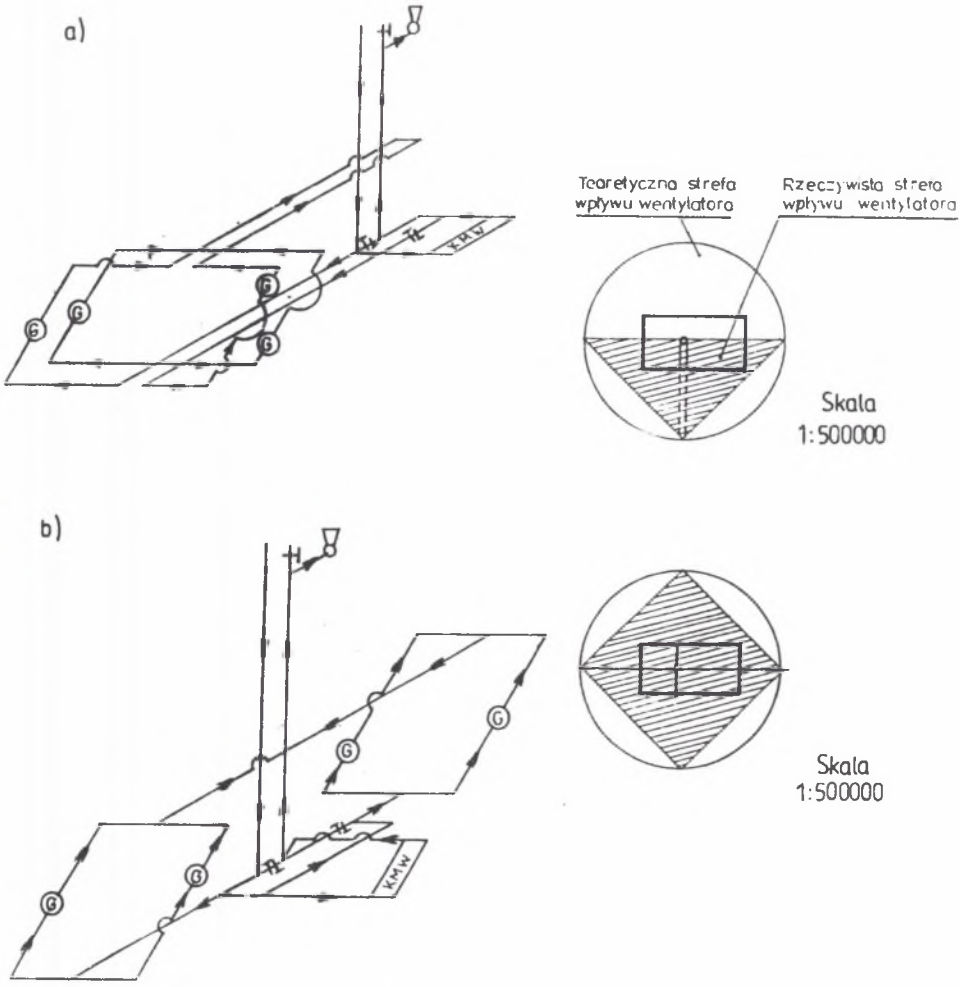
K1011-1 system kombinowany jednopoziomowy z jednym szybem wdechowym i wydechowym usytuowanymi na powierzchni głównej oraz jednym szybem peryferyjnym wydechowym. Zbiór K1.

C1010-2 system centralny dwupoziomowy. Zbiór C2.

S1001-2 system skrzydłowy dwupoziomowy. Zbiór S2.

K1011-2 system kombinowany dwupoziomowy. Zbiór K2.

System centralny jednopoziomowy
C 1010-1

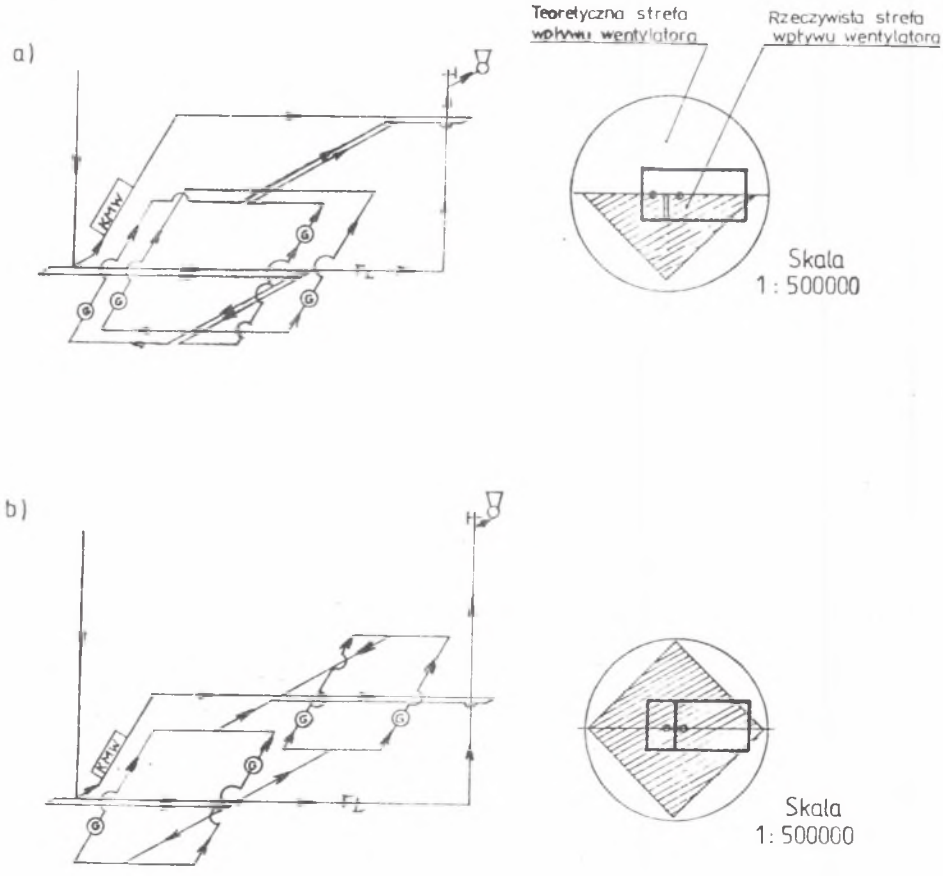


Rys. 4.16. Zasięgi wpływów wentylatora głównego dla centralnego systemu przewietrzania kopalni jednopoziomowej (wydruk 1)
a) teoretyczny i rzeczywisty zasięg wpływu wentylatora dla dwóch przekopów równoległych południowych, b) teoretyczny i rzeczywisty zasięg wpływu wentylatora dla przekopu południowego i północnego

Fig. 4.16. Influence ranges of the main fan for the central system of ventilation of a one-level mine (printout 1)
a) theoretical and actual range of the fan influence for two parallel southern cross cuts, b) theoretical and actual range of the fan influence for the southern and northern cross cut

System skrzydłowy jednopoziomowy

S 1001-1

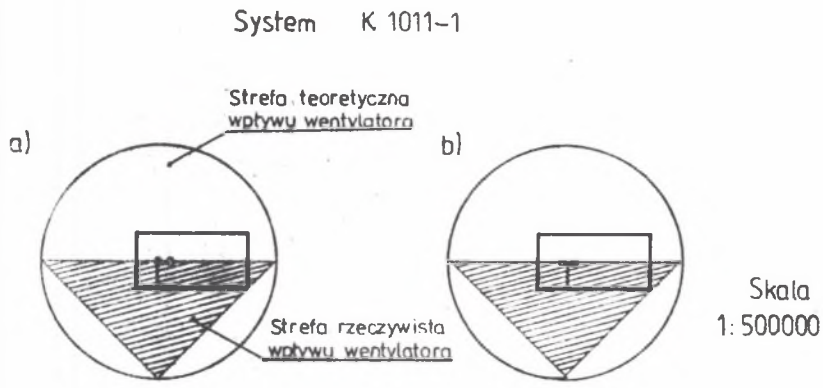


Rys. 4.17. Zasięgi wpływu wentylatora głównego dla skrzydłowego systemu przewietrzania kopalni jednopoziomowej (wydruk 3)

a) teoretyczny i rzeczywisty zasięg wpływu wentylatora dla dsóch przekopów równoległych południowych, b) teoretyczny i rzeczywisty zasięg wpływu wentylatora dla przekopu południowego i północnego

Fig. 4.17. Influence ranges of the main fan for the wing system of ventilation of one-level mine (printout 3)

a) theoretical and aktual range of the fan influence for two parallel southern cross cuts, b) theoretical and actual range of the fan influence for the southern and northern cross cut

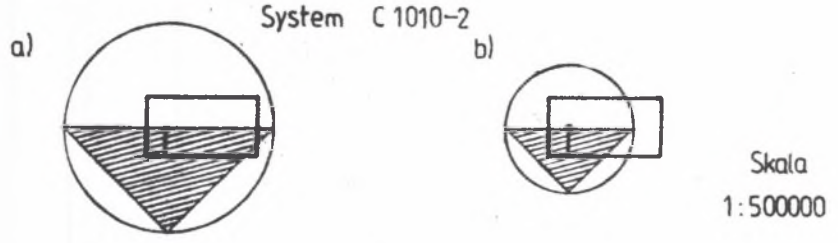


Rys. 4.18. Strefy wpływów wentylatorów w kombinowanym systemie przewietrzania jednopoziomowym (wg schematu przestrzennego na rys. 4.3)

a) teoretyczna i rzeczywista strefa wpływu wentylatora przy szybie centralnym dla przekopu południowego, b) teoretyczna i rzeczywista strefa wpływu wentylatora przy szybie peryferyjnym dla przekopu południowego

Fig. 4.18. Fan influence zones in a combined one-level system of ventilation (acc. to space diagram Fig. 4.3)

a) theoretical and actual zone of fan influence at central level for the southern cross cut, b) theoretical and actual zone of fan influence at peripheral shaft for the southern cross cut

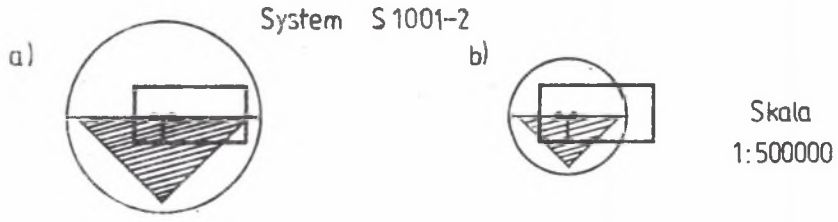


Rys. 4.19. Strefy wpływów wentylatora w centralnym systemie przewietrzania dwupoziomowym (wg schematu przestrzennego na rys. 4.4)

a) strefa wpływów dla poziomu I, b) strefa wpływów dla poziomu II

Fig. 4.19. Fan influence zones in the central two-level system of ventilation (acc. to space diagram Fig. 4.4)

a) influence zone for level I, b) influence zone for level II



Rys. 4.20. Strefa wpływów wentylatora peryferyjnego w skrzydłowym systemie przewietrzania (wg schematu przestrzennego na rys. 4.5)
a) strefa wpływu dla poziomu I, b) strefa wpływu dla poziomu II

Fig. 4.20. Peripheral fan influence zone in a wing system of ventilation (acc. to space diagram Fig. 4.5)
a) influence zone for level I, b) influence zone for level II

Dla wszystkich systemów przyjęto te same dane wstępne, a więc:

wydobycie dobowe kopalni W_d = 6000 t/dobę	
wydobycie dobowe oddziału W_d = 1500 t/dobę	
głębokość poziomu eksploatacyjnego pierwszego	500 m
głębokość poziomu eksploatacyjnego drugiego	700 m
odległość między szybami centralnymi i peryferyjnymi (tylko w systemach skrzydłowych i kombinowanych)	1000 m

Przyjęto równiez we wszystkich przykładach te same wymiary geometryczne wyrobisk. W systemach kombinowanych oraz dwupoziomowych liczbę oddziałów eksploatacyjnych rozdzielono równomiernie na obydwie podsieci wentylacyjne związane z dwoma szybami wentylacyjnymi oraz na obydwa poziomy eksploatacyjne.

Wyszczególnione powyżej modele struktury sieci wentylacyjnej przedstawione są na rysunkach od 4.1 do 4.6, a wyniki obliczeń komputerowych w wydrukach 1-6. Wykonano również tabelę zbiorczą (tabela 4.1), która przedstawia ważniejsze wyniki obliczeń parametrów technicznych i wentylacyjnych poszczególnych systemów przewietrzania.

Zasięgi wpływu wentylarów głównych w poszczególnych systemach przedstawiono na rysunkach od 4.16 do 4.21.

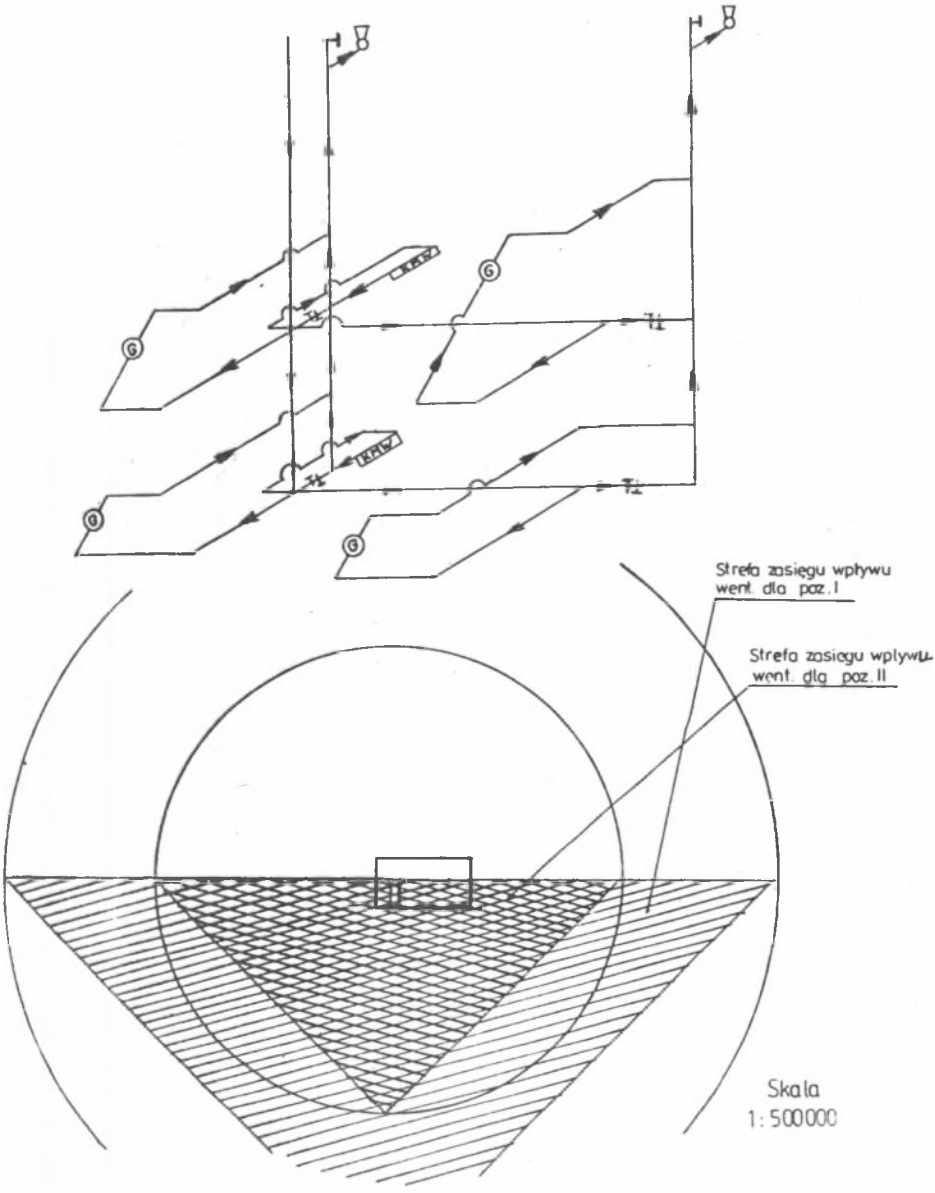
Przyjęto fikcyjny obszar górniczy kopalni o powierzchni 50 km^2, zbliżony kształtem do prostokąta o bokach 5 c 10 km oraz lokalizację szybów wdechowych i wydechowych, a następnie wykreślono zasięgi wpływów wentylatorów.

Tabela 4.1

Tabela zbiorcza wyników obliczeń wentylacyjnych dla sześciu modeli struktury wentylacyjnej wg programu KOWEKO

Modele sieci Zbiory danych i wyników	Liczba oddziałów eksploatacyjnych	Rozmieszczenie oddziałów eksploatacyjnych. Liczba oddziałów				Wydatek powietrza użytecznego - szyby wdechowe	Wydatek powietrza na wentylatorach Szyby wydechowe		Zasięgi wpływu wentylatora				Otwór równoznaczny podsieci	
		Poziom I		Poziom II					Podsieci związane z szybami wydechowymi					
							Centralny	Peryferyjny	centralnym		peryferyjnym		Szybu centralnego	Szybu peryferyjnego
		Podsieć centralna	Podsieć skrzydłowa	Podsieć centralna	Podsieć skrzydłowa				Poz. I	Poz. II	Poz. I	Poz. II		
						$\dot{V}$ m^3/min	$\dot{V}$ m^3/min	$\dot{V}$ m^3/min	Z m	Z m	Z m	Z m	A m^2	A m^2
C1010-1 Zbiór C1	4	4	-	-	-	12000	15000	-	9900	-	-	-	4,2	-
S1001-1 Zbiór S1	4	-	4	-	-	12000	-	15000	-	-	8925 8625	-	-	4,2
K1911-1 Zbiór K1	4	2	2	-	-	1200	9000	6000	10525	-	10275 9500	-	2,52	1,68
C1010-2 Zbiór C2	4	2	-	2	-	13000	16250	-	9200	5500	-	-	4,56	-
S101-2 Zbiór S2	4	-	2	-	2	13000	-	16250	-	-	8175 7850	4625 4350	-	4,56
K1011-2 Zbiór K2	4	1	1	1	1	13000	9750	6500	40650	25750	41350 40475	26550 25825	2,7	1,8

System K 1011-2



Rys. 4.21. Zasięgi wpływów wentylatorów głównych w kombinowanym systemie przewietrzania dwupoziomowym

Fig. 4.21. Influence ranges of the main fans in a combined two-level system of ventilation

Każdy rysunek składa się z dwu wersji oznaczonych literami a i b, które przedstawiają teoretyczne i rzeczywiste zasięgi wpływów wentylatora w zależności od usytuowania przekopów lub zasięgi wpływów dla poszczególnych poziomów eksploatacyjnych. strefy wpływów rzeczywistych oznaczone są jako obszary zakreskowane.

4.2.2. Wpływ zmian parametrów techniczno-eksploatacyjnych projektowanej kopalni na zasięg wpływu wentylatora w centralnym i skrzydłowym dwupoziomowym modelu struktury sieci kopalnianej

W rozdziale tym dokonano analizy wpływu zmiany wartości założeń wstępnych projektu wentylacji na parametry techniczno-eksploatacyjne oraz wentylacyjne kopalń.

a) Zmiany wydobycia dobowego kopaln

Pierwszy parametr danych wstępnych posiada bardzo duży wpływ na wyniki obliczeń wentylacyjnych. Wpływa na liczbę oddziałów eksploatacyjnych, ilość powietrza, zasięg wpływu wentylatorów, przekroje wyrobisk, liczbę wyrobisk równoległych. Przyjęto trzy przykłady obliczeniowe. Przykłady dotyczą systemu centralnego dwupoziomowego.

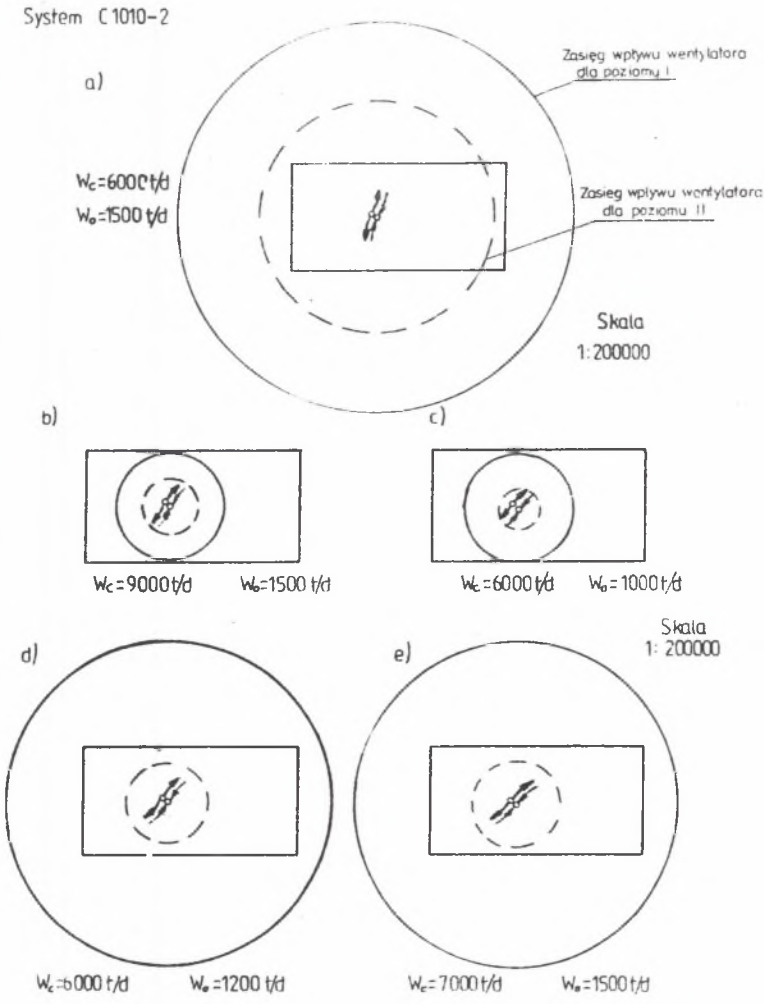
Przykład pierwszy wzięty jest z rozdziału 4.1 jako model C1010-2 (zbiór) C2 (wydruk 2). Wydobycie dobowe kopalni w tym przykładzie wynosiło 6000 t/dobę. W przykładzie drugim (zbiór C21 - wydruk 7) zwiększono wydobycie kopalni do 9000 t/dobę, a w przykładzie trzecim (zbiór C24 - wydruk 10) do 7000 t/d.

Zmiany zasięgu wpływów wentylatora zależności od przyjętych zmian wydobycia dobowego przedstawiono na rysunkach 4.22a, b, c, d.

b) Zmiany wydobycia dobowego z oddziału eksploatacyjnego

Prawidłowe oszacowanie wydobycia dobowego z oddziału eksploatacyjnego wpływa bezpośrednio i pośrednio na wiele parametrów sieci wentylacyjnej. Przy założonym niezmiennym wydobyciu dobowym kopalni zmniejszenie wydobycia dobowego z oddziałów powoduje wzrost ich liczby w kopalni, wzrost zapotrzebowania powietrza, zmianę zasięgu wpływu wentylatora, zmusza do korekty przekrojów i ilości wyrobisk udostępniających. W analizowanym przykładzie przyjęto dwie wartości dobowego wydobycia z oddziałów 1000 t/dobę i 1200 t/dobę.

Wyniki obliczeń podano w formie wydruków (wydruk 8 i 0), natomiast zasięgi wpływu wentylatora na rysunkach 4.22c, d.

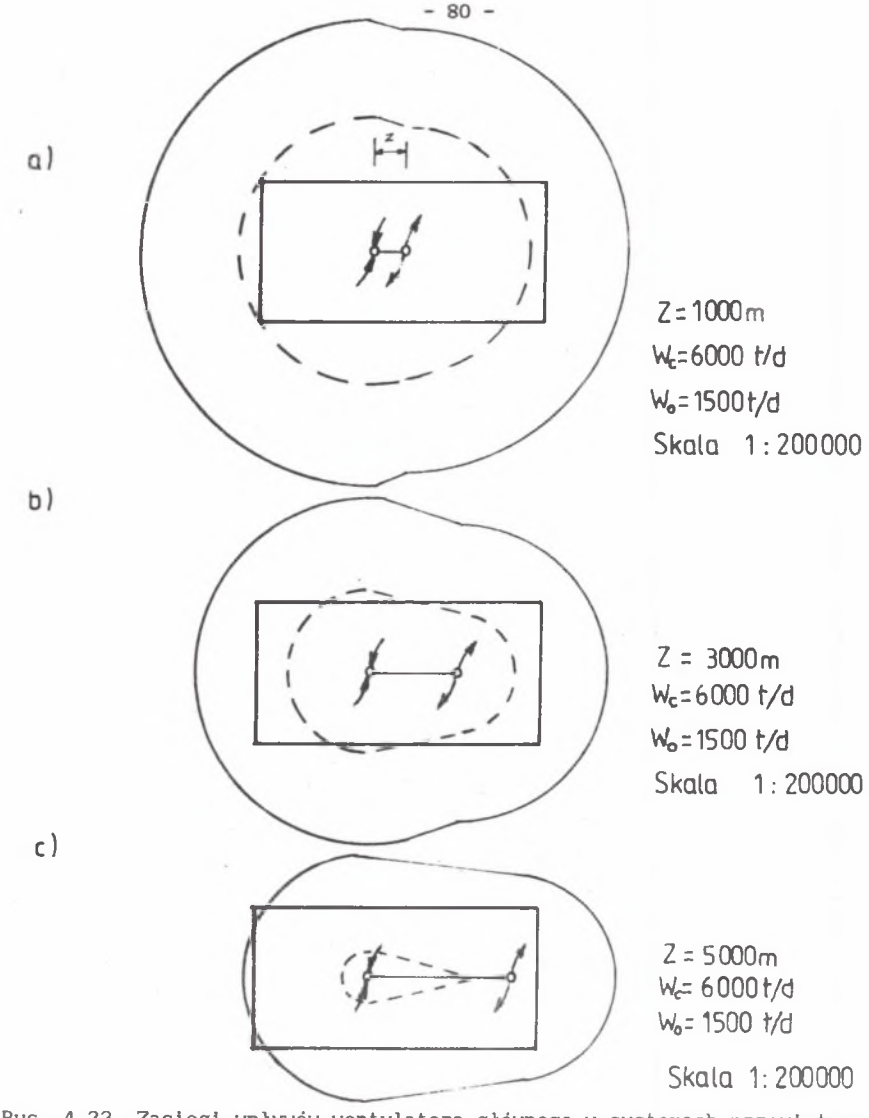


Rys. 4.22. Zasięgi wpływów wentylatora głównego w systemach przewietrzania centralnych dwupoziomowych o podobnej strukturze w zależności od zmian wydobycia dobowego oddziałów W_o

a) zbiór C2 - wydruk 2, b) zbiór C21 - wydruk 7, c) Zbiór C22 - wydruk 8, d) zbiór C23 - wydruk 9, e) zbiór C24 - wydruk 10

Fig. 4.22 Influence ranges of the main fan in a central two-level system of ventilation depending on the changes in the daily output of sections W_o

a) set C2 - printout 2, b) set C21 - printout 7, c) set C22 - printout 8 d) set C23 - printout 9, e) set C23 - printout 10



Rys. 4.23. Zasięgi wpływów wentylatora głównego w systemach przewietrzania skrzydłowych dwupoziomowych w zależności od zmian odległości pomiędzy szybem wdechowym i wydechowym

a zbiór S2 - wydruk 4, 4a, 4b, b) zbiór S21 - wydruk 11, 11a, 11b,

c) zbiór S22 - wydruk 12, 12a, 12b

Fig. 4.23. Influence ranges of the main fan in wing two-level systems of ventilation depending on the changes of the distance between the downcast and upcast shaft Z

a) set S2 - printout 4, 4a, 4b, b) set S21 - printout 11, 11a, 11b,

c) set S22 - printout 12, 12a, 12b

c) Zmiany innych parametrów techniczno-eksploatacyjnych

Istotny wpływ na wentylację kopalni, strukturę jej sieci wentylacyjnej oraz zasięg wpływu wentylatora głównego posiadają ponadto:

- zmiany głębokości poziomów eksploatacyjnych,
- zmiany odległości pomiędzy szybem wdechowym a wydechowym peryferyjnym,
- zmiany przekroju wyrobisk udostępniających,
- uwzględnienie dodatkowych równoległych bocznic udostępniających,
- zmiany długości niektórych bocznic, na przykład szybów i. kanałów wentylacyjnych.

Głębokości poziomów eksploatacyjnych oraz szybów zależą przede wszystkim od budowy geologicznej górotworu, dlatego analiza ich zmian pod kątem wentylacyjnym nie ma większego znaczenia.

Istotne znaczenie dla wentylacji posiada natomiast odległość szybu peryferyjnego od szybu centralnego. Parametr ten zmienia kształt oraz pole powierzchni wpływu wentylatora

W niniejszym opracowaniu wykonano obliczenia przyjętego modelu sieci wentylacyjnej (S1001-2) dla trzech różnych odległości szybu peryferyjnego od centralnego, a mianowicie dla 1 km, 3 km i 5 km. Wyniki obliczeń zestawiono w wydrukach 11 i 12, natomiast zmiany zasięgów wpływu wentylatora na rysunku 4.23. Zwiększenie odległości pomiędzy szybami centralnymi i peryferyjnymi w systemie skrzydłowym zmniejsza zasięg wpływu wentylatora oraz wydłuża jego kształt.

Zwiększenie przekroju wyrobisk udostępniających lub projektowanie nowych wyrobisk równoległych zawsze spowoduje powiększenie zasięgu wpływu wentylatora. Zmiany te projektant będzie musiał wprowadzać bardzo często podczas obliczeń, aby zachować warunek przepustowości wyrobisk. Podczas obliczeń sześciu przykładów struktur sieci wentylacyjnej (rozdz. 4.2.1) były one często wprowadzane.

4.3. ZASTOSOWANIE PROGRAMU KOWEKO DO ANALIZY ZAŁOŻEŃ PROJEKTOWANYCH KOPALNI "Y"

4.3.1. Struktura sieci wentylacyjnej kopalni "Y" w budowie

Sieć wentylacyjna kopalni "Y" według projektu ZTE jest skomplikowana i bardziej rozbudowana aniżeli proste modele struktury sieci wentylacyjnej przyjęte w programie KOWEKO. Stosując umowne oznaczenie sieć tę można opisać

w postaci K2112-2. Schemat przestrzenny sieci wentylacyjnej kopalni dla wydobycia docelowego przedstawiono na rys. 4.24. Kopalnia dwupoziomowa (poz. 700 m i 1050 m) o kombinowanym systemie wentylacyjnym. Z trzema szybami wentylacyjnymi II, IV i V związane są trzy podsieci wentylacyjne. Szyb wentylacyjny II służy do przewietrzania komór na wszystkich poziomach przy szybach głównych oraz do przewietrzania robót udostępniających na poziomach głębszych. Ponieważ przewiduje się udostępnienie poziomu 1200 m, który zastąpi w przyszłości eksploatację z poziomu 700 m, roboty udostępniające na tym poziomie przyjęto jako dodatkowy rejon wentylacyjny. Podsieć wentylacyjna związana z wentylatorem na szybie IV obejmie 7 oddziałów eksploatacyjnych, przy czym po 3 oddziały zasilane powietrzem świeżym od szybów głównych I i III na poziomie 700 i 1050 m oraz jeden oddział nadpoziomowy, do którego świeże powietrze dopływa od szybu VI z poziomu 500 m i wyrobiskami wentylacyjnymi na tym samym poziomie odprowadzane jest do szybu IV. Podsieć związana z szybem wentylacyjnym V obejmuje również 7 oddziałów eksploatacyjnych po 3 na poziomie 700 i 1050 m, do których świeże powietrze dopływa z szybów I i III oraz jeden na poz. 500 m, do którego świeże powietrze doprowadzane jest z szybu VI.

Obydwie podsieci związane z szybami wentylacyjnymi IV i V są więc jednakowo obciążone wentylacyjnie.

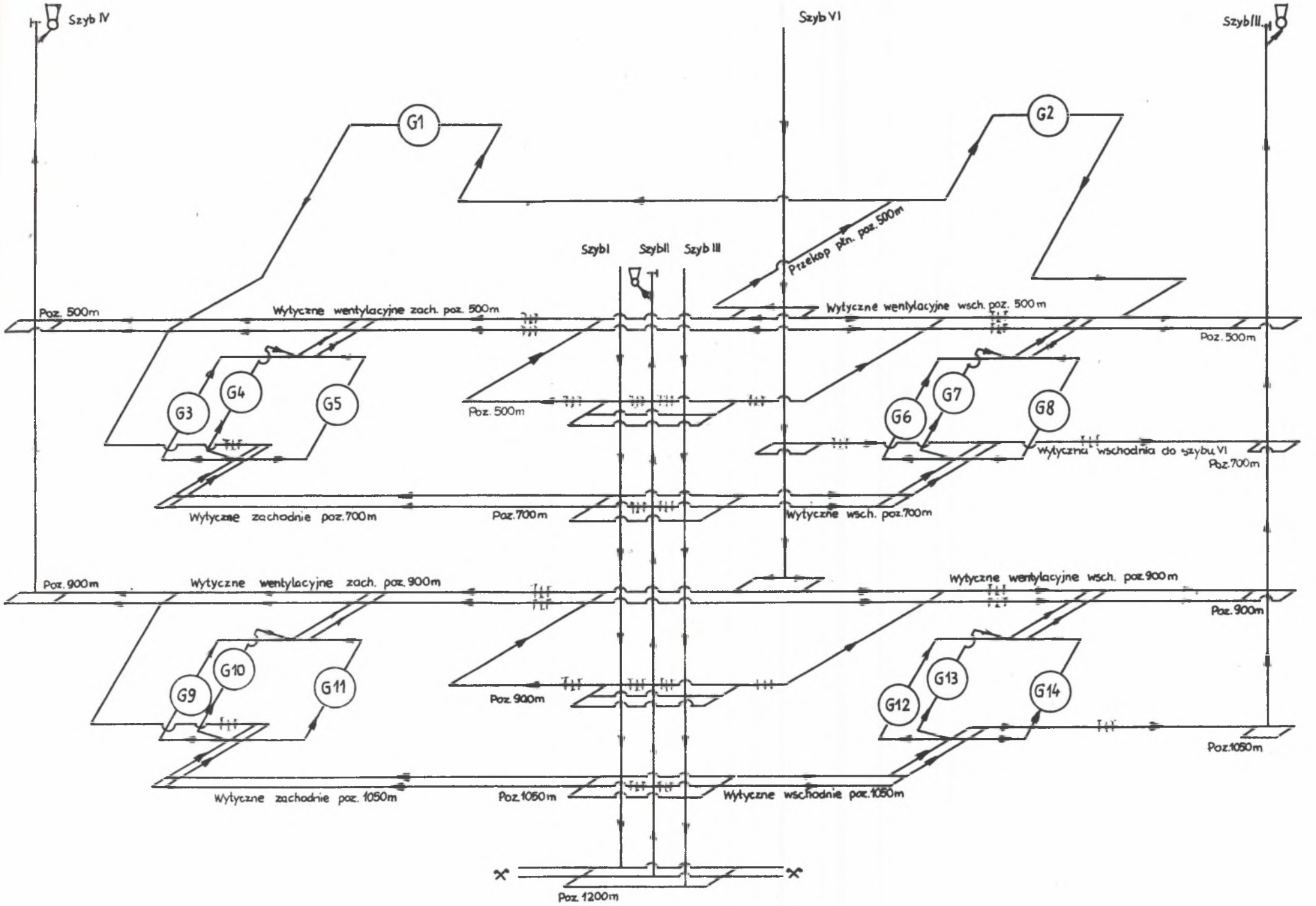
Uwzględniając wszystkie projektowane oddziały eksploatacyjne oraz roboty udostępniające na poz. 1200 m przyjęto, że kopalnia uzyska docelowe wydobycie z 14 oddziałów eksploatacyjnych oraz 4 oddziałów prowadzących roboty udostępniające.

4.3.2. Projektowanie sieci wentylacyjnej do obliczeń wg programu KOWEKO

Sieć wentylacyjna kopalni "Y" jest rozbudowana, wieloszybowa i nie można jej porównać z modelami sieci wentylacyjnej przyjmowanymi do programu KOWEKO. Sieć tę można jednak przygotować do obliczeń, dzieląc ją na kilka (w naszym przypadku na cztery) podsieci podstawowych.

Wyodrębniono więc w modelu sieci wentylacyjnej kopalni "Y" cztery podsieci podstawowe - dwie o kombinowanym systemie przewietrzania i dwie o skrzydłowym systemie przewietrzania. Podziału sieci kop. "Y" (rys. 4.25a, b, c, d) dokonano poprzez rozszczepienie szybów wydechowych oraz szybu wdechowego VI.

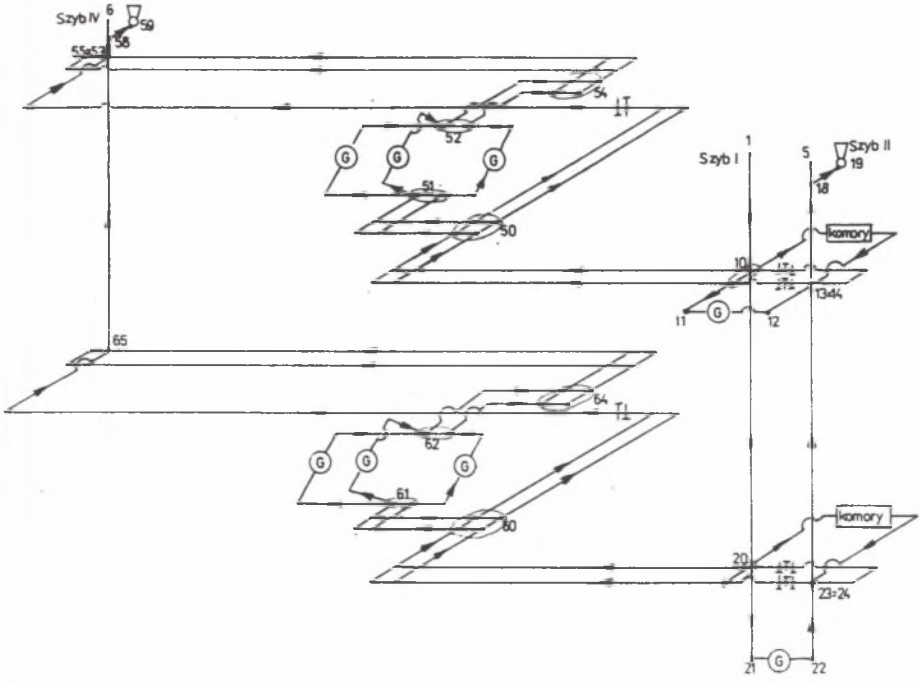
Rozszczepienia szybu wydechowego II i wdechowego pomocniczego VI dokonano w sposób równomierny ze względu na opory jednostkowe odcinków tych szybów.



Rys. 4.24. Uproszczony schemat przestrzenny kopalni "Y"
w okresie osiągnięcia wydobycia docelowego

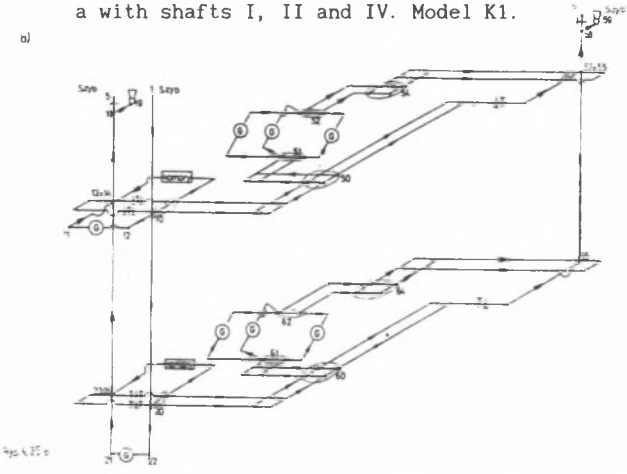
Fig. 4.24. Simplified space diagram of the mine "Y" during the achievement
of the final production rate

a)



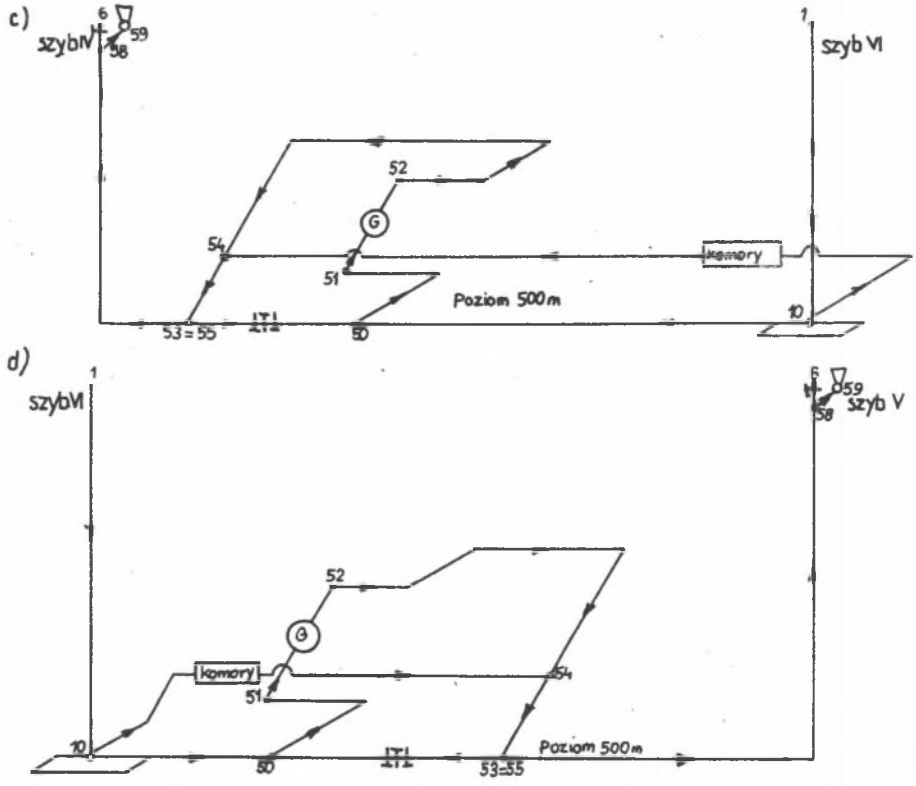
Rys. 4.25. Schemat przestrzenny podsieci wentylacyjnej kopalni "Y"
a) z szybami II, III i IV

Fig. 5.25. Space diagram of the ventilation subnetwork of the mine "Y"
a with shafts I, II and IV. Model K1.



Rys. 4.25. Schemat przestrzenny podsieci wentylacyjnej kopalni "Y"
b) z szybami II, III i IV

Fig. 4.25. Space diagram of the ventilation subnetwork of the mine "Y"
b) with shafts, II, III and IV



Rys. 4.25. Schematy przestrzenne podsieci wentylacyjnej kopalni "Y"
c) z szybami IV i IV - model S1, d) z szybami VI i V - model S1
Fig. 4.25. Space diagram of the ventilation subnetwork of the mine "Y"
c) with shafts VI and IV - Model S1, d) with shafts VI and V - Model S1

Opory jednostkowe rozszczepionych szybów III i VI obliczono ze wzorów na opór zastępczy dwóch bocznic równoległych, czyli:

$$\frac{1}{\sqrt{R_z}} = \frac{1}{\sqrt{R_a}} + \frac{1}{\sqrt{R_t}} , \qquad (4.3.1)$$

gdzie:

R_z - opór jednostkowy szybu,

R_a i R_t - opory jednostkowe szybu po rozszczepieniu.

Ponieważ rozszczepienie szybów II i VI jest równomierne, czyli w stosunku 1:1, opory jednostkowe $R_c = R_b$ obliczono ze wzoru:

$$R_a = R_b = 4R_z \,. \tag{4.3.2}$$

Na podstawie oporów jednostkowych R_c i R_b przyjęto z tabel średnice rozszczepionych szybów II i VI.

Szyby II i VI posiadają średnicę 9 m a opór jednostkowy $R_z = 0{,}000005$ kg/m^7.

Po rozszczepieniu opory szybów $R_z = R_b = R_g = R_h$ będą wynosić 0,000025, a ich średnice 7 m.

Szyby wentylacyjne IV i V zostały rozszczepione nierównomiernie w stosunku równym liczbie oddziałów przewietrzanych na te szyby od szybów wdechowych głównych i od szybu VI.

Stosunek wynosi 6:1. Przykładowo więc, na szyb IV i V od szybów głównych doprowadzana jest około sześciokrotnie większa ilość powietrza aniżeli od szybu VI.

Aby spadki naporu na jednostkowych odcinkach rozszczepionego szybu VI były te same, powinna być spełniona zależność:

$$\Delta p_{IV_c} = R_c(6\ V_d)^2 = \Delta p_{IV_d} = R_d\ V_d^2 \,, \tag{4.3.3}$$

czyli:

$$R_d = 3\ 6\ R_c \,, \tag{4.3.4}$$

gdzie:

Δp_{IV_c} oraz R_c - spadek naporu i opór jednostkowy rozdzielonej części szybu IV związanej z szybami głównymi,

Δp_{IV_d} oraz R_d - spadek naporu i opór jednostkowy rozdzielonej części szybu IV związanej z szybem VI.

Wstawiając wzór (4.3.4) do równania (4.3.1) otrzymamy R_d oraz R_c, a następnie średnice części c i d szybu IV rozszczepionego proporcjonalnie do obciążenia wentylacyjnego obydwu podsieci:

D_c = 8,6 m ,

D_d = 5,0 m.

W tabeli 4.2 podano parametry szybów wdechowych i wydechowych kopalni "Y" przed i po rozszczepieniu II, IV i V.

W tabeli 4.3 podano odległości pomiędzy szybami wdechowymi a wydechowymi peryferyjnymi mierzone wzdłuż wyrobisk udostępniających (przekopów).

Tabela 4.3

Odległość między szybami wdechowymi i wydechowymi peryferyjnymi

Szyby wdechowe	Odległości do szybów wydechowych m	
	Szyb IV	Szyb V
I i III	5600 m	7000 m
VI	4000 m	3300 m

Po rozszczepieniu bocznic (szybów II, IV, V i VI) utworzono z sieci wentylacyjnej kop. "Y" cztery modele podstawowe oznaczone symbolami: Bud K1, Bud K2, Bud S1, Bud S2.

Bud K1 Model podsieci wentylacyjnej, o kombinowanym systemie wentylacji, dwupoziomowy, kopalni "Y", obejmujący szyb wdechowy I oraz szyby wydechowe IIa i IVc.

Bud K2 Model podsieci obejmujący szyb wdechowy III oraz szyby wydechowe IIb i Ve.

Bud S1 Model podsieci wentylacyjnej o skrzydłowym systemie przewietrzania jednopoziomowy, obejmujący szyb wdechowy VIg i wydechowy IVd.

Bud S2 Model podsieci obejmujący szyb wdechowy VIh i wydechowy Vf.

Poszczególne podsieci wentylacyjne zamieszczono na rys. 4.25a, b, c, d. Wyniki obliczeń poszczególnych modeli wg programu KOWEKO zamieszczono w wydrukach (13, 14, 15 i 16).

4.3.3. Analiza obliczeń modeli sieci wentylacyjnej kopalni "Y" wg programu KOWEKO

Model Bud K1

Jest podsiecią kopalni dwupoziomowej o kombinowanym systemie przewietrzania. Posiada jeden szyb wdechowy I oraz dwa szyby wydechowe: szyb centralny IIa i szyb peryferyjny IVc.

Szyby wydechowe IIa i IVc stanowią bocznice powstałe przez rozszczepienie szybów II i IV. W modelu tym występuje 6 oddziałów eksploatacyjnych, po trzy na każdym poziomie oraz dwa oddziały robót udostępniających traktowane w obliczeniach tak samo jak oddziały eksploatacyjne. Oddziały robót udostępniających występujące jeden na poz. 700 m, drugi na poziomie 1050 m zwiazązane są s szybem wentylacyjnym IIa, natomiast sześć oddziałów eksploatacyjnych z szybem wentylacyjnym IVc.

Po wprowadzeniu danych w tabelach programu KOWEKO dla wybranego modelu przewietrzania (system kombinowany, dwupoziomowy) wyznaczono rozpływ powietrza oraz zasięgi wpływów wentylatorów głównych (wydruk 13).

Obliczono całkowity wydatek powietrza w szybie I równy

V_I = 30000 m^3/min a w kanale szybu wentylacyjnego IIa

V_{IVc} = 19688 m^3/min a w kanale szybu wentylacyjnego IIa

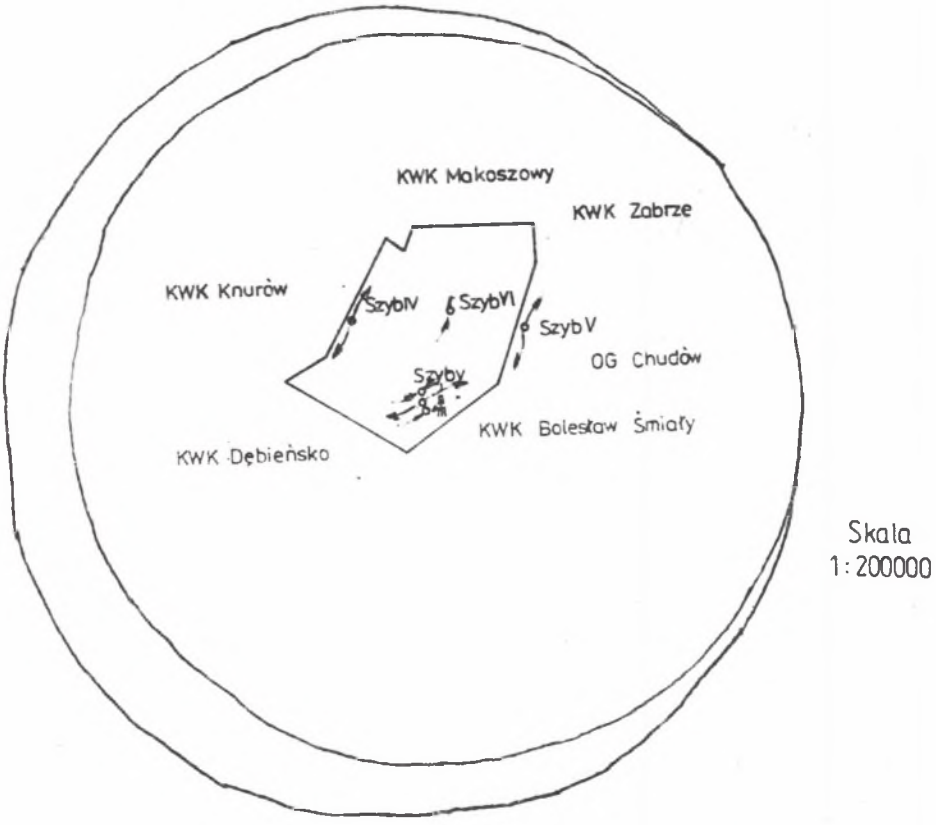
V_{IIa} = 17813 m^3/min.

Zasięgi wentylacji kształtowały się:

- dla szybu IVc oraz poziomu eksploatacyjnego 700 m (wydruk 13c)
  - Z_1 = 13720 m (zasięg przy szybie I)
  - Z_2 = 10780 m (zasięg przy szybie IVc)
- dla szybu IVc i poziomu eksploatacyjnego 1050 m (wydruk 13d)
  - Z_3 = 7140 m (zasięg przy szybie I)
  - Z_4 = 4760 m (zasięg przy szybie IVc)

Na rys. 4.26 przedstawiono zasięg wpływu wentylatorów przy szybach IVc i Ve dla poziomu 700 m, natomiast na rys. 4.27 - dla poziomu 1050 m.

Zasięgi wpływów wentylatora na szybie IVc, pokazane na rys. 4.26 i 4.27 oraz na wydruku 13c i d, obejmują cały obszar górniczy. Zasięgi te są wyznaczone dla przyjętego spiętrzenia wentylatora głównego 5000 Pa.

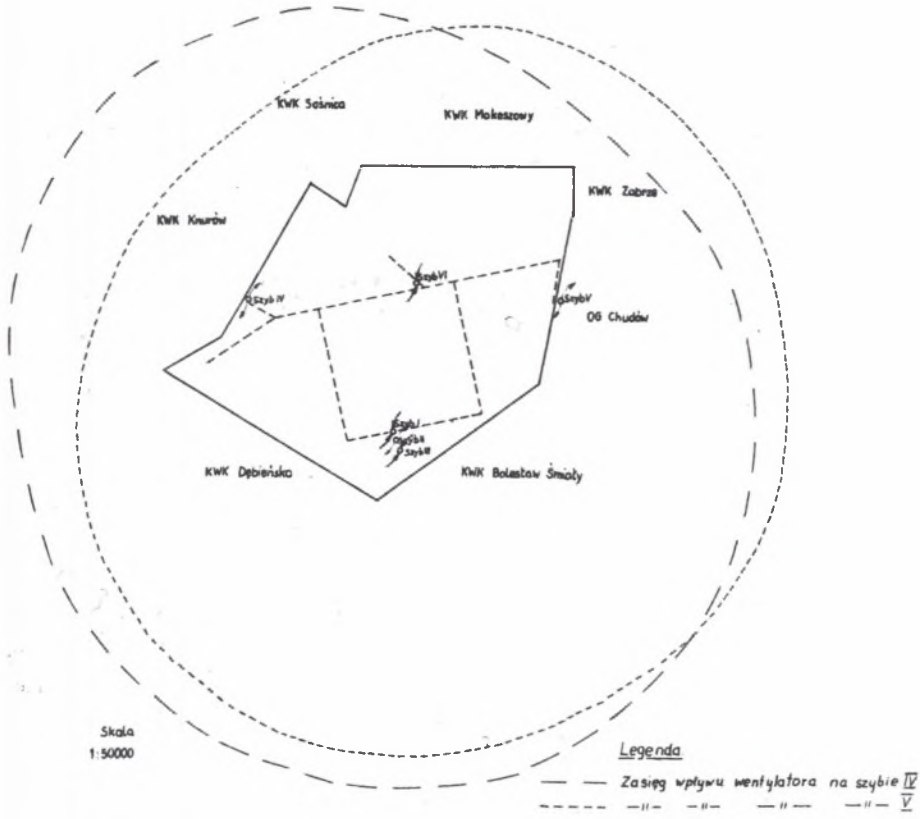


Rys. 4.26. Obszar górniczy KWK "Y" wraz z zasięgami wpływu wentylatorów głównych dla poziomu eksploatacyjnego 700 m i spiętrzenia wentylatorów WPK-5,3 na szybie IV i V równego 5000 Pa

- zasięg wpływu wentylatora przy szybie IV dla podsieci K1
- zasięg wpływu wentylatora przy szybie V dla podsieci K2

Fig. 4.26. Mining area of the coal mine "Y" together with the influence ranges of the main fans for the mining level 700 m and concentrations for the fans WPK-5,3 on shaft IV and V, equal to 500 Pa

- influence range of the fan at shaft IV for subnet K1
- influence range for the fan at shaft V for subnet K2



Rys. 4.27. Obszar górniczy KWK "Y" wraz z zasięgiem wpływu wentylatorów głównych dla poziomu eksploatacyjnego 1050 m i spiętrzenia wentylatorów WPK-5,3 przy szybie IV i V równego 5000 Pa

- zasięg wpływu wentylatora przy szybie IV dla podsieci K1,
- zasięg wpływu wentylatora przy szybie V dla podsieci K2

Fig. 4.27. Mining area of the coal mine "Y" together with the influence range of the main fans for the mining level 1050 m and concentration of the fans WPK-5,3 at shaft IV and V, equal to 5000 Pa

- influence range of the fan at shaft IV for subnet K1
- influence range of the fan at shaft V for subnet K2

Model Bud K2

Model Bud K2 stanowi podsieć wentylacyjną o kombinowanym systemie przewietrzania, dwupoziomową. Składa się z szybu wdechowego III centralnego oraz z rozszczepionych szybłw IIb i Ve.

Model Bud K2 jest identyczny z modelem Bud K1 pod względem struktury, natomiast różni się tylko odległością szybu III od szybu V. Wyniki obliczeń modelu podsieci Bud K2 przedstawiono na wydruku 14a, b, c, d.

Całkowity wydatek powietrza w szybie III wynosi 30000 m^3/min, natomiast w rozszczepionym szybie IIb i Ve odpowiednio

$\dot{V}_{IIb}$ = 17813 m^3/min, $\dot{V}_{Ve}$ = 19688 m^3/min. Zasięgi wpływu wentylatora Ve wynoszą:

- dla poziomu 700 m Z_1 = 12950 m (zasięg przy szybie III)
  Z_2 = 9275 m (zasięg przy szybie Ve)
- dla poziomu 1050 m Z_1 = 6475 m (zasięg przy szybie III)
  Z_2 = 3325 m (zasięg przy szybie Ve)

Zasięgi te przedstawione są na rys. 4.26 i 4.27.

Model Bud S1

Model Bud S1 stanowi podsieć wentylacyjną kopalni składającą się z szybu wdechowego VIg wyrobisk udostępniających na poz. 500, jednego oddziału eksploatacyjnego oraz szybu IVd.

Zarówno szyb VI, jak i IV są szybami rozszczepionymi. Model sieci Bud S1 jest modelem skrzydłowym jednopoziomowym.

Po wyborze w programie KOWEKO modelu skrzydłowego jednopoziomowego S1001-1 i wprowadzeniu danych otrzymano rozpływ powietrza i zasięgi wpływu wentylatora na szybie IVd (wydruk 15a,b). Ilość powietrza w bocznicy rozszczepionego szybu VId wynosi 3000 m^3/min w kanale wentylacyjnym rozszczepionego szybu IVd V_{IVd} = 3750 m^3/min. Zasięgi wpływu wentylatora wynoszą:

Z_1 = 70900 m (zasięgi przy szybie VIg).
Z_2 = 69700 m (zasięgi przy szybie IV d).

Model Bud S2

Model Bud S2 stanowi również sieć o systemie przewietrzania skrzydłowym jednopoziomowym, związanym z szybami VI i V, Model ten jest identyczny pod wzgędem struktury z modelem Bud S1. Różnica pomiędzy obydwoma modelami występuje tylko w innej odległości między szybami wdechowymi i wydechowymi.

Według obliczeń (wydruk 16a, b) ilość powietrza w szybie VIh wynosi 3000 m^3/min w kanale wentylacyjnym szybu Vf 3750 m^3/min, natomiast zasięgi wpływu wentylatora przy szybie Vf wynoszą:

z_1 = 71527 m (zasięg przy szybie VIh),

z_2 = 70537 m (zasięg przy szybie Vf),

Zasięgi wpływu wentylatora przy szybach IVd i Vf są bardzo duże i świadczą o tym, że mógłby być przewietrzany oddział eksploatacyjny nawet 70 km od szybu VI. Ponieważ oddziały eksploatacyjne nie będą tak bardzo odległe, na wlotach do tych oddziałów muszą być ustawione tamy regulacyjne, które wywołując dodatkowy spadek naporu powodują, że zasięgi wpływu wentylatora w rozpatrywanych podsieciach ze skrzydłowym systemem przewietrzania będą mniejsze.

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń projektowanego modelu sieci wentylacyjnej kopani "Y" w rozbiciu na modele podstawowe można dokonać analizy wentylacji całej kopalni.

W tabeli 4.4 dokonano zestawienia ważniejszych parametrów ilościowych powietrza w kopalni oraz w poszczególnych szybach wdechowych i wydechowych. Na podstawie wydatku powietrza w kanałach wentylacyjnych oraz przyjętego maksymalnego spiętrzenia wentylatorów głównych Δp = 5000 Pa obliczono wielkości otworów równoznacznych dla poszczególnych szybów wentylacyjnych oraz dobrano wentylatory główne (tabela 4.4).

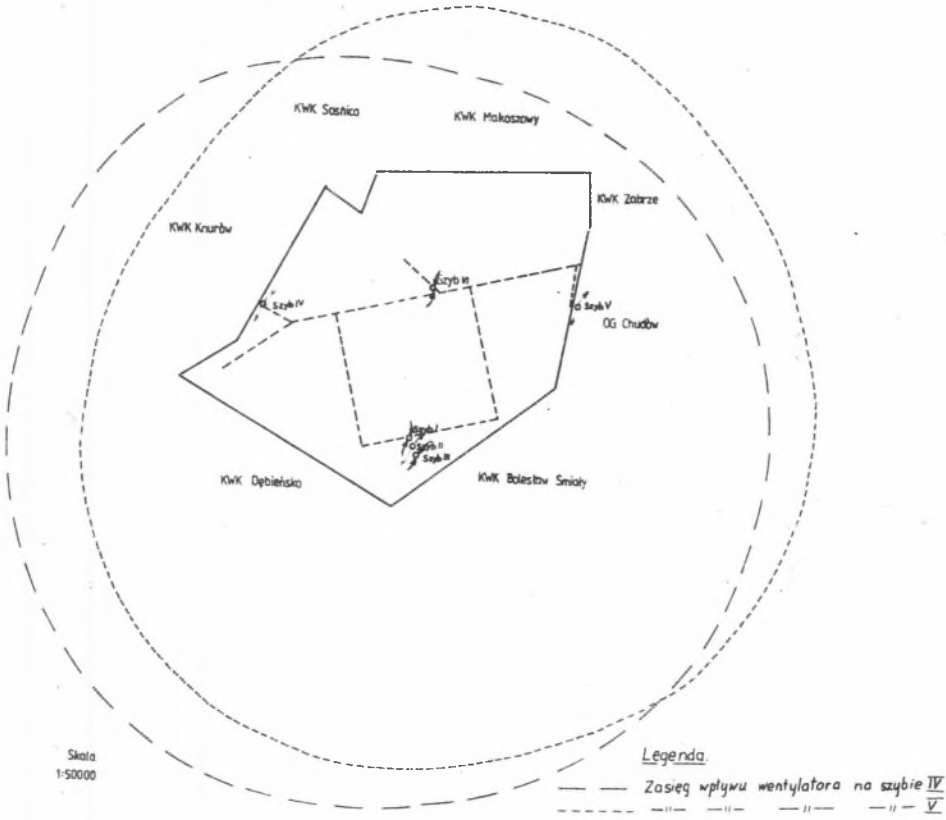
Przedstawione w wydrukach obliczeń oraz na rys. 4.26 i 4.27 zasięgi wpływów wentylatorów na szybie IV i V są obliczone dla maksymalnego spiętrzenia wentylatorów głównych. Gdyby przyjąć nominalne parametry pracy danego wentylatora, należałoby zwiększyć otwór równoznaczny kopalni, czyli przy niezmiennym wydatku powietrza zmniejszyć spiętrzenie wentylatora. Zmniejszenie spiętrzenia wentylatora spowoduje zmniejszenie zasięgu wpływu wentylatora. Można więc określić zasięg wpływu wentylatora dla parametrów nominalnych jego pracy przy określonej prędkości obrotowej wirnika. W tabeli 4.4 podano maksymalne i nominalne zasięgi wpływów dobranych wentylatorów głównych. Graficznie nominalne zasięgi wpływu wentylatorów głównych na szybach IV i V przedstawiono na rys. 4.28 i 4.29.

Dla poziomu 700 m, zarówno dla maksymalnego jak i nominalnego spiętrzenia wentylatorów głównych, zasięgi ich wpływów w całości pokrywają obszar górniczy kopalni, co świadczy, że projektowane oddziały eksploatacyjne na tym poziomie będą posiadały wystarczającą ilość powietrza. Dla poziomu 1050 m tylko dla maksymalnego spiętrzenia wentylatorów głównych (Δp = 5000 Pa) strefy zasięgów wpływów obejmują cały obszar górniczy. Dla spiętrzenia nominalnego wentylatorów WPK-5,3 o obrotach 300 1/min (Δp = 4000 Pa), strefy wpływów wentylatorów na szybie IV i V nie obejmują całego obszaru górniczego kopalni (rys. 4.29). W oddziałach usytuowanych poza strefą wpływu wentylatorów wystąpią zmniejszone ilości powietrza w stosunku do ilości projektowanej i trudności wentylacyjne. Odpowiednia zmiana założeń wstępnych lub struktury

Tabela 4.4

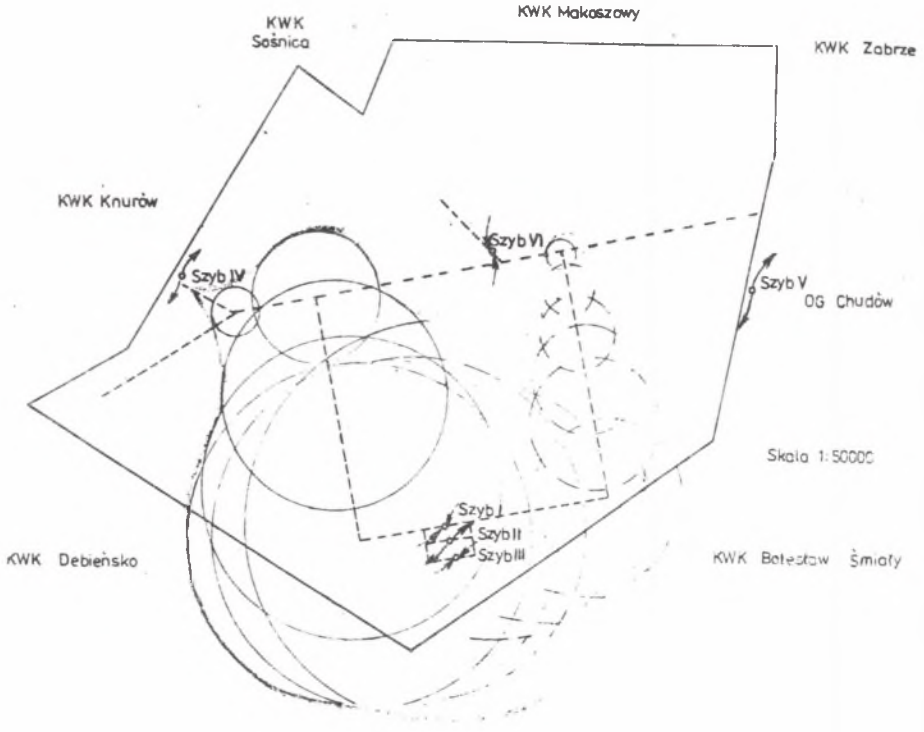
Podstawowe dane wentylacyjne kopalni "Y" w okresie osiągnięcia wydobycia docelowego

Nazwa	Parametry maksymalne				Typ wentylatora	Parametry nominalne			
	Wydatek objętościowy $\dot{V}$ m^3/min	Spiętrzenie wentylatora Δp Pa	Otwór równoznaczny A m^2	Zasięg wentylatora Z m		Wydatek objętościowy $\dot{V}$ m^3/min	Spiętrzenie wentylatora Δp Pa	Otwór równoznaczny A m^2	Zasięg wentylatora Z m
Ilość powietrza świeżego szyby wdechowe	66000	-	-	-	-	66000	-	-	-
Ilość powietrza na wentylatorach	82502	-	-	-	-	82502	-	-	-
Szyb II (kanał wentylacyjny)	35626	5000	10,0	Nie analizowano	2 x WPK-3,9 n = 375 obr./min	35626	4500	10,8	Nie analizowano
Szyb IV (kanał wentylacyjny)	23438	5000	6,57	poz. 700 m Z_1 = 13720 Z_2 = 10780 poz. 1050 m Z_3 = 7140 Z_4 = 4760	WPK-5,3 n = 355 obr./min	23438	4000	7,35	poz. 700 m Z_1 = 7226 Z_2 = 4288 poz. 1050 m Z_3 = 2170 Z_4 = 0
Szyb V (kanał wentylacyjny)	23438	5000	6,57	poz. 700 m Z_1 = 12950 Z_2 = 9275 poz. 1050 m Z_3 = 6475 Z_4 = 3325	WPK-5,3 n = 355 obr./min	23438	4000	7,35	poz. 700 m Z_1 = 6458 Z_2 = 2781 poz. 1050 m Z_3 = 1502 Z_4 = 0
Szyb I	30000	-	-	-		30000	-	-	-
Szyb III	30000	-	-	-		30000	-	-	-
Szyb VI	6000	-	-	-		6000	-	-	-



Rys. 4.28. Obszar górniczy KWK "Y" wraz z zasięgiem wpływów wentylatorów głównych dla poziomu eksploatacyjnego 700 m i spiętrzenia wentylatorów WPK-5,3 przy szybie IV i V równego 4000 Pa
- zasięg wpływu wentylatora przy szybie IV dla podsieci K1,
- zasięg wpływu wentylatora przy szybie V dla podsieci K2

Fig. 4.28. Mining area of the coal mine "Y" together with the influence range of the main fans for the mining level 700 m and concentration of the fans WPK-5,3 at shaft IV and V equal to 4000 Pa
- influence range of the at shaft IV for subnet K1
- influence range of the fan at shaft V for subnet K2



Rys. 4.29. Obszar górniczy wraz z zasięgiem wpływu wentylatorów głównych dla poziomu eksploatacyjnego 1050 m i spiętrzenia wentylatorów WPK-5,3 w szybie IV i V równego 4000 Pa

- zasięg wpływu wentylatora przy szybie IV dla podsieci K1
- zasięg wpływu wentylatora przy szybie V dla podsieci K2

Fig. 4.29. Mining area together with the influence range of the main fans for the mining level 1050 m and concentrations of the fans WPK-5,3 in shafts IV and V, equal to 4000 Pa

- unfluence range of the fan at shaft IV for subnet K1
- influence range of the fan at shaft V for subnet K2

sieci wentylacyjnej może spowodować zwiększenie strefy wpływu wentylatora na tym poziomie. Obliczenia wstępne projektowanych sieci wentylacyjnych kopalń umożliwiają więc podjęcie prawidłowych decyzji projektowych w zakresie eksploatacji, budownictwa górniczego, jak i wentylacji kopalni.

Wydruk 2

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: C 1010-2

Zbior: C2.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 6000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I = 500.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II = 700.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	13000	38.5	5.6	12.0 m/s	500	0.012460	585
10-11	Przekop	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	9200	0.598196	1495
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
12-14	Przekop	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	9200	0.598196	1495
10-13	Komora		1300						
10-13	Straty wewnet.		1950						
14-18	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	13000	38.5	5.6	12.0 m/s	300	0.007476	351
5-18	Straty zewnet.		3250						
18-19	Kanal went.	prz.[m²]-20.0	16250	20.0	13.5	15.0 m/s	30	0.001863	137
10-20	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	6750	38.5	2.9	12.0 m/s	200	0.004984	63
20-21	Przekop	typ LP- 8	3500	11.8	4.9	8.0 m/s	5500	0.357617	1217
21-22	Oddzial		1750					1.500000	1276
21-22	Oddzial		1750					1.500000	1276
22-24	Przekop	typ LP- 8	3500	11.8	4.9	8.0 m/s	5500	0.357617	1217
20-23	Komora		1300						
20-23	Straty wewnet.		1950						
23-24	Chodnik		3250						
24-13	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	6750	38.5	2.9	12.0 m/s	100	0.002492	32
13-14	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	10000	38.5	4.3	12.0 m/s	200	0.004984	138

Wydruk 3

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: S 1001-1

Zbior: S1.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 6000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego = 500.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf. = 1000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]= 7.0	12000	38.5	5.2	12.0 m/s	500	0.012460	498
10-50	Przekop	typ LP- 8	4800	11.8	6.8	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
10-50	Przekop	typ LP- 8	4800	11.8	6.8	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-51	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-51	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
52-54	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
52-54	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
10-54	Komora		2400						
54-55	Przekop	typ LP- 8	4200	11.8	5.9	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
54-55	Przekop	typ LP- 8	4200	11.8	5.9	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-55	Straty wewnet.		3600						
55-58	Szyb wydech.	sred.[m]= 7.0	12000	38.5	5.2	12.0 m/s	300	0.007476	299
6-58	Straty zewnet.		3000						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]=25.0	15000	25.0	10.0	15.0 m/s	25	0.000824	51

Wydruk 3 "a"

Parametry przekopow
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: S 1001-I

Zbior: S1.DAT

bocz.	dl. L[m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. SW[Pa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	8925	0.580315	1451
52-54	8925	0.580315	1451
54-55	1000	0.065021	319
10-50	25	0.001626	10
50-51	8900	0.578689	1447
52-54	8900	0.578689	1447
54-55	975	0.063396	311
10-50	50	0.003251	21
50-51	8900	0.578689	1447
52-54	8900	0.578689	1447
54-55	950	0.061770	303
10-50	75	0.004877	31
50-51	8900	0.578689	1447
52-54	8900	0.578689	1447
54-55	925	0.060145	295
10-50	100	0.006502	42
50-51	8875	0.577064	1443
52-54	8875	0.577064	1443
54-55	900	0.058519	287
10-50	125	0.008128	52
50-51	8875	0.577064	1443
52-54	8875	0.577064	1443
54-55	875	0.056894	279
10-50	150	0.009753	62
50-51	8875	0.577064	1443
52-54	8875	0.577064	1443
54-55	850	0.055268	271
10-50	175	0.011379	73
50-51	8875	0.577064	1443
52-54	8875	0.577064	1443
54-55	825	0.053643	263
10-50	200	0.013004	83
50-51	8850	0.575438	1439
52-54	8850	0.575438	1439
54-55	800	0.052017	255
10-50	225	0.014630	94
50-51	8850	0.575438	1439
52-54	8850	0.575438	1439
54-55	775	0.050391	247
10-50	250	0.016255	104
50-51	8850	0.575438	1439
52-54	8850	0.575438	1439
54-55	750	0.048766	239
10-50	275	0.017881	114
50-51	8825	0.573813	1435
52-54	8825	0.573813	1435
54-55	725	0.047140	231
10-50	300	0.019506	125
50-51	8825	0.573813	1435
52-54	8825	0.573813	1435
54-55	700	0.045515	223
10-50	325	0.021132	135
50-51	8825	0.573813	1435
52-54	8825	0.573813	1435
54-55	675	0.043889	215
10-50	350	0.022757	146
50-51	8800	0.572187	1430
52-54	8800	0.572187	1430
54-55	650	0.042264	207
10-50	375	0.024383	156
50-51	8800	0.572187	1430
52-54	8800	0.572187	1430
54-55	625	0.040638	199
10-50	400	0.026009	166
50-51	8800	0.572187	1430
52-54	8800	0.572187	1430
54-55	600	0.039013	191
10-50	425	0.027634	177
50-51	8800	0.572187	1430
52-54	8800	0.572187	1430
54-55	575	0.037387	183
10-50	450	0.029260	187
50-51	8775	0.570562	1426
52-54	8775	0.570562	1426
54-55	550	0.035762	175
10-50	475	0.030885	198
50-51	8775	0.570562	1426
52-54	8775	0.570562	1426
54-55	525	0.034136	167
10-50	500	0.032511	208
50-51	8775	0.570562	1426
52-54	8775	0.570562	1426
54-55	500	0.032511	159
10-50	525	0.034136	218
50-51	8750	0.568936	1422
52-54	8750	0.568936	1422
54-55	475	0.030885	151
10-50	550	0.035762	229
50-51	8750	0.568936	1422
52-54	8750	0.568936	1422
54-55	450	0.029260	143
10-50	575	0.037387	239
50-51	8750	0.568936	1422
52-54	8750	0.568936	1422
54-55	425	0.027634	135
10-50	600	0.039013	250
50-51	8725	0.567310	1418
52-54	8725	0.567310	1418
54-55	400	0.026009	127
10-50	625	0.040638	260
50-51	8725	0.567310	1418
52-54	8725	0.567310	1418
54-55	375	0.024383	119
10-50	650	0.042264	270
50-51	8725	0.567310	1418
52-54	8725	0.567310	1418
54-55	350	0.022757	112
10-50	675	0.043889	281
50-51	8725	0.567310	1418
52-54	8725	0.567310	1418
54-55	325	0.021132	104
10-50	700	0.045515	291
50-51	8700	0.565685	1414
52-54	8700	0.565685	1414
54-55	300	0.019506	96
10-50	725	0.047140	302
50-51	8700	0.565685	1414
52-54	8700	0.565685	1414
54-55	275	0.017881	88
10-50	750	0.048766	312
50-51	8700	0.565685	1414
52-54	8700	0.565685	1414
54-55	250	0.016255	80
10-50	775	0.050391	323
50-51	8675	0.564059	1410
52-54	8675	0.564059	1410
54-55	225	0.014630	72
10-50	800	0.052017	333
50-51	8675	0.564059	1410
52-54	8675	0.564059	1410
54-55	200	0.013004	64
10-50	825	0.053643	343
50-51	8675	0.564059	1410
52-54	8675	0.564059	1410
54-55	175	0.011379	56
10-50	850	0.055268	354
50-51	8650	0.562434	1406
52-54	8650	0.562434	1406
54-55	150	0.009753	48
10-50	875	0.056894	364
50-51	8650	0.562434	1406
52-54	8650	0.562434	1406
54-55	125	0.008128	40
10-50	900	0.058519	375
50-51	8650	0.562434	1406
52-54	8650	0.562434	1406
54-55	100	0.006502	32
10-50	925	0.060145	385
50-51	8650	0.562434	1406
52-54	8650	0.562434	1406
54-55	75	0.004877	24
10-50	950	0.061770	395
50-51	8625	0.560808	1402
52-54	8625	0.560808	1402
54-55	50	0.003251	16
10-50	975	0.063396	406
50-51	8625	0.560808	1402
52-54	8625	0.560808	1402
54-55	25	0.001626	8
10-50	1000	0.065021	416
50-51	8625	0.560808	1402
52-54	8625	0.560808	1402
54-55	0	0.000000	0

Wydruk 4

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: S 1001-2

Zbior: S2.DAT

Calkowite wydobycie	Wc	=	6000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu	Wo	=	1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I		=	500.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II		=	700.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf.		=	1000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. dW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	13000	38.5	5.6	12.0 m/s	500	0.012460	585
10-50	Przekop	typ LP- 8	4950	11.8	7.0	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-51	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
52-54	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
10-54	Komora		1300						
54-55	Przekop	typ LP- 8	4300	11.8	6.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-53	Straty wewnet.		1950						
55-58	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	13000	38.5	5.6	12.0 m/s	300	0.007476	351
6-58	Straty zewnet.		3250						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]-20.0	16250	20.0	13.5	15.0 m/s	30	0.001863	137
10-20	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	6750	38.5	2.9	12.0 m/s	200	0.004984	63
20-60	Przekop	typ LP- 8	5450	11.8	7.7	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-61	Przecznica	typ LP- 8	3500	11.8	4.9	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
61-62	Oddzial		1750					1.500000	1276
61-62	Oddzial		1750					1.500000	1276
62-64	Przecznica	typ LP- 8	3500	11.8	4.9	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
20-64	Komora		1300						
64-65	Przekop	typ LP- 8	4800	11.9	6.8	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-65	Straty wewnet.		1950						
65-53	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	6750	38.5	2.9	12.0 m/s	100	0.002492	32
53-55	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	8700	38.5	3.8	12.0 m/s	200	0.004984	105

Wydruk 4 "a"

Parametry przekopow na poziomie 1
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: S 1001-2

Zbior: S2.DAT

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	8175	0.531549	1329
52-54	8175	0.531549	1329
54-55	1000	0.065021	334
10-50	25	0.001626	11
50-51	8175	0.531549	1329
52-54	8175	0.531549	1329
54-55	975	0.063396	326
10-50	50	0.003251	22
50-51	8175	0.531549	1329
52-54	8175	0.531549	1329
54-55	950	0.061770	317
10-50	75	0.004877	33
50-51	8150	0.529923	1325
52-54	8150	0.529923	1325
54-55	925	0.060145	309
10-50	100	0.006502	44
50-51	8150	0.529923	1325
52-54	8150	0.529923	1325
54-55	900	0.058519	301
10-50	125	0.008128	55
50-51	8150	0.529923	1325
52-54	8150	0.529923	1325
54-55	875	0.056894	292
10-50	150	0.009753	66
50-51	8125	0.528298	1321
52-54	8125	0.528298	1321
54-55	850	0.055268	284
10-50	175	0.011379	77
50-51	8125	0.528298	1321
52-54	8125	0.528298	1321
54-55	825	0.053643	276
10-50	200	0.013004	89
50-51	8125	0.528298	1321
52-54	8125	0.528298	1321
54-55	800	0.052017	267
10-50	225	0.014630	100
50-51	8100	0.526672	1317
52-54	8100	0.526672	1317
54-55	775	0.050391	259
10-50	250	0.016255	111
50-51	8100	0.526672	1317
52-54	8100	0.526672	1317
54-55	750	0.048766	250
10-50	275	0.017881	122
50-51	8100	0.526672	1317
52-54	8100	0.526672	1317
54-55	725	0.047140	242
10-50	300	0.019506	133
50-51	8075	0.525047	1313
52-54	8075	0.525047	1313
54-55	700	0.045515	234
10-50	325	0.021132	144
50-51	8075	0.525047	1313
52-54	8075	0.525047	1313
54-55	675	0.043889	225
10-50	350	0.022757	155
50-51	8075	0.525047	1313
52-54	8075	0.525047	1313
54-55	650	0.042264	217
10-50	375	0.024383	166
50-51	8050	0.523421	1309
52-54	8050	0.523421	1309
54-55	625	0.040638	209
10-50	400	0.026009	177
50-51	8050	0.523421	1309
52-54	8050	0.523421	1309
54-55	600	0.039013	200
10-50	425	0.027634	188
50-51	8050	0.523421	1309
52-54	8050	0.523421	1309
54-55	575	0.037387	192
10-50	450	0.029260	199
50-51	8025	0.521796	1304
52-54	8025	0.521796	1304
54-55	550	0.035762	184
10-50	475	0.030885	210
50-51	8025	0.521796	1304
52-54	8025	0.521796	1304
54-55	525	0.034136	175
10-50	500	0.032511	221
50-51	8025	0.521796	1304
52-54	8025	0.521796	1304
54-55	500	0.032511	167
10-50	525	0.034136	232
50-51	8000	0.520170	1300
52-54	8000	0.520170	1300
54-55	475	0.030885	159
10-50	550	0.035762	243
50-51	8000	0.520170	1300
52-54	8000	0.520170	1300
54-55	450	0.029260	150
10-50	575	0.037387	254
50-51	8000	0.520170	1300
52-54	8000	0.520170	1300
54-55	425	0.027634	142
10-50	600	0.039013	266
50-51	7975	0.518545	1296
52-54	7975	0.518545	1296
54-55	400	0.026009	134
10-50	625	0.040638	277
50-51	7975	0.518545	1296
52-54	7975	0.518545	1296
54-55	375	0.024383	125
10-50	650	0.042264	288
50-51	7975	0.518545	1296
52-54	7975	0.518545	1296
54-55	350	0.022757	117
10-50	675	0.043889	299
50-51	7950	0.516919	1292
52-54	7950	0.516919	1292
54-55	325	0.021132	109
10-50	700	0.045515	310
50-51	7950	0.516919	1292
52-54	7950	0.516919	1292
54-55	300	0.019506	100
10-50	725	0.047140	321
50-51	7950	0.516919	1292
52-54	7950	0.516919	1292
54-55	275	0.017881	92
10-50	750	0.048766	332
50-51	7925	0.515293	1288
52-54	7925	0.515293	1288
54-55	250	0.016255	83
10-50	775	0.050391	343
50-51	7925	0.515293	1288
52-54	7925	0.515293	1288
54-55	225	0.014630	75
10-50	800	0.052017	354
50-51	7925	0.515293	1288
52-54	7925	0.515293	1288
54-55	200	0.013004	67
10-50	825	0.053643	365
50-51	7900	0.513668	1284
52-54	7900	0.513668	1284
54-55	175	0.011379	58
10-50	850	0.055268	376
50-51	7900	0.513668	1284
52-54	7900	0.513668	1284
54-55	150	0.009753	50
10-50	875	0.056894	387
50-51	7900	0.513668	1284
52-54	7900	0.513668	1284
54-55	125	0.008128	42
10-50	900	0.058519	398
50-51	7875	0.512042	1280
52-54	7875	0.512042	1280
54-55	100	0.006502	33
10-50	925	0.060145	409
50-51	7875	0.512042	1280
52-54	7875	0.512042	1280
54-55	75	0.004877	25
10-50	950	0.061770	420
50-51	7875	0.512042	1280
52-54	7875	0.512042	1280
54-55	50	0.003251	17
10-50	975	0.063396	431
50-51	7850	0.510417	1276
52-54	7850	0.510417	1276
54-55	25	0.001626	8
10-50	1000	0.065021	443
50-51	7850	0.510417	1276
52-54	7850	0.510417	1276
54-55	0	0.000000	0

Wydruk 4 "b"

Parametry przekopow na poziomie 2
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: S 1001-2

Zbior: S2.DAT

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. ΔW[Pa]
20-60	0	0.000000	0
60-61	4625	0.300723	1023
62-64	4625	0.300723	1023
64-65	1000	0.065021	416
20-60	25	0.001626	13
60-61	4600	0.299098	1018
62-64	4600	0.299098	1018
64-65	975	0.063396	406
20-60	50	0.003251	27
60-61	4600	0.299098	1018
62-64	4600	0.299098	1018
64-65	950	0.061770	395
20-60	75	0.004877	40
60-61	4600	0.299098	1018
62-64	4600	0.299098	1018
64-65	925	0.060145	385
20-60	100	0.006502	54
60-61	4575	0.297472	1012
62-64	4575	0.297472	1012
64-65	900	0.058519	375
20-60	125	0.008128	67
60-61	4575	0.297472	1012
62-64	4575	0.297472	1012
64-65	875	0.056894	364
20-60	150	0.009753	80
60-61	4575	0.297472	1012
62-64	4575	0.297472	1012
64-65	850	0.055268	354
20-60	175	0.011379	94
60-61	4575	0.297472	1012
62-64	4575	0.297472	1012
64-65	825	0.053643	343
20-60	200	0.013004	107
60-61	4550	0.295847	1007
62-64	4550	0.295847	1007
64-65	800	0.052017	333
20-60	225	0.014630	121
60-61	4550	0.295847	1007
62-64	4550	0.295847	1007
64-65	775	0.050391	323
20-60	250	0.016255	134
60-61	4550	0.295847	1007
62-64	4550	0.295847	1007
64-65	750	0.048766	312
20-60	275	0.017881	148
60-61	4550	0.295847	1007
62-64	4550	0.295847	1007
64-65	725	0.047140	302
20-60	300	0.019506	161
60-61	4525	0.294221	1001
62-64	4525	0.294221	1001
64-65	700	0.045515	291
20-60	325	0.021132	174
60-61	4525	0.294221	1001
62-64	4525	0.294221	1001
64-65	675	0.043889	281

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. ΔW[Pa]
20-60	350	0.022757	188
60-61	4525	0.294221	1001
62-64	4525	0.294221	1001
64-65	650	0.042264	270
20-60	375	0.024383	201
60-61	4500	0.292596	996
62-64	4500	0.292596	996
64-65	625	0.040638	260
20-60	400	0.026009	215
60-61	4500	0.292596	996
62-64	4500	0.292596	996
64-65	600	0.039013	250
20-60	425	0.027634	228
60-61	4500	0.292596	996
62-64	4500	0.292596	996
64-65	575	0.037387	239
20-60	450	0.029260	241
60-61	4500	0.292596	996
62-64	4500	0.292596	996
64-65	550	0.035762	229
20-60	475	0.030885	255
60-61	4475	0.290970	990
62-64	4475	0.290970	990
64-65	525	0.034136	218
20-60	500	0.032511	268
60-61	4475	0.290970	990
62-64	4475	0.290970	990
64-65	500	0.032511	208
20-60	525	0.034136	282
60-61	4475	0.290970	990
62-64	4475	0.290970	990
64-65	475	0.030885	198
20-60	550	0.035762	295
60-61	4475	0.290970	990
62-64	4475	0.290970	990
64-65	450	0.029260	187
20-60	575	0.037387	308
60-61	4450	0.289345	985
62-64	4450	0.289345	985
64-65	425	0.027634	177
20-60	600	0.039013	322
60-61	4450	0.289345	985
62-64	4450	0.289345	985
64-65	400	0.026009	166
20-60	625	0.040638	335
60-61	4450	0.289345	985
62-64	4450	0.289345	985
64-65	375	0.024383	156
20-60	650	0.042264	349
60-61	4425	0.287719	979
62-64	4425	0.287719	979
64-65	350	0.022757	146
20-60	675	0.043889	362
60-61	4425	0.287719	979
62-64	4425	0.287719	979
64-65	325	0.021132	135

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. ΔW[Pa]
20-60	700	0.045515	376
60-61	4425	0.287719	979
62-64	4425	0.287719	979
64-65	300	0.019506	125
20-60	725	0.047140	389
60-61	4425	0.287719	979
62-64	4425	0.287719	979
64-65	275	0.017881	114
20-60	750	0.048766	402
60-61	4400	0.286094	974
62-64	4400	0.286094	974
64-65	250	0.016255	104
20-60	775	0.050391	416
60-61	4400	0.286094	974
62-64	4400	0.286094	974
64-65	225	0.014630	94
20-60	800	0.052017	429
60-61	4400	0.286094	974
62-64	4400	0.286094	974
64-65	200	0.013004	83
20-60	825	0.053643	443
60-61	4400	0.286094	974
62-64	4400	0.286094	974
64-65	175	0.011379	73
20-60	850	0.055268	456
60-61	4375	0.284468	968
62-64	4375	0.284468	968
64-65	150	0.009753	62
20-60	875	0.056894	469
60-61	4375	0.284468	968
62-64	4375	0.284468	968
64-65	125	0.008128	52
20-60	900	0.058519	483
60-61	4375	0.284468	968
62-64	4375	0.284468	968
64-65	100	0.006502	42
20-60	925	0.060145	496
60-61	4350	0.282842	962
62-64	4350	0.282842	962
64-65	75	0.004877	31
20-60	950	0.061770	510
60-61	4350	0.282842	962
62-64	4350	0.282842	962
64-65	50	0.003251	21
20-60	975	0.063396	523
60-61	4350	0.282842	962
62-64	4350	0.282842	962
64-65	25	0.001626	10
20-60	1000	0.065021	536
60-61	4350	0.282842	962
62-64	4350	0.282842	962
64-65	0	0.000000	0

Wydruk 5

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: K 1011-1

Zbior: K1.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 6000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego = 500.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf. = 1000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
1-10	Szyb	sred.[m]- 7.0	12000	38.5	5.2	12.0 m/s	500	0.012460	498
10-11	Przekop	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	10525	0.684349	1711
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
12-14	Przekop	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	10525	0.684349	1711
10-13	Komora		2400						
10-13	Straty wewnet.		1800						
13-14	Chodnik		4200						
14-18	Szyb	sred.[m]- 7.0	7200	38.5	3.1	12.0 m/s	300	0.007476	108
5-18	Straty zewnet.		1800						
18-19	Kanal went.	prz.[m²]-20.0	9000	20.0	7.5	15.0 m/s	30	0.001863	42
10-50	Przekop	typ LP- 8	4800	11.8	6.8	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-51	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
52-54	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
54-55	Przekop	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-55	Straty wewnet.		1800						
55-58	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	4800	38.5	2.1	12.0 m/s	300	0.007476	48
6-58	Straty zewnet.		1200						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]-20.0	6000	20.0	5.0	15.0 m/s	30	0.001863	19

Wydruk 5 "a"

Parametry przekopow
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: K 1011-1

Zbior: K1.DAT

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. dW[Pa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	10275	0.668073	1670
52-54	10275	0.668073	1670
54-55	1000	0.065021	163
10-50	25	0.001626	10
50-51	10250	0.666468	1666
52-54	10250	0.666468	1666
54-55	975	0.063396	158
10-50	50	0.003251	21
50-51	10225	0.664842	1662
52-54	10225	0.664842	1662
54-55	950	0.061770	154
10-50	75	0.004877	31
50-51	10200	0.663217	1658
52-54	10200	0.663217	1658
54-55	925	0.060145	150
10-50	100	0.006502	42
50-51	10200	0.663217	1658
52-54	10200	0.663217	1658
54-55	900	0.058519	146
10-50	125	0.008128	52
50-51	10175	0.661591	1654
52-54	10175	0.661591	1654
54-55	875	0.056894	142
10-50	150	0.009753	62
50-51	10150	0.659966	1650
52-54	10150	0.659966	1650
54-55	850	0.055268	138
10-50	175	0.011379	73
50-51	10125	0.658340	1646
52-54	10125	0.658340	1646
54-55	825	0.053643	134
10-50	200	0.013004	83
50-51	10125	0.658340	1646
52-54	10125	0.658340	1646
54-55	800	0.052017	130
10-50	225	0.014630	94
50-51	10100	0.656715	1642
52-54	10100	0.656715	1642
54-55	775	0.050391	126
10-50	250	0.016255	104
50-51	10075	0.655089	1638
52-54	10075	0.655089	1638
54-55	750	0.048766	122
10-50	275	0.017881	114
50-51	10050	0.653464	1634
52-54	10050	0.653464	1634
54-55	725	0.047140	118
10-50	300	0.019506	125
50-51	10025	0.651838	1630
52-54	10025	0.651838	1630
54-55	700	0.045515	114
10-50	325	0.021132	135
50-51	10025	0.651838	1630
52-54	10025	0.651838	1630
54-55	675	0.043889	110
10-50	350	0.022757	146
50-51	10000	0.650213	1626
52-54	10000	0.650213	1626
54-55	650	0.042264	106
10-50	375	0.024383	156
50-51	9975	0.648587	1621
52-54	9975	0.648587	1621
54-55	625	0.040638	102
10-50	400	0.026009	166
50-51	9950	0.646962	1617
52-54	9950	0.646962	1617
54-55	600	0.039013	98
10-50	425	0.027634	177
50-51	9950	0.646962	1617
52-54	9950	0.646962	1617
54-55	575	0.037387	93
10-50	450	0.029260	187
50-51	9925	0.645336	1613
52-54	9925	0.645336	1613
54-55	550	0.035762	89
10-50	475	0.030885	198
50-51	9900	0.643710	1609
52-54	9900	0.643710	1609
54-55	525	0.034136	85
10-50	500	0.032511	208
50-51	9875	0.642085	1605
52-54	9875	0.642085	1605
54-55	500	0.032511	81
10-50	525	0.034136	219
50-51	9850	0.640459	1601
52-54	9850	0.640459	1601
54-55	475	0.030885	77
10-50	550	0.035762	229
50-51	9850	0.640459	1601
52-54	9850	0.640459	1601
54-55	450	0.029260	73
10-50	575	0.037387	239
50-51	9825	0.638834	1597
52-54	9825	0.638834	1597
54-55	425	0.027634	69
10-50	600	0.039013	250
50-51	9800	0.637208	1593
52-54	9800	0.637208	1593
54-55	400	0.026009	65
10-50	625	0.040638	260
50-51	9775	0.635583	1589
52-54	9775	0.635583	1589
54-55	375	0.024383	61
10-50	650	0.042264	270
50-51	9775	0.635583	1589
52-54	9775	0.635583	1589
54-55	350	0.022757	57
10-50	675	0.043889	281
50-51	9750	0.633957	1585
52-54	9750	0.633957	1585
54-55	325	0.021132	53
10-50	700	0.045515	291
50-51	9725	0.632332	1581
52-54	9725	0.632332	1581
54-55	300	0.019506	49
10-50	725	0.047140	302
50-51	9700	0.630706	1577
52-54	9700	0.630706	1577
54-55	275	0.017881	45
10-50	750	0.048766	312
50-51	9675	0.629081	1573
52-54	9675	0.629081	1573
54-55	250	0.016255	41
10-50	775	0.050391	323
50-51	9675	0.629081	1573
52-54	9675	0.629081	1573
54-55	225	0.014630	37
10-50	800	0.052017	333
50-51	9650	0.627455	1569
52-54	9650	0.627455	1569
54-55	200	0.013004	33
10-50	825	0.053643	343
50-51	9625	0.625830	1565
52-54	9625	0.625830	1565
54-55	175	0.011379	28
10-50	850	0.055268	354
50-51	9600	0.624204	1561
52-54	9600	0.624204	1561
54-55	150	0.009753	24
10-50	875	0.056894	364
50-51	9600	0.624204	1561
52-54	9600	0.624204	1561
54-55	125	0.008128	20
10-50	900	0.058519	375
50-51	9575	0.622579	1556
52-54	9575	0.622579	1556
54-55	100	0.006502	16
10-50	925	0.060145	385
50-51	9550	0.620953	1552
52-54	9550	0.620953	1552
54-55	75	0.004877	12
10-50	950	0.061770	395
50-51	9525	0.619327	1548
52-54	9525	0.619327	1548
54-55	50	0.003251	8
10-50	975	0.063396	406
50-51	9500	0.617702	1544
52-54	9500	0.617702	1544
54-55	25	0.001626	4
10-50	1000	0.065021	416
50-51	9500	0.617702	1544
52-54	9500	0.617702	1544
54-55	0	0.000000	0

Wydruk 6

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: K 1011-2

Zbior: K2.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 6000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I = 500.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II = 700.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf. = 1000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
1-10	Szyb I	sred.[m]- 7.0	13000	38.5	5.6	12.0 m/s	500	0.012460	585
10-11	Przekop	typ LP- 8	1500	11.8	2.1	8.0 m/s	40650	2.643114	1652
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
12-14	Przekop	typ LP- 8	1500	11.8	2.1	8.0 m/s	40650	2.643114	1652
10-13	Komora		1300						
10-13	Straty wewnet.		975						
14-18	Szyb II	sred.[m]- 7.0	7000	38.5	3.4	12.0 m/s	300	0.007476	126
5-18	Straty zewnet.		1950						
18-19	Kanal went.	prz.[m²]-20.0	9750	20.0	8.1	15.0 m/s	30	0.001863	49
10-20	Szyb I	sred.[m]- 7.0	5775	38.5	2.5	12.0 m/s	200	0.004984	46
20-21	Przekop	typ LP- 8	1750	11.8	2.5	8.0 m/s	25750	1.674297	1424
21-22	Oddzial		1750					1.500000	1276
22-24	Przekop	typ LP- 8	1750	11.8	2.5	8.0 m/s	25750	1.674297	1424
20-23	Komora		1300						
20-23	Straty wewnet.		975						
23-24	Szyb II	sred.[m]- 7.0	2275	38.5	1.0	12.0 m/s	100	0.002492	4
24-13	Szyb II	sred.[m]- 7.0	4025	38.5	1.7	12.0 m/s	100	0.002492	11
13-14	Szyb II	sred.[m]- 7.0	6300	38.5	2.7	12.0 m/s	200	0.004984	55

Wydruk 6 "a"

Parametry przekopow na poziomie 1
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: K 1011-2

Zbior: K2.DAT

bocz.	dl L[m]	gp. bocz Rtkg/m⁷]	sp. nap. ΔW[Pa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	41350	2.688629	1680
52-54	41350	2.688629	1680
54-55	1000	0.065021	41
10-50	25	0.001626	3
50-51	41325	2.687004	1679
52-54	41325	2.687004	1679
54-55	975	0.063396	40
10-50	50	0.003251	6
50-51	41300	2.685378	1678
52-54	41300	2.685378	1678
54-55	950	0.061770	39
10-50	75	0.004877	8
50-51	41275	2.683752	1677
52-54	41275	2.683752	1677
54-55	925	0.060145	38
10-50	100	0.006502	11
50-51	41250	2.682127	1676
52-54	41250	2.682127	1676
54-55	900	0.058519	37
10-50	125	0.008128	14
50-51	41225	2.680501	1675
52-54	41225	2.680501	1675
54-55	875	0.056894	36
10-50	150	0.009753	17
50-51	41200	2.678876	1674
52-54	41200	2.678876	1674
54-55	850	0.055268	35
10-50	175	0.011379	19
50-51	41200	2.678876	1674
52-54	41200	2.678876	1674
54-55	825	0.053643	34
10-50	200	0.013004	22
50-51	41175	2.677250	1673
52-54	41175	2.677250	1673
54-55	800	0.052017	33
10-50	225	0.014630	25
50-51	41150	2.675625	1672
52-54	41150	2.675625	1672
54-55	775	0.050392	31
10-50	250	0.016255	28
50-51	41125	2.673999	1671
52-54	41125	2.673999	1671
54-55	750	0.048766	30
10-50	275	0.017881	32
50-51	41100	2.672374	1670
52-54	41100	2.672374	1670
54-55	725	0.047140	29
10-50	300	0.019506	33
50-51	41075	2.670748	1669
52-54	41075	2.670748	1669
54-55	700	0.045515	28
10-50	325	0.021132	36
50-51	41050	2.669123	1668
52-54	41050	2.669123	1668
54-55	675	0.043889	27

bocz.	dl L[m]	gp. bocz Rtkg/m⁷]	sp. nap. ΔW[Pa]
10-50	350	0.022757	39
50-51	41050	2.669123	1668
52-54	41050	2.669123	1668
54-55	650	0.042264	26
10-50	375	0.024383	41
50-51	41025	2.667497	1667
52-54	41025	2.667497	1667
54-55	625	0.040638	25
10-50	400	0.026009	44
50-51	41000	2.665872	1666
52-54	41000	2.665872	1666
54-55	600	0.039013	24
10-50	425	0.027634	47
50-51	40975	2.664246	1665
52-54	40975	2.664246	1665
54-55	575	0.037387	23
10-50	450	0.029260	50
50-51	40950	2.662621	1664
52-54	40950	2.662621	1664
54-55	550	0.035762	22
10-50	475	0.030885	53
50-51	40925	2.660995	1663
52-54	40925	2.660995	1663
54-55	525	0.034136	21
10-50	500	0.032511	55
50-51	40900	2.659369	1662
52-54	40900	2.659369	1662
54-55	500	0.032511	20
10-50	525	0.034136	58
50-51	40900	2.659369	1662
52-54	40900	2.659369	1662
54-55	475	0.030885	19
10-50	550	0.035762	61
50-51	40875	2.657744	1661
52-54	40875	2.657744	1661
54-55	450	0.029260	18
10-50	575	0.037387	64
50-51	40850	2.656118	1660
52-54	40850	2.656118	1660
54-55	425	0.027634	17
10-50	600	0.039013	66
50-51	40825	2.654493	1659
52-54	40825	2.654493	1659
54-55	400	0.026009	16
10-50	625	0.040638	69
50-51	40800	2.652867	1658
52-54	40800	2.652867	1658
54-55	375	0.024383	15
10-50	650	0.042264	72
50-51	40775	2.651242	1657
52-54	40775	2.651242	1657
54-55	350	0.022757	14
10-50	675	0.043889	75
50-51	40750	2.649616	1656
52-54	40750	2.649616	1656
54-55	325	0.021132	13

bocz.	dl L[m]	gp. bocz Rtkg/m⁷]	sp. nap. ΔW[Pa]
10-50	700	0.045515	77
50-51	40725	2.647991	1655
52-54	40725	2.647991	1655
54-55	300	0.019506	12
10-50	725	0.047140	80
50-51	40725	2.647991	1655
52-54	40725	2.647991	1655
54-55	275	0.017881	11
10-50	750	0.048766	83
50-51	40700	2.646365	1654
52-54	40700	2.646365	1654
54-55	250	0.016255	10
10-50	775	0.050391	86
50-51	40675	2.644740	1653
52-54	40675	2.644740	1653
54-55	225	0.014630	9
10-50	800	0.052017	89
50-51	40650	2.643114	1652
52-54	40650	2.643114	1652
54-55	200	0.013004	8
10-50	825	0.053643	91
50-51	40625	2.641489	1651
52-54	40625	2.641489	1651
54-55	175	0.011379	7
10-50	850	0.055268	94
50-51	40600	2.639863	1650
52-54	40600	2.639863	1650
54-55	150	0.009753	6
10-50	875	0.056894	97
50-51	40575	2.638238	1649
52-54	40575	2.638238	1649
54-55	125	0.008128	5
10-50	900	0.058519	100
50-51	40575	2.638238	1649
52-54	40575	2.638238	1649
54-55	100	0.006502	4
10-50	925	0.060145	102
50-51	40550	2.636612	1648
52-54	40550	2.636612	1648
54-55	75	0.004877	3
10-50	950	0.061770	105
50-51	40525	2.634986	1647
52-54	40525	2.634986	1647
54-55	50	0.003251	2
10-50	975	0.063396	108
50-51	40500	2.633361	1646
52-54	40500	2.633361	1646
54-55	25	0.001626	1
10-50	1000	0.065021	111
50-51	40475	2.631735	1645
52-54	40475	2.631735	1645
54-55	0	0.000000	0

Wydruk 6 "b"

Parametry przekopow na poziomie 2
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: E 101-2

Zbior: K2.DAT

bocz.	dl L[m]	gp. bocz R[kg/m³]	sp. nap. &W[Pa]
20-60	0	0.000000	0
60-61	26550	1.726314	1469
62-64	26550	1.726314	1469
64-65	1000	0.065021	65
20-60	25	0.001626	1
60-61	26525	1.724689	1467
62-64	26525	1.724689	1467
64-65	975	0.063396	61
20-60	50	0.003251	7
60-61	26500	1.723063	1466
62-64	26500	1.723063	1466
64-65	950	0.061770	59
20-60	75	0.004877	10
60-61	26500	1.723063	1466
62-64	26500	1.723063	1466
64-65	925	0.060145	55
20-60	100	0.006502	13
60-61	26475	1.721438	1464
62-64	26475	1.721438	1464
64-65	900	0.058519	52
20-60	125	0.008128	17
60-61	26450	1.719812	1463
62-64	26450	1.719812	1463
64-65	875	0.056894	49
20-60	150	0.009753	20
60-61	26450	1.719812	1463
62-64	26450	1.719812	1463
64-65	850	0.055268	47
20-60	175	0.011379	23
60-61	26425	1.718187	1462
62-64	26425	1.718187	1462
64-65	825	0.053643	46
20-60	200	0.013004	27
60-61	26400	1.716561	1460
62-64	26400	1.716561	1460
64-65	800	0.052017	44
20-60	225	0.014630	30
60-61	26375	1.714936	1459
62-64	26375	1.714936	1459
64-65	775	0.050391	43
20-60	250	0.016255	34
60-61	26375	1.714936	1459
62-64	26375	1.714936	1459
64-65	750	0.048766	41
20-60	275	0.017881	37
60-61	26350	1.713310	1458
62-64	26350	1.713310	1458
64-65	725	0.047140	40
20-60	300	0.019506	40
60-61	26325	1.711685	1456
62-64	26325	1.711685	1456
64-65	700	0.045515	39
20-60	325	0.021132	44
60-61	26325	1.711685	1456
62-64	26325	1.711685	1456
64-65	675	0.043889	37

bocz.	dl L[m]	gp. bocz R[kg/m³]	sp. nap. &W[Pa]
20-60	350	0.022757	47
60-61	26300	1.710059	1455
62-64	26300	1.710059	1455
64-65	650	0.042264	36
20-60	375	0.024383	50
60-61	26275	1.708434	1453
62-64	26275	1.708434	1453
64-65	625	0.040638	35
20-60	400	0.026009	54
60-61	26250	1.706808	1452
62-64	26250	1.706808	1452
64-65	600	0.039013	33
20-60	425	0.027634	57
60-61	26250	1.706808	1452
62-64	26250	1.706808	1452
64-65	575	0.037387	32
20-60	450	0.029260	60
60-61	26225	1.705183	1451
62-64	26225	1.705183	1451
64-65	550	0.035762	30
20-60	475	0.030885	64
60-61	26200	1.703557	1449
62-64	26200	1.703557	1449
64-65	525	0.034136	29
20-60	500	0.032511	67
60-61	26200	1.703557	1449
62-64	26200	1.703557	1449
64-65	500	0.032511	28
20-60	525	0.034136	70
60-61	26175	1.701931	1448
62-64	26175	1.701931	1448
64-65	475	0.030885	26
20-60	550	0.035762	74
60-61	26150	1.700306	1446
62-64	26150	1.700306	1446
64-65	450	0.029260	25
20-60	575	0.037387	77
60-61	26150	1.700306	1446
62-64	26150	1.700306	1446
64-65	425	0.027634	24
20-60	600	0.039013	80
60-61	26125	1.698680	1445
62-64	26125	1.698680	1445
64-65	400	0.026009	22
20-60	625	0.040638	84
60-61	26100	1.697055	1444
62-64	26100	1.697055	1444
64-65	375	0.024383	21
20-60	650	0.042264	87
60-61	26075	1.695429	1442
62-64	26075	1.695429	1442
64-65	350	0.022757	19
20-60	675	0.043889	91
60-61	26075	1.695429	1442
62-64	26075	1.695429	1442
64-65	325	0.021132	18

bocz.	dl L[m]	gp. bocz R[kg/m³]	sp. nap. &W[Pa]
20-60	700	0.045515	94
60-61	26050	1.693904	1441
62-64	26050	1.693904	1441
64-65	300	0.019506	17
20-60	725	0.047140	97
60-61	26025	1.692178	1440
62-64	26025	1.692178	1440
64-65	275	0.017881	15
20-60	750	0.048766	101
60-61	26025	1.692178	1440
62-64	26025	1.692178	1440
64-65	250	0.016255	14
20-60	775	0.050391	104
60-61	26000	1.690553	1438
62-64	26000	1.690553	1438
64-65	225	0.014630	12
20-60	800	0.052017	107
60-61	25975	1.688927	1437
62-64	25975	1.688927	1437
64-65	200	0.013004	11
20-60	825	0.053643	111
60-61	25950	1.687302	1435
62-64	25950	1.687302	1435
64-65	175	0.011379	10
20-60	850	0.055268	114
60-61	25950	1.687302	1435
62-64	25950	1.687302	1435
64-65	150	0.009753	8
20-60	875	0.056894	117
60-61	25925	1.685676	1434
62-64	25925	1.685676	1434
64-65	125	0.008128	7
20-60	900	0.058519	121
60-61	25900	1.684051	1433
62-64	25900	1.684051	1433
64-65	100	0.006502	6
20-60	925	0.060145	124
60-61	25900	1.684051	1433
62-64	25900	1.684051	1433
64-65	75	0.004877	4
20-60	950	0.061770	127
60-61	25875	1.682425	1431
62-64	25875	1.682425	1431
64-65	50	0.003251	3
20-60	975	0.063396	131
60-61	25850	1.680800	1430
62-64	25850	1.680800	1430
64-65	25	0.001626	1
20-60	1000	0.065021	134
60-61	25825	1.679174	1428
62-64	25825	1.679174	1428
64-65	0	0.000000	0

Wydruk 6'

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: K 1011-2

Zbior: K2.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 6000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I = 500.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II = 700.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf. = 1000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. ΔW[Pa]
50-51	Przecznica	typ LP- 8	1500	11.8	2.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
51-52	Oddzial		1500				1.500000		938
52-54	Przecznica	typ LP- 8	1500	11.8	2.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
54-55	Przekop	typ LP- 8	1500	11.8	2.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-53	Straty wewnet.		975						
55-58	Szyb III	sred.[m]- 7.0	5200	38.5	2.3	12.0 m/s	300	0.007476	56
6-58	Straty zewnet.		1300						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]-20.0	6500	20.0	5.4	15.0 m/s	30	0.001863	22
20-60	Przekop	typ LP- 8	2725	11.8	3.8	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-61	Przecznica	typ LP- 8	1750	11.8	2.5	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
61-62	Oddzial		1750				1.500000		1276
62-64	Przecznica	typ LP- 8	1750	11.8	2.5	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
64-65	Przekop	typ LP- 8	1750	11.8	2.5	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-65	Straty wewnet.		975						
65-53	Szyb III	sred.[m]- 7.0	2725	38.5	1.2	12.0 m/s	100	0.002492	5
53-55	Szyb III	sred.[m]- 7.0	3700	38.5	1.6	12.0 m/s	200	0.004984	19

Wydruk 7

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: C 1010-2

Zbior: C21.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 9000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I = 500.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II = 700.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	19500	38.5	8.4	12.0 m/s	500	0.012460	1316
10-11	Przekop	typ LP- 8	4500	11.8	6.4	8.0 m/s	2550	0.165804	933
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
12-14	Przekop	typ LP- 8	4500	11.8	6.4	8.0 m/s	2550	0.165804	933
10-13	Komora		1950						
10-13	Straty wewnet.		2925						
14-18	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	19500	38.5	8.4	12.0 m/s	300	0.007476	790
5-16	Straty zewnet.		4875						
18-19	Kanal went.	prz.[m²]-30.0	24375	30.0	13.5	15.0 m/s	30	0.000589	97
10-20	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	10125	38.5	4.4	12.0 m/s	200	0.004984	142
20-21	Przekop	typ LP- 8	5250	11.8	7.4	8.0 m/s	1200	0.078026	597
21-22	Oddzial		1750					1.500000	1276
21-22	Oddzial		1750					1.500000	1276
21-22	Oddzial		1750					1.500000	1276
22-24	Przekop	typ LP- 8	5250	11.8	7.4	8.0 m/s	1200	0.078026	597
20-23	Komora		1950						
20-23	Straty wewnet.		2925						
23-24	Chodnik		4875						
24-13	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	10125	38.5	4.4	12.0 m/s	100	0.002492	71
13-14	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	15000	38.5	6.5	12.0 m/s	100	0.002492	156

Wydruk 8

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: C 1Ø1Ø-2

Zbior: C22.DAT

Calkowite wydobycie	Wc	=	6ØØØ.Ø [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu	Wo	=	1ØØØ.Ø [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I		=	5ØØ.Ø [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II		=	7ØØ.Ø [m]

Bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. Bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. ΔW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.Ø	19500	38.5	8.4	12.Ø m/s	500	Ø.Ø12466	1316
10-11	Przekop	typ LP- 8	4500	11.8	6.4	8.Ø m/s	2550	Ø.165804	933
11-12	Oddział		1500					1.5ØØØØØ	938
11-12	Oddział		1500					1.5ØØØØØ	938
11-12	Oddział		1500					1.5ØØØØØ	938
12-14	Przekop	typ LP- 8	4500	11.8	6.4	8.Ø m/s	2550	Ø.165804	933
10-13	Komora		1950						
10-13	Straty wewnet.		2925						
14-19	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.Ø	19500	38.5	8.4	12.Ø m/s	300	Ø.ØØ7476	790
5-16	Straty zewnet.		4875						
18-19	Kanal went.	prz.[m²]-38.Ø	24375	38.Ø	13.5	15.Ø m/s	30	Ø.ØØØ589	97
10-20	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.Ø	18125	38.5	4.4	12.Ø m/s	200	Ø.ØØ4984	142
20-21	Przekop	typ LP- 8	5250	11.8	7.4	8.Ø m/s	1050	Ø.ØØ8272	523
21-22	Oddział		1750					1.5ØØØØØ	1276
21-22	Oddział		1750					1.5ØØØØØ	1276
21-22	Oddział		1750					1.5ØØØØØ	1276
22-24	Przekop	typ LP- 8	5250	11.8	7.4	8.Ø m/s	1050	Ø.ØØ8272	523
20-23	Komora		1950						
20-23	Straty wewnet.		2925						
23-24	Chodnik		4875						
24-13	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.Ø	18125	38.5	4.4	12.Ø m/s	100	Ø.ØØ2492	71
13-14	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.Ø	15000	38.5	6.5	12.Ø m/s	200	Ø.ØØ4984	311

Wydruk 9

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI SYSTEMEM: C 1010-2

Zbior: C23.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 6000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1200.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I = 500.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II = 700.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. dW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	16500	38.5	7.1	12.0 m/s	500	0.012460	942
10-11	Przekop	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	7650	0.497413	1244
11-12	Oddział		1500					1.500000	938
11-12	Oddział		1500					1.500000	938
12-14	Przekop	typ LP- 9	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	7650	0.497413	1244
10-13	Komora		1650						
10-13	Straty wewnet.		2475						
14-18	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	16500	38.5	7.1	12.0 m/s	300	0.007476	565
5-19	Straty zewnet.		4125						
18-19	Kanal went.	prz.[m²]-30.0	20625	30.0	11.5	15.0 m/s	30	0.000589	70
10-20	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	9375	38.5	4.1	12.0 m/s	200	0.004984	122
20-21	Przekop	typ LP- 8	5250	11.8	7.4	8.0 m/s	1750	0.113787	871
21-22	Oddział		1750					1.500000	1276
21-22	Oddział		1750					1.500000	1276
21-22	Oddział		1750					1.500000	1276
22-24	Przekop	typ LP- 8	5250	11.8	7.4	8.0 m/s	1750	0.113787	871
20-23	Komora		1650						
20-23	Straty wewnet.		2475						
23-24	Chodnik		4125						
24-13	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	9375	38.5	4.1	12.0 m/s	100	0.002492	61
13-14	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	13500	38.5	5.8	12.0 m/s	200	0.004984	252

Wydruk 10

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: C 1010-2

Zbior: C24.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 7000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I = 500.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II = 700.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. dW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	16500	38.5	7.1	12.0 m/s	500	0.012460	942
10-11	Przekop	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	7650	0.497413	1244
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
11-12	Oddzial		1500					1.500000	938
12-14	Przekop	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	7650	0.497413	1244
10-13	Komora		1650						
10-13	Straty wewnet.		2475						
14-16	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	16500	38.5	7.1	12.0 m/s	300	0.007476	565
5-18	Straty zewnet.		4125						
18-19	Kanal went.	prz.[m²]-30.0	20625	30.0	11.5	15.0 m/s	30	0.000589	70
10-20	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	9375	38.5	4.1	12.0 m/s	200	0.004984	122
20-21	Przekop	typ LP- 8	5250	11.8	7.4	8.0 m/s	1750	0.113787	871
21-22	Oddzial		1750					1.500000	1276
21-22	Oddzial		1750					1.500000	1276
21-22	Oddzial		1750					1.500000	1276
22-24	Przekop	typ LP- 8	5250	11.8	7.4	8.0 m/s	1750	0.113787	871
20-23	Komora		1650						
20-23	Straty wewnet.		2475						
23-24	Chodnik		4125						
24-13	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	9375	38.5	4.1	12.0 m/s	100	0.002492	61
13-14	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	13500	38.5	5.8	12.0 m/s	200	0.004984	252

Wydruk 11

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: S 1001-2

Zbior: S21.DAT

Calkowite wydobycie	Wc	=	6000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu	Wo	=	1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I		=	500.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II		=	700.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf.		=	3000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. ΔW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	13000	38.5	5.6	12.0 m/s	500	0.012460	585
10-50	Przekop	typ LP- 8	4950	11.8	7.0	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-51	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
52-54	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
10-54	Komora		1300						
54-55	Przekop	typ LP- 8	4300	11.8	6.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-53	Straty wewnet.		1950						
55-58	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	13000	38.5	5.6	12.0 m/s	300	0.007476	351
6-58	Straty zewnet.		3250						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]-25.0	16250	25.0	10.8	15.0 m/s	30	0.000989	73
10-20	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	6750	38.5	2.9	12.0 m/s	200	0.004984	63
20-60	Przekop	typ LP- 8	5450	11.8	7.7	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-61	Przecznica	typ LP- 8	3500	11.8	4.9	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
61-62	Oddzial		1750					1.500000	1276
61-62	Oddzial		1750					1.500000	1276
62-64	Przecznica	typ LP- 8	3500	11.8	4.9	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
20-64	Komora		1300						
64-65	Przekop	typ LP- 8	4800	11.8	6.8	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-65	Straty wewnet.		1950						
65-53	Szyb wycech.	sred.[m]- 7.0	6750	38.5	2.9	12.0 m/s	100	0.002492	32
53-55	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	8700	38.5	3.8	12.0 m/s	200	0.004984	105

Wydruk 11 "a"

Parametry przekopow na poziomie 1
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: S 1001-2

Zbior: S21.DAT

bocz.	dl L[m]	sp. bocz R[kg/m³]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	6375	0.414511	1036
52-54	6375	0.414511	1036
54-55	3000	0.195064	1002
10-50	75	0.004877	33
50-51	6300	0.409634	1024
52-54	6300	0.409634	1024
54-55	2925	0.190187	977
10-50	150	0.009753	66
50-51	6300	0.409634	1024
52-54	6300	0.409634	1024
54-55	2850	0.185311	952
10-50	225	0.014630	100
50-51	6300	0.409634	1024
52-54	6300	0.409634	1024
54-55	2775	0.180434	927
10-50	300	0.019506	133
50-51	6225	0.404757	1012
52-54	6225	0.404757	1012
54-55	2700	0.175557	902
10-50	375	0.024383	166
50-51	6225	0.404757	1012
52-54	6225	0.404757	1012
54-55	2625	0.170681	877
10-50	450	0.029260	199
50-51	6225	0.404757	1012
52-54	6225	0.404757	1012
54-55	2550	0.165804	852
10-50	525	0.034136	232
50-51	6150	0.399881	1000
52-54	6150	0.399881	1000
54-55	2475	0.160928	827
10-50	600	0.039013	266
50-51	6150	0.399881	1000
52-54	6150	0.399881	1000
54-55	2400	0.156051	801
10-50	675	0.043889	299
50-51	6150	0.399881	1000
52-54	6150	0.399881	1000
54-55	2325	0.151174	776
10-50	750	0.048766	332
50-51	6075	0.395004	988
52-54	6075	0.395004	988
54-55	2250	0.146298	751
10-50	825	0.053643	365
50-51	6075	0.395004	988
52-54	6075	0.395004	988
54-55	2175	0.141421	726
10-50	900	0.058519	398
50-51	6075	0.395004	988
52-54	6075	0.395004	988
54-55	2100	0.136545	701
10-50	975	0.063396	431
50-51	6000	0.390128	975
52-54	6000	0.390128	975
54-55	2025	0.131668	676

bocz.	dl L[m]	sp. bocz R[kg/m³]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	1050	0.068272	445
50-51	6000	0.390128	975
52-54	6000	0.390128	975
54-55	1950	0.126791	651
10-50	1125	0.073149	498
50-51	6000	0.390128	975
52-54	6000	0.390128	975
54-55	1875	0.121915	626
10-50	1200	0.078026	531
50-51	5925	0.385251	963
52-54	5925	0.385251	963
54-55	1800	0.117038	601
10-50	1275	0.082902	564
50-51	5925	0.385251	963
52-54	5925	0.385251	963
54-55	1725	0.112162	576
10-50	1350	0.087779	597
50-51	5925	0.385251	963
52-54	5925	0.385251	963
54-55	1650	0.107285	551
10-50	1425	0.092655	631
50-51	5850	0.380374	951
52-54	5850	0.380374	951
54-55	1575	0.102408	526
10-50	1500	0.097532	664
50-51	5850	0.380374	951
52-54	5850	0.380374	951
54-55	1500	0.097532	501
10-50	1575	0.102408	697
50-51	5850	0.380374	951
52-54	5850	0.380374	951
54-55	1425	0.092655	476
10-50	1650	0.107285	730
50-51	5775	0.375498	939
52-54	5775	0.375498	939
54-55	1350	0.087779	451
10-50	1725	0.112162	763
50-51	5775	0.375498	939
52-54	5775	0.375498	939
54-55	1275	0.082902	426
10-50	1800	0.117038	797
50-51	5775	0.375498	939
52-54	5775	0.375498	939
54-55	1200	0.078026	401
10-50	1875	0.121915	830
50-51	5700	0.370621	927
52-54	5700	0.370621	927
54-55	1125	0.073149	376
10-50	1950	0.126791	863
50-51	5700	0.370621	927
52-54	5700	0.370621	927
54-55	1050	0.068272	351
10-50	2025	0.131668	896
50-51	5700	0.370621	927
52-54	5700	0.370621	927
54-55	975	0.063396	326

bocz.	dl L[m]	sp. bocz R[kg/m³]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	2100	0.136545	929
50-51	5625	0.365745	914
52-54	5625	0.365745	914
54-55	900	0.058519	301
10-50	2175	0.141421	963
50-51	5625	0.365745	914
52-54	5625	0.365745	914
54-55	825	0.053643	276
10-50	2250	0.146298	996
50-51	5625	0.365745	914
52-54	5625	0.365745	914
54-55	750	0.048766	250
10-50	2325	0.151174	1029
50-51	5550	0.360868	902
52-54	5550	0.360868	902
54-55	675	0.043889	225
10-50	2400	0.156051	1062
50-51	5550	0.360868	902
52-54	5550	0.360868	902
54-55	600	0.039013	200
10-50	2475	0.160928	1095
50-51	5550	0.360868	902
52-54	5550	0.360868	902
54-55	525	0.034136	175
10-50	2550	0.165804	1129
50-51	5475	0.355991	890
52-54	5475	0.355991	890
54-55	450	0.029260	150
10-50	2625	0.170681	1162
50-51	5475	0.355991	890
52-54	5475	0.355991	890
54-55	375	0.024383	125
10-50	2700	0.175557	1195
50-51	5475	0.355991	890
52-54	5475	0.355991	890
54-55	300	0.019506	100
10-50	2775	0.180434	1228
50-51	5400	0.351115	878
52-54	5400	0.351115	878
54-55	225	0.014630	75
10-50	2850	0.185311	1261
50-51	5400	0.351115	878
52-54	5400	0.351115	878
54-55	150	0.009753	50
10-50	2925	0.190187	1294
50-51	5400	0.351115	878
52-54	5400	0.351115	878
54-55	75	0.004877	25
10-50	3000	0.195064	1328
50-51	5325	0.346238	866
52-54	5325	0.346238	866
54-55	0	0.000000	0

Wydruk 11 "b"

Parametry przekopow na poziomie 2
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: S 1001-2

Zbior: S21.DAT

bocz.	dl. L[m]	op. bocz RIkg/m^3]	sp. nap. ŻW[Pa]
20-60	0	0.000000	0
60-61	2925	0.190187	647
62-64	2925	0.190187	647
64-65	3000	0.195064	1248
20-60	75	0.004877	40
60-61	2850	0.185311	631
62-64	2850	0.185311	631
64-65	2925	0.190187	1217
20-60	150	0.009753	80
60-61	2850	0.185311	631
62-64	2850	0.185311	631
64-65	2850	0.185311	1186
20-60	225	0.014630	121
60-61	2850	0.185311	631
62-64	2850	0.185311	631
64-65	2775	0.180434	1155
20-60	300	0.019506	161
60-61	2850	0.185311	631
62-64	2850	0.185311	631
64-65	2700	0.175557	1124
20-60	375	0.024383	201
60-61	2775	0.180434	614
62-64	2775	0.180434	614
64-65	2625	0.170681	1092
20-60	450	0.029260	241
60-61	2775	0.180434	614
62-64	2775	0.180434	614
64-65	2550	0.165804	1061
20-60	525	0.034136	282
60-61	2775	0.180434	614
62-64	2775	0.180434	614
64-65	2475	0.160928	1030
20-60	600	0.039013	322
60-61	2775	0.180434	614
62-64	2775	0.180434	614
64-65	2400	0.156051	999
20-60	675	0.043889	362
60-61	2700	0.175557	597
62-64	2700	0.175557	597
64-65	2325	0.151174	968
20-60	750	0.048766	402
60-61	2700	0.175557	597
62-64	2700	0.175557	597
64-65	2250	0.146298	936
20-60	825	0.053643	443
60-61	2700	0.175557	597
62-64	2700	0.175557	597
64-65	2175	0.141421	905
20-60	900	0.058519	483
60-61	2625	0.170681	581
62-64	2625	0.170681	581
64-65	2100	0.136545	874
20-60	975	0.063396	523
60-61	2625	0.170681	581
62-64	2625	0.170681	581
64-65	2025	0.131668	843

bocz.	dl. L[m]	op. bocz RIkg/m^3]	sp. nap. ŻW[Pa]
20-60	1050	0.068272	567
60-61	2625	0.170681	581
62-64	2625	0.170681	581
64-65	1950	0.126791	811
20-60	1125	0.073149	604
60-61	2625	0.170681	581
62-64	2625	0.170681	581
64-65	1875	0.121915	780
20-60	1200	0.078026	642
60-61	2550	0.165804	564
62-64	2550	0.165804	564
64-65	1800	0.117038	749
20-60	1275	0.082902	684
60-61	2550	0.165804	564
62-64	2550	0.165804	564
64-65	1725	0.112162	718
20-60	1350	0.087779	724
60-61	2550	0.165804	564
62-64	2550	0.165804	564
64-65	1650	0.107285	687
20-60	1425	0.092655	764
60-61	2550	0.165804	564
62-64	2550	0.165804	564
64-65	1575	0.102408	655
20-60	1500	0.097532	805
60-61	2475	0.160928	548
62-64	2475	0.160928	548
64-65	1500	0.097532	624
20-60	1575	0.102408	845
60-61	2475	0.160928	548
62-64	2475	0.160928	548
64-65	1425	0.092655	593
20-60	1650	0.107285	885
60-61	2475	0.160928	548
62-64	2475	0.160928	548
64-65	1350	0.087779	562
20-60	1725	0.112162	925
60-61	2400	0.156051	531
62-64	2400	0.156051	531
64-65	1275	0.082902	531
20-60	1800	0.117038	966
60-61	2400	0.156051	531
62-64	2400	0.156051	531
64-65	1200	0.078026	499
20-60	1875	0.121915	1006
60-61	2400	0.156051	531
62-64	2400	0.156051	531
64-65	1125	0.073149	468
20-60	1950	0.126791	1046
60-61	2400	0.156051	531
62-64	2400	0.156051	531
64-65	1050	0.068272	437
20-60	2025	0.131668	1086
60-61	2325	0.151174	514
62-64	2325	0.151174	514
64-65	975	0.063396	406

bocz.	dl. L[m]	op. bocz RIkg/m^3]	sp. nap. ŻW[Pa]
20-60	2100	0.136545	1127
60-61	2325	0.151174	514
62-64	2325	0.151174	514
64-65	900	0.058519	375
20-60	2175	0.141421	1167
60-61	2325	0.151174	514
62-64	2325	0.151174	514
64-65	825	0.053643	343
20-60	2250	0.146298	1207
60-61	2325	0.151174	514
62-64	2325	0.151174	514
64-65	750	0.048766	312
20-60	2325	0.151174	1247
60-61	2250	0.146298	498
62-64	2250	0.146298	498
64-65	675	0.043889	281
20-60	2400	0.156051	1288
60-61	2250	0.146298	498
62-64	2250	0.146298	498
64-65	600	0.039013	250
20-60	2475	0.160928	1328
60-61	2250	0.146298	498
62-64	2250	0.146298	498
64-65	525	0.034136	218
20-60	2550	0.165804	1368
60-61	2175	0.141421	481
62-64	2175	0.141421	481
64-65	450	0.029260	187
20-60	2625	0.170681	1408
60-61	2175	0.141421	481
62-64	2175	0.141421	481
64-65	375	0.024383	156
20-60	2700	0.175557	1448
60-61	2175	0.141421	481
62-64	2175	0.141421	481
64-65	300	0.019506	125
20-60	2775	0.180434	1489
60-61	2175	0.141421	481
62-64	2175	0.141421	481
64-65	225	0.014630	94
20-60	2850	0.185311	1529
60-61	2100	0.136545	465
62-64	2100	0.136545	465
64-65	150	0.009753	62
20-60	2925	0.190187	1569
60-61	2100	0.136545	465
62-64	2100	0.136545	465
64-65	75	0.004877	31
20-60	3000	0.195064	1609
60-61	2100	0.136545	465
62-64	2100	0.136545	465
64-65	0	0.000000	0

Wydruk 12

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: S 1001-2

Zbior: S22.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 6000.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I = 500.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II = 700.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf. = 5000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek Q[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz Rkg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	13000	38.5	5.6	12.0 m/s	500	0.012466	585
10-50	Przekop	typ LP- 8	4950	11.8	7.0	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-51	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
51-52	Oddzial		1500					1.500000	939
51-52	Oddzial		1500					1.500000	936
52-54	Przecznica	typ LP- 8	3000	11.8	4.2	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
10-54	Komora		1300						
54-55	Przekop	typ LP- 8	4300	11.8	6.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-53	Straty wewnet.		1950						
55-58	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	13000	38.5	5.6	12.0 m/s	300	0.007476	351
6-59	Straty zewnet.		3250						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]-25.0	16250	25.0	10.8	15.0 m/s	30	0.000989	73
10-20	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	6750	38.5	2.9	12.0 m/s	200	0.004984	63
20-60	Przekop	typ LP- 8	5450	11.8	7.7	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-61	Przecznica	typ LP- 8	3500	11.8	4.9	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
61-62	Oddzial		1750					1.500000	1276
61-62	Oddzial		1750					1.500000	1276
62-64	Przecznica	typ LP- 8	3500	11.8	4.9	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
20-64	Komora		1300						
64-65	Przekop	typ LP- 8	4800	11.8	6.8	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-65	Straty wewnet.		1950						
65-57	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	6750	38.5	2.9	12.0 m/s	100	0.002492	32
55-65	Szyb wydech.	sred.[m]- 7.0	6700	38.5	3.8	12.0 m/s	200	0.004984	105

Wydruk 12 "a"

Parametry przekopow na poziomie 1
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: S 1001-2

Zbiory: S22.DAT

bocz.	dl [m]	op. bocz [kg/m³]	sp. nap. [Pa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	4375	0.284468	711
52-54	4375	0.284468	711
54-55	5002	0.325106	1670
10-50	125	0.008128	55
50-51	4250	0.276340	691
52-54	4250	0.276340	691
54-55	4875	0.316979	1628
10-50	250	0.016255	111
50-51	4250	0.276340	691
52-54	4250	0.276340	691
54-55	4750	0.308851	1586
10-50	375	0.024383	166
50-51	4250	0.276340	691
52-54	4250	0.276340	691
54-55	4625	0.300723	1545
10-50	500	0.032511	221
50-51	4125	0.268213	671
52-54	4125	0.268213	671
54-55	4500	0.292596	1503
10-50	625	0.040638	277
50-51	4125	0.268213	671
52-54	4125	0.268213	671
54-55	4375	0.284468	1461
10-50	750	0.048766	332
50-51	4125	0.268213	671
52-54	4125	0.268213	671
54-55	4250	0.276340	1419
10-50	875	0.056894	387
50-51	4000	0.260085	650
52-54	4000	0.260085	650
54-55	4125	0.268213	1378
10-50	1000	0.065021	443
50-51	4000	0.260085	650
52-54	4000	0.260085	650
54-55	4000	0.260085	1336
10-50	1125	0.073149	498
50-51	4000	0.260085	650
52-54	4000	0.260085	650
54-55	3875	0.251957	1294
10-50	1250	0.081277	553
50-51	3875	0.251957	630
52-54	3875	0.251957	630
54-55	3750	0.243830	1252
10-50	1375	0.089404	609
50-51	3875	0.251957	630
52-54	3875	0.251957	630
54-55	3625	0.235702	1211
10-50	1500	0.097532	664
50-51	3875	0.251957	630
52-54	3875	0.251957	630
54-55	3500	0.227574	1169
10-50	1625	0.105660	719
50-51	3750	0.243830	610
52-54	3750	0.243830	610
54-55	3375	0.219447	1127
10-50	1750	0.113787	774
50-51	3750	0.243830	610
52-54	3750	0.243830	610
54-55	3250	0.211319	1085
10-50	1875	0.121915	830
50-51	3750	0.243830	610
52-54	3750	0.243830	610
54-55	3125	0.203191	1044
10-50	2000	0.130043	885
50-51	3625	0.235702	589
52-54	3625	0.235702	589
54-55	3000	0.195064	1002
10-50	2125	0.138170	940
50-51	3625	0.235702	589
52-54	3625	0.235702	589
54-55	2875	0.186936	960
10-50	2250	0.146298	996
50-51	3625	0.235702	589
52-54	3625	0.235702	589
54-55	2750	0.178808	918
10-50	2375	0.154425	1051
50-51	3500	0.227574	569
52-54	3500	0.227574	569
54-55	2625	0.170681	877
10-50	2500	0.162553	1106
50-51	3500	0.227574	569
52-54	3500	0.227574	569
54-55	2500	0.162553	835
10-50	2625	0.170681	1162
50-51	3500	0.227574	569
52-54	3500	0.227574	569
54-55	2375	0.154425	793
10-50	2750	0.178808	1217
50-51	3375	0.219447	549
52-54	3375	0.219447	549
54-55	2250	0.146298	751
10-50	2875	0.186936	1272
50-51	3375	0.219447	549
52-54	3375	0.219447	549
54-55	2125	0.138170	710
10-50	3000	0.195064	1328
50-51	3375	0.219447	549
52-54	3375	0.219447	549
54-55	2000	0.130043	668
10-50	3125	0.203191	1383
50-51	3250	0.211319	528
52-54	3250	0.211319	528
54-55	1875	0.121915	626
10-50	3250	0.211319	1438
50-51	3250	0.211319	528
52-54	3250	0.211319	528
54-55	1750	0.113787	584
10-50	3375	0.219447	1494
50-51	3250	0.211319	528
52-54	3250	0.211319	528
54-55	1625	0.105660	543
10-50	3500	0.227574	1549
50-51	3125	0.203191	508
52-54	3125	0.203191	508
54-55	1500	0.097532	501
10-50	3625	0.235702	1604
50-51	3125	0.203191	508
52-54	3125	0.203191	508
54-55	1375	0.089404	459
10-50	3750	0.243830	1660
50-51	3125	0.203191	508
52-54	3125	0.203191	508
54-55	1250	0.081277	417
10-50	3875	0.251957	1715
50-51	3000	0.195064	488
52-54	3000	0.195064	488
54-55	1125	0.073149	376
10-50	4000	0.260085	1770
50-51	3000	0.195064	488
52-54	3000	0.195064	488
54-55	1000	0.065021	334
10-50	4125	0.268213	1826
50-51	3000	0.195064	488
52-54	3000	0.195064	488
54-55	875	0.056894	292
10-50	4250	0.276340	1881
50-51	2875	0.186936	467
52-54	2875	0.186936	467
54-55	750	0.048766	250
10-50	4375	0.284468	1936
50-51	2875	0.186936	467
52-54	2875	0.186936	467
54-55	625	0.040638	209
10-50	4500	0.292596	1991
50-51	2875	0.186936	467
52-54	2875	0.186936	467
54-55	500	0.032511	167
10-50	4625	0.300723	2047
50-51	2750	0.178808	447
52-54	2750	0.178808	447
54-55	375	0.024383	125
10-50	4750	0.308851	2102
50-51	2750	0.178808	447
52-54	2750	0.178808	447
54-55	250	0.016255	83
10-50	4875	0.316979	2157
50-51	2750	0.178808	447
52-54	2750	0.178808	447
54-55	125	0.008128	42
10-50	5000	0.325106	2213
50-51	2625	0.170681	427
52-54	2625	0.170681	427
54-55	0	0.000000	0

Wydruk 12 "b"

Parametry przekopow na poziomie 2
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: S 1001-2

Zbior: S22.DAT

bocz.	dl [m]	gp. bocz [kg/m³]	sp. nap. [kPa]
20-60	0	0.000000	0
60-61	1250	0.065021	221
62-64	1250	0.065021	221
64-65	5000	0.256106	2001
20-60	125	0.000128	67
60-61	1250	0.065021	221
62-64	1250	0.065021	221
64-65	4875	0.316979	2029
20-60	250	0.016255	134
60-61	1250	0.065021	221
62-64	1250	0.065021	221
64-65	4750	0.308851	1977
20-60	3750	0.224383	201
60-61	1250	0.065021	221
62-64	1250	0.065021	221
64-65	4625	0.300723	1925
20-60	500	0.032511	268
60-61	875	0.056894	194
62-64	875	0.056894	194
64-65	4500	0.292596	1873
20-60	625	0.040638	335
60-61	875	0.056894	194
62-64	875	0.056894	194
64-65	4375	0.284468	1821
20-60	750	0.048766	402
60-61	875	0.056894	194
62-64	875	0.056894	194
64-65	4250	0.276340	1769
20-60	875	0.056894	469
60-61	750	0.048766	166
62-64	750	0.048766	166
64-65	4125	0.268213	1717
20-60	1000	0.065021	536
60-61	750	0.048766	166
62-64	750	0.048766	166
64-65	4000	0.260085	1665
20-60	1125	0.073149	604
60-61	750	0.048766	166
62-64	750	0.048766	166
64-65	3875	0.251957	1613
20-60	1250	0.081277	671
60-61	750	0.048766	166
62-64	750	0.048766	166
64-65	3750	0.243830	1561
20-60	1375	0.089404	739
60-61	625	0.040638	138
62-64	625	0.040638	138
64-65	3625	0.235702	1508
20-60	1500	0.097532	806
60-61	625	0.040638	138
62-64	625	0.040638	138
64-65	3500	0.227574	1456
20-60	1625	0.105660	872
60-61	625	0.040638	138
62-64	625	0.040638	138
64-65	3375	0.219447	1404

bocz.	dl [m]	gp. bocz [kg/m³]	sp. nap. [kPa]
20-60	1750	0.113787	939
60-61	625	0.040638	138
62-64	625	0.040638	138
64-65	3250	0.211319	1352
20-60	1875	0.121915	1006
60-61	500	0.032511	111
62-64	500	0.032511	111
64-65	3125	0.203191	1300
20-60	2000	0.130043	1073
60-61	500	0.032511	111
62-64	500	0.032511	111
64-65	3000	0.195064	1248
20-60	2125	0.138170	1140
60-61	500	0.032511	111
62-64	500	0.032511	111
64-65	2875	0.186936	1196
20-60	2250	0.146298	1207
60-61	375	0.024383	83
62-64	375	0.024383	83
64-65	2750	0.178808	1144
20-60	2375	0.154425	1274
60-61	375	0.024383	83
62-64	375	0.024383	83
64-65	2625	0.170681	1092
20-60	2500	0.162553	1341
60-61	375	0.024383	83
62-64	375	0.024383	83
64-65	2500	0.162553	1040
20-60	2625	0.170681	1408
60-61	375	0.024383	83
62-64	375	0.024383	83
64-65	2375	0.154425	988
20-60	2750	0.178808	1475
60-61	250	0.016255	55
62-64	250	0.016255	55
64-65	2250	0.146298	936
20-60	2875	0.186936	1542
60-61	250	0.016255	55
62-64	250	0.016255	55
64-65	2125	0.138170	884
20-60	3000	0.195064	1609
60-61	250	0.016255	55
62-64	250	0.016255	55
64-65	2000	0.130043	832
20-60	3125	0.203191	1676
60-61	250	0.016255	55
62-64	250	0.016255	55
64-65	1875	0.121915	780
20-60	3250	0.211319	1744
60-61	125	0.008128	28
62-64	125	0.008128	28
64-65	1750	0.113787	728
20-60	3375	0.219447	1811
60-61	125	0.008128	28
62-64	125	0.008128	28
64-65	1625	0.105660	676

bocz.	dl [m]	gp. bocz [kg/m³]	sp. nap. [kPa]
20-60	3500	0.227574	1878
60-61	125	0.008128	28
62-64	125	0.008128	28
64-65	1500	0.097532	624
20-60	3625	0.235702	1945
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	1375	0.089404	572
20-60	3750	0.243830	2012
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	1250	0.081277	520
20-60	3875	0.251957	2079
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	1125	0.073149	468
20-60	4000	0.260085	2146
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	1000	0.065021	416
20-60	4125	0.268213	2213
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	875	0.056894	364
20-60	4250	0.276340	2280
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	750	0.048766	312
20-60	4375	0.284468	2347
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	625	0.040638	260
20-60	4500	0.292596	2414
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	500	0.032511	208
20-60	4625	0.300723	2481
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	375	0.024383	156
20-60	4750	0.308851	2548
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	250	0.016255	104
20-60	4875	0.316979	2615
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	125	0.008128	52
20-60	5000	0.325106	2682
60-61	0	0.000000	0
62-64	0	0.000000	0
64-65	0	0.000000	0

Wydruk 13 "a"

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: K 1011-2

Zbior: BUDK 1.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 8500.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1100.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I = 700.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II = 1050.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf. = 5600.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
1-10	Szyb I	sred.[m]- 9.0	30000	63.6	7.9	12.0 m/s	700	0.003466	867
10-11	Przekop	typ LP- 9	1750	14.3	2.0	8.0 m/s	26100	1.052907	896
11-12	Oddzial		1750					1.500000	1276
12-14	Przekop	typ LP- 9	1750	14.3	2.0	8.0 m/s	26100	1.052907	896
10-13	Komora		3000						
10-13	Straty wewnet.		2250						
14-18	Szyb II	sred.[m]- 7.0	14250	38.5	6.2	12.0 m/s	700	0.017444	984
5-18	Straty zewnet.		3563						
18-19	Kanal went.	prz.[m²]-25.0	17813	25.0	11.9	15.0 m/s	30	0.000989	87
10-20	Szyb I	sred.[m]- 9.0	13250	63.6	3.5	12.0 m/s	350	0.001733	85
20-21	Przekop	typ LP- 9	2000	14.3	2.3	8.0 m/s	13300	0.534899	594
21-22	Oddzial		2000					1.500000	1667
22-24	Przekop	typ LP- 9	2000	14.3	2.3	8.0 m/s	13300	0.534899	594
20-23	Komora		3000						
20-23	Straty wewnet.		2250						
23-24	Szyb II	sred.[m]- 7.0	5250	38.5	2.3	12.0 m/s	0	0.000000	0
24-13	Szyb II	sred.[m]- 7.0	7250	38.5	3.1	12.0 m/s	350	0.000722	127
13-14	Szyb II	sred.[m]- 7.0	12500	38.5	5.4	12.0 m/s	0	0.000000	0

Wydruk 13 "b"

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: K 1011-2

Zbior: BUDK 1.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 8500.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1100.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I = 700.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II = 1050.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf. = 5600.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	Przekop	typ LP- 9	3750	14.3	4.4	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-51	Przecznica	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-51	Przecznica	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
51-52	Oddzial		1750					1.500000	1276
51-52	Oddzial		1750					1.500000	1276
51-52	Oddzial		1750					1.500000	1276
52-54	Przecznica	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
52-54	Przecznica	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
54-55	Przekop	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
54-55	Przekop	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
50-53	Straty wewnet.		2250						
55-58	Szyb III	sred.[m]- 8.6	15750	58.1	4.5	12.0 m/s	500	0.003316	229
6-58	Straty zewnet.		3938						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]-25.0	19688	25.0	13.1	15.0 m/s	30	0.000989	106
20-60	Przekop	typ LP- 9	4125	14.3	4.8	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
20-60	Przekop	typ LP- 9	4125	14.3	4.8	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-61	Przecznica	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-61	Przecznica	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
61-62	Oddzial		2000					1.500000	1667
61-62	Oddzial		2000					1.500000	1667
61-62	Oddzial		2000					1.500000	1667
62-64	Przecznica	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
62-64	Przecznica	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
64-65	Przekop	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
64-65	Przekop	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf. w wydruku zasiegu		
60-65	Straty wewnet.		2250						
65-53	Szyb III	sred.[m]- 8.6	8250	58.1	2.4	12.0 m/s	400	0.002653	50
53-55	Szyb III	sred.[m]- 8.6	10500	58.1	3.0	12.0 m/s	0	0.000000	0

Wydruk 13 "c"

Parametry przekopow na poziomie 1
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: K 1011-2

Zbior: BUDK 1.DAT

bocz.	dl L[m]	op. bocz Rkg/m**3	sp. nap. $WIPa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	13720	0.551791	1056
52-54	13720	0.551791	1056
54-55	5600	0.225221	431
10-50	140	0.005631	22
50-51	13580	0.546160	1045
52-54	13580	0.546160	1045
54-55	5460	0.219592	420
10-50	280	0.011261	44
50-51	13440	0.540530	1035
52-54	13440	0.540530	1035
54-55	5320	0.213960	410
10-50	420	0.016892	66
50-51	13440	0.540530	1035
52-54	13440	0.540530	1035
54-55	5180	0.208329	399
10-50	560	0.022522	88
50-51	13300	0.534899	1024
52-54	13300	0.534899	1024
54-55	5040	0.202699	388
10-50	700	0.028153	110
50-51	13300	0.534899	1024
52-54	13300	0.534899	1024
54-55	4900	0.197068	377
10-50	840	0.033783	132
50-51	13160	0.529269	1013
52-54	13160	0.529269	1013
54-55	4760	0.191438	366
10-50	980	0.039414	154
50-51	13160	0.529269	1013
52-54	13160	0.529269	1013
54-55	4620	0.185807	356
10-50	1120	0.045044	176
50-51	13020	0.523638	1002
52-54	13020	0.523638	1002
54-55	4480	0.180177	345
10-50	1260	0.050675	198
50-51	13020	0.523638	1002
52-54	13020	0.523638	1002
54-55	4340	0.174546	334
10-50	1400	0.056305	220
50-51	12880	0.518008	991
52-54	12880	0.518008	991
54-55	4200	0.168916	323
10-50	1540	0.061936	242
50-51	12880	0.518008	991
52-54	12880	0.518008	991
54-55	4060	0.163285	313
10-50	1680	0.067566	264
50-51	12740	0.512377	981
52-54	12740	0.512377	981
54-55	3920	0.157654	302
10-50	1820	0.073197	286
50-51	12740	0.512377	981
52-54	12740	0.512377	981
54-55	3780	0.152024	291
10-50	1960	0.078827	308
50-51	12600	0.506747	970
52-54	12600	0.506747	970
54-55	3640	0.146393	280
10-50	2100	0.084458	330
50-51	12600	0.506747	970
52-54	12600	0.506747	970
54-55	3500	0.140763	269
10-50	2240	0.090088	352
50-51	12460	0.501116	959
52-54	12460	0.501116	959
54-55	3360	0.135132	259
10-50	2380	0.095719	374
50-51	12460	0.501116	959
52-54	12460	0.501116	959
54-55	3220	0.129502	248
10-50	2520	0.101349	396
50-51	12320	0.495486	948
52-54	12320	0.495486	948
54-55	3080	0.123871	237
10-50	2660	0.106980	418
50-51	12320	0.495486	948
52-54	12320	0.495486	948
54-55	2940	0.118241	226
10-50	2800	0.112610	440
50-51	12180	0.489855	938
52-54	12180	0.489855	938
54-55	2800	0.112610	216
10-50	2940	0.118241	462
50-51	12180	0.489855	938
52-54	12180	0.489855	938
54-55	2660	0.106980	205
10-50	3080	0.123871	484
50-51	12040	0.484225	927
52-54	12040	0.484225	927
54-55	2520	0.101349	194
10-50	3220	0.129502	506
50-51	12040	0.484225	927
52-54	12040	0.484225	927
54-55	2380	0.095719	183
10-50	3360	0.135132	528
50-51	11900	0.478594	916
52-54	11900	0.478594	916
54-55	2240	0.090088	172
10-50	3500	0.140763	550
50-51	11900	0.478594	916
52-54	11900	0.478594	916
54-55	2100	0.084458	162
10-50	3640	0.146393	572
50-51	11760	0.472963	905
52-54	11760	0.472963	905
54-55	1960	0.078827	151
10-50	3780	0.152024	594
50-51	11620	0.467333	895
52-54	11620	0.467333	895
54-55	1820	0.073197	140
10-50	3920	0.157654	616
50-51	11620	0.467333	895
52-54	11620	0.467333	895
54-55	1680	0.067566	129
10-50	4060	0.163285	638
50-51	11480	0.461702	884
52-54	11480	0.461702	884
54-55	1540	0.061936	119
10-50	4200	0.168916	660
50-51	11480	0.461702	884
52-54	11480	0.461702	884
54-55	1400	0.056305	108
10-50	4340	0.174546	682
50-51	11340	0.456072	873
52-54	11340	0.456072	873
54-55	1260	0.050675	97
10-50	4480	0.180177	704
50-51	11340	0.456072	873
52-54	11340	0.456072	873
54-55	1120	0.045044	86
10-50	4620	0.185807	726
50-51	11200	0.450441	862
52-54	11200	0.450441	862
54-55	980	0.039414	75
10-50	4760	0.191438	748
50-51	11200	0.450441	862
52-54	11200	0.450441	862
54-55	840	0.033783	65
10-50	4900	0.197068	770
50-51	11060	0.444811	851
52-54	11060	0.444811	851
54-55	700	0.028153	54
10-50	5040	0.202699	792
50-51	11060	0.444811	851
52-54	11060	0.444811	851
54-55	560	0.022522	43
10-50	5180	0.208329	814
50-51	10920	0.439180	841
52-54	10920	0.439180	841
54-55	420	0.016892	32
10-50	5320	0.213960	836
50-51	10920	0.439180	841
52-54	10920	0.439180	841
54-55	280	0.011261	22
10-50	5460	0.219592	858
50-51	10780	0.433550	830
52-54	10780	0.433550	830
54-55	140	0.005631	11
10-50	5600	0.225221	880
50-51	10780	0.433550	830
52-54	10780	0.433550	830
54-55	0	0.000000	0

Wydruk 13 "d"

Parametry przekopow na poziomie 2
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: K 1011-2

Zbior: BUDK 1.DAT

bocz.	dl [m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. dW[Pa]
20-60	0	0.000000	0
60-61	7140	0.287156	718
62-64	7140	0.287156	718
64-65	5600	0.225221	563
20-60	140	0.005631	27
60-61	7140	0.287156	718
62-64	7140	0.287156	718
64-65	5460	0.219590	549
20-60	280	0.011261	53
60-61	7140	0.287156	718
62-64	7140	0.287156	718
64-65	5320	0.213968	535
20-60	420	0.016892	86
60-61	7000	0.281526	704
62-64	7000	0.281526	704
64-65	5180	0.208329	521
20-60	560	0.022522	106
60-61	7000	0.281526	704
62-64	7000	0.281526	704
64-65	5040	0.202699	507
20-60	700	0.028153	133
60-61	6860	0.275895	690
62-64	6860	0.275895	690
64-65	4900	0.197068	493
20-60	840	0.033783	160
60-61	6860	0.275895	690
62-64	6860	0.275895	690
64-65	4760	0.191438	479
20-60	980	0.039414	186
60-61	6720	0.270265	676
62-64	6720	0.270265	676
64-65	4620	0.185807	465
20-60	1120	0.045044	213
60-61	6720	0.270265	676
62-64	6720	0.270265	676
64-65	4480	0.180177	450
20-60	1260	0.050675	240
60-61	6580	0.264634	662
62-64	6580	0.264634	662
64-65	4340	0.174546	436
20-60	1400	0.056305	266
60-61	6580	0.264634	662
62-64	6580	0.264634	662
64-65	4200	0.168916	422
20-60	1540	0.061936	293
60-61	6580	0.264634	662
62-64	6580	0.264634	662
64-65	4060	0.163285	408
20-60	1680	0.067566	319
60-61	6440	0.259004	648
62-64	6440	0.259004	648
64-65	3920	0.157654	394
20-60	1820	0.073197	346
60-61	6440	0.259004	648
62-64	6440	0.259004	648
64-65	3780	0.152024	380

bocz.	dl [m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. dW[Pa]
20-60	1960	0.078827	373
60-61	6300	0.253373	633
62-64	6300	0.253373	633
64-65	3640	0.146393	366
20-60	2100	0.084458	399
60-61	6300	0.253373	633
62-64	6300	0.253373	633
64-65	3500	0.140763	352
20-60	2240	0.090088	426
60-61	6160	0.247743	619
62-64	6160	0.247743	619
64-65	3360	0.135132	338
20-60	2380	0.095719	452
60-61	6160	0.247743	619
62-64	6160	0.247743	619
64-65	3220	0.129502	324
20-60	2520	0.101349	479
60-61	6020	0.242112	605
62-64	6020	0.242112	605
64-65	3080	0.123871	310
20-60	2660	0.106980	506
60-61	6020	0.242112	605
62-64	6020	0.242112	605
64-65	2940	0.118241	296
20-60	2800	0.112610	532
60-61	6020	0.242112	605
62-64	6020	0.242112	605
64-65	2800	0.112610	282
20-60	2940	0.118241	559
60-61	5880	0.236482	591
62-64	5880	0.236482	591
64-65	2660	0.106980	267
20-60	3080	0.123871	585
60-61	5880	0.236482	591
62-64	5880	0.236482	591
64-65	2520	0.101349	253
20-60	3220	0.129502	612
60-61	5740	0.230851	577
62-64	5740	0.230851	577
64-65	2380	0.095719	239
20-60	3360	0.135132	639
60-61	5740	0.230851	577
62-64	5740	0.230851	577
64-65	2240	0.090088	225
20-60	3500	0.140763	665
60-61	5600	0.225221	563
62-64	5600	0.225221	563
64-65	2100	0.084458	211
20-60	3640	0.146393	692
60-61	5600	0.225221	563
62-64	5600	0.225221	563
64-65	1960	0.078827	197
20-60	3780	0.152024	719
60-61	5460	0.219590	549
62-64	5460	0.219590	549
64-65	1820	0.073197	183

bocz.	dl [m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. dW[Pa]
20-60	3920	0.157654	745
60-61	5460	0.219590	549
62-64	5460	0.219590	549
64-65	1680	0.067566	169
20-60	4060	0.163285	772
60-61	5460	0.219590	549
62-64	5460	0.219590	549
64-65	1540	0.061936	155
20-60	4200	0.168916	798
60-61	5320	0.213968	535
62-64	5320	0.213968	535
64-65	1400	0.056305	141
20-60	4340	0.174546	825
60-61	5320	0.213968	535
62-64	5320	0.213968	535
64-65	1260	0.050675	127
20-60	4480	0.180177	852
60-61	5180	0.208329	521
62-64	5180	0.208329	521
64-65	1120	0.045044	113
20-60	4620	0.185807	878
60-61	5180	0.208329	521
62-64	5180	0.208329	521
64-65	980	0.039414	99
20-60	4760	0.191438	905
60-61	5040	0.202699	507
62-64	5040	0.202699	507
64-65	840	0.033783	84
20-60	4900	0.197068	931
60-61	5040	0.202699	507
62-64	5040	0.202699	507
64-65	700	0.028153	70
20-60	5040	0.202699	958
60-61	4900	0.197068	493
62-64	4900	0.197068	493
64-65	560	0.022522	56
20-60	5180	0.208329	985
60-61	4900	0.197068	493
62-64	4900	0.197068	493
64-65	420	0.016892	42
20-60	5320	0.213968	1011
60-61	4900	0.197068	493
62-64	4900	0.197068	493
64-65	280	0.011261	28
20-60	5460	0.219590	1038
60-61	4760	0.191438	479
62-64	4760	0.191438	479
64-65	140	0.005631	14
20-60	5600	0.225221	1065
60-61	4760	0.191438	479
62-64	4760	0.191438	479
64-65	0	0.000000	0

Wydruk 14 "a"

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: K 1011-2

Zbior: BUDK 2.DAT

Calkowite wydobycie	Wc	=	8500.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu	Wo	=	1100.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I		=	700.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II		=	1050.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf.		=	7000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. dW[Pa]
1-10	Szyb I	sred.[m]- 9.0	30000	63.6	7.9	12.0 m/s	700	0.003466	867
10-11	Przekop	typ LP- 9	1750	14.3	2.0	8.0 m/s	26250	1.055722	898
11-12	Oddzial		1750					1.500000	1276
12-14	Przekop	typ LP- 9	1750	14.3	2.0	8.0 m/s	26250	1.055722	898
10-13	Komora		3000						
10-13	Straty wewnet.		2250						
14-18	Szyb II	sred.[m]- 7.0	14250	38.5	6.2	12.0 m/s	700	0.017444	984
5-18	Straty zewnet.		3563						
18-19	Kanal went.	prz.[m²]-25.0	17813	25.0	11.9	15.0 m/s	30	0.000989	87
10-20	Szyb I	sred.[m]- 9.0	13250	63.6	3.5	12.0 m/s	350	0.001733	85
20-21	Przekop	typ LP- 9	2000	14.3	2.3	8.0 m/s	13300	0.534899	594
21-22	Oddzial		2000					1.500000	1667
22-24	Przekop	typ LP- 9	2000	14.3	2.3	8.0 m/s	13300	0.534899	594
20-23	Komora		3000						
20-23	Straty wewnet.		2250						
23-24	Szyb II	sred.[m]- 7.0	5250	38.5	2.3	12.0 m/s	0	0.000000	0
24-13	Szyb II	sred.[m]- 7.0	7250	38.5	3.1	12.0 m/s	350	0.008722	127
13-14	Szyb II	sred.[m]- 7.0	12500	38.5	5.4	12.0 m/s	0	0.000000	0

Wydruk 14 "b"

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: K 1011-2

Zbior: BUDK 2.DAT

Calkowite wydobycie	Wc	=	8500.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu	Wo	=	1100.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego I		=	700.0 [m]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego II		=	1050.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf.		=	7000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	Przekop	typ LP- 9	3750	14.3	4.4	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-51	Przecznica	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-51	Przecznica	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
51-52	Oddzial		1750					1.500000	1276
51-52	Oddzial		1750					1.500000	1276
51-52	Oddzial		1750					1.500000	1276
52-54	Przecznica	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
52-54	Przecznica	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
54-55	Przekop	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
54-55	Przekop	typ LP- 9	2625	14.3	3.1	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-53	Straty wewnet.		2250						
55-58	Szyb III	sred.[m]- 8.6	15750	58.1	4.5	12.0 m/s	500	0.003316	229
6-58	Straty zewnet.		3938						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]-25.0	19688	25.0	13.1	15.0 m/s	30	0.000989	106
20-60	Przekop	typ LP- 9	4125	14.3	4.8	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
20-60	Przekop	typ LP- 9	4125	14.3	4.8	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
60-61	Przecznica	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
60-61	Przecznica	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
61-62	Oddzial		2000					1.500000	1667
61-62	Oddzial		2000					1.500000	1667
61-62	Oddzial		2000					1.500000	1667
62-64	Przecznica	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
62-64	Przecznica	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
64-65	Przekop	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
64-65	Przekop	typ LP- 9	3000	14.3	3.5	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
60-65	Straty wewnet.		2250						
65-53	Szyb III	sred.[m]- 8.6	8250	58.1	2.4	12.0 m/s	400	0.002653	50
53-55	Szyb III	sred.[m]- 8.6	10500	58.1	3.0	12.0 m/s	0	0.000000	0

Wydruk 14 "c"

Parametry przekopow na poziomie 1
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: K 1011-2

Zbior: BUDK 2.DAT

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	12550	0.520823	997
52-54	12550	0.520823	997
54-55	7000	0.281526	539
10-50	475	0.007038	27
50-51	12950	0.520823	997
52-54	12950	0.520823	997
54-55	6925	0.274488	525
10-50	350	0.014076	55
50-51	12775	0.513785	983
52-54	12775	0.513785	983
54-55	6650	0.267450	512
10-50	525	0.021114	82
50-51	12775	0.513785	983
52-54	12775	0.513785	983
54-55	6475	0.260411	498
10-50	700	0.028153	110
50-51	12600	0.506747	970
52-54	12600	0.506747	970
54-55	6300	0.253373	485
10-50	875	0.035191	137
50-51	12600	0.506747	970
52-54	12600	0.506747	970
54-55	6125	0.246335	472
10-50	1050	0.042229	165
50-51	12425	0.499708	956
52-54	12425	0.499708	956
54-55	5950	0.239297	458
10-50	1225	0.049267	192
50-51	12250	0.492670	943
52-54	12250	0.492670	943
54-55	5775	0.232259	445
10-50	1400	0.056305	220
50-51	12250	0.492670	943
52-54	12250	0.492670	943
54-55	5600	0.225221	431
10-50	1575	0.063343	247
50-51	12075	0.485632	930
52-54	12075	0.485632	930
54-55	5425	0.218183	418
10-50	1750	0.070381	275
50-51	12075	0.485632	930
52-54	12075	0.485632	930
54-55	5250	0.211144	404
10-50	1925	0.077420	302
50-51	11900	0.478594	916
52-54	11900	0.478594	916
54-55	5075	0.204106	391
10-50	2100	0.084458	330
50-51	11900	0.478594	916
52-54	11900	0.478594	916
54-55	4900	0.197068	377
10-50	2275	0.091496	357
50-51	11725	0.471556	903
52-54	11725	0.471556	903
54-55	4725	0.190030	364

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	2450	0.098534	385
50-51	11725	0.471556	903
52-54	11725	0.471556	903
54-55	4550	0.182992	350
10-50	2625	0.105572	412
50-51	11550	0.464518	889
52-54	11550	0.464518	889
54-55	4375	0.175954	337
10-50	2800	0.112610	440
50-51	11550	0.464518	889
52-54	11550	0.464518	889
54-55	4200	0.168916	323
10-50	2975	0.119649	467
50-51	11375	0.457480	876
52-54	11375	0.457480	876
54-55	4025	0.161877	310
10-50	3150	0.126687	495
50-51	11375	0.457480	876
52-54	11375	0.457480	876
54-55	3850	0.154839	296
10-50	3325	0.133725	522
50-51	11200	0.450441	862
52-54	11200	0.450441	862
54-55	3675	0.147801	283
10-50	3500	0.140763	550
50-51	11200	0.450441	862
52-54	11200	0.450441	862
54-55	3500	0.140763	269
10-50	3675	0.147801	577
50-51	11025	0.443403	849
52-54	11025	0.443403	849
54-55	3325	0.133725	256
10-50	3850	0.154839	605
50-51	11025	0.443403	849
52-54	11025	0.443403	849
54-55	3150	0.126687	242
10-50	4025	0.161877	632
50-51	10850	0.436365	835
52-54	10850	0.436365	835
54-55	2975	0.119649	229
10-50	4200	0.168916	660
50-51	10850	0.436365	835
52-54	10850	0.436365	835
54-55	2800	0.112610	216
10-50	4375	0.175954	687
50-51	10675	0.429327	822
52-54	10675	0.429327	822
54-55	2625	0.105572	202
10-50	4550	0.182992	715
50-51	10675	0.429327	822
52-54	10675	0.429327	822
54-55	2450	0.098534	189
10-50	4725	0.190030	742
50-51	10500	0.422289	808
52-54	10500	0.422289	808
54-55	2275	0.091496	175

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	4900	0.197068	770
50-51	10500	0.422289	808
52-54	10500	0.422289	808
54-55	2100	0.084458	162
10-50	5075	0.204106	797
50-51	10325	0.415251	795
52-54	10325	0.415251	795
54-55	1925	0.077420	148
10-50	5250	0.211144	825
50-51	10325	0.415251	795
52-54	10325	0.415251	795
54-55	1750	0.070381	135
10-50	5425	0.218183	852
50-51	10150	0.408213	781
52-54	10150	0.408213	781
54-55	1575	0.063343	121
10-50	5600	0.225221	880
50-51	9975	0.401174	768
52-54	9975	0.401174	768
54-55	1400	0.056305	108
10-50	5775	0.232259	907
50-51	9975	0.401174	768
52-54	9975	0.401174	768
54-55	1225	0.049267	94
10-50	5950	0.239297	935
50-51	9800	0.394136	754
52-54	9800	0.394136	754
54-55	1050	0.042229	81
10-50	6125	0.246335	962
50-51	9800	0.394136	754
52-54	9800	0.394136	754
54-55	875	0.035191	67
10-50	6300	0.253373	990
50-51	9625	0.387098	741
52-54	9625	0.387098	741
54-55	700	0.028153	54
10-50	6475	0.260411	1017
50-51	9625	0.387098	741
52-54	9625	0.387098	741
54-55	525	0.021114	40
10-50	6650	0.267450	1045
50-51	9450	0.380060	727
52-54	9450	0.380060	727
54-55	350	0.014076	27
10-50	6825	0.274488	1072
50-51	9450	0.380060	727
52-54	9450	0.380060	727
54-55	175	0.007038	13
10-50	7000	0.281526	1100
50-51	9275	0.373022	714
52-54	9275	0.373022	714
54-55	0	0.000000	0

Wydruk 14 "d"

Parametry przekopow na poziomie 2
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: K 1011-2

Zbior: BUDK 2.DAT

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m³]	sp. nap. ΔW[Pa]
20-60	0	0.000000	0
60-61	6475	0.260411	651
62-64	6475	0.260411	651
64-65	7000	0.281526	704
20-60	175	0.007038	33
60-61	6475	0.260411	651
62-64	6475	0.260411	651
64-65	6825	0.274488	686
20-60	350	0.014076	67
60-61	6300	0.253373	633
62-64	6300	0.253373	633
64-65	6650	0.267450	669
20-60	525	0.021114	100
60-61	6300	0.253373	633
62-64	6300	0.253373	633
64-65	6475	0.260411	651
20-60	700	0.028153	133
60-61	6125	0.246335	616
62-64	6125	0.246335	616
64-65	6300	0.253373	633
20-60	875	0.035191	166
60-61	6125	0.246335	616
62-64	6125	0.246335	616
64-65	6125	0.246335	616
20-60	1050	0.042229	200
60-61	6125	0.246335	616
62-64	6125	0.246335	616
64-65	5950	0.239297	598
20-60	1225	0.049267	233
60-61	5950	0.239297	598
62-64	5950	0.239297	598
64-65	5775	0.232259	581
20-60	1400	0.056305	266
60-61	5950	0.239297	598
62-64	5950	0.239297	598
64-65	5600	0.225221	563
20-60	1575	0.063343	299
60-61	5775	0.232259	581
62-64	5775	0.232259	581
64-65	5425	0.218183	545
20-60	1750	0.070381	333
60-61	5775	0.232259	581
62-64	5775	0.232259	581
64-65	5250	0.211144	528
20-60	1925	0.077420	366
60-61	5600	0.225221	563
62-64	5600	0.225221	563
64-65	5075	0.204106	510
20-60	2100	0.084458	397
60-61	5600	0.225221	563
62-64	5600	0.225221	563
64-65	4900	0.197068	493
20-60	2275	0.091496	432
60-61	5425	0.218183	545
62-64	5425	0.218183	545
64-65	4725	0.190030	475
20-60	2450	0.098534	466
60-61	5425	0.218183	545
62-64	5425	0.218183	545
64-65	4550	0.182992	457
20-60	2625	0.105572	499
60-61	5425	0.218183	545
62-64	5425	0.218183	545
64-65	4375	0.175954	440
20-60	2800	0.112610	532
60-61	5250	0.211144	528
62-64	5250	0.211144	528
64-65	4200	0.168916	422
20-60	2975	0.119649	566
60-61	5250	0.211144	528
62-64	5250	0.211144	528
64-65	4025	0.161877	405
20-60	3150	0.126687	599
60-61	5075	0.204106	510
62-64	5075	0.204106	510
64-65	3850	0.154839	387
20-60	3325	0.133725	632
60-61	5075	0.204106	510
62-64	5075	0.204106	510
64-65	3675	0.147801	370
20-60	3500	0.140763	665
60-61	4900	0.197068	493
62-64	4900	0.197068	493
64-65	3500	0.140763	352
20-60	3675	0.147801	699
60-61	4900	0.197068	493
62-64	4900	0.197068	493
64-65	3325	0.133725	334
20-60	3850	0.154839	732
60-61	4725	0.190030	475
62-64	4725	0.190030	475
64-65	3150	0.126687	317
20-60	4025	0.161877	765
60-61	4725	0.190030	475
62-64	4725	0.190030	475
64-65	2975	0.119649	299
20-60	4200	0.168916	798
60-61	4725	0.190030	475
62-64	4725	0.190030	475
64-65	2800	0.112610	282
20-60	4375	0.175954	832
60-61	4550	0.182992	457
62-64	4550	0.182992	457
64-65	2625	0.105572	264
20-60	4550	0.182992	865
60-61	4550	0.182992	457
62-64	4550	0.182992	457
64-65	2450	0.098534	246
20-60	4725	0.190030	898
60-61	4375	0.175954	440
62-64	4375	0.175954	440
64-65	2275	0.091496	229
20-60	4900	0.197068	931
60-61	4375	0.175954	440
62-64	4375	0.175954	440
64-65	2100	0.084458	211
20-60	5075	0.204106	965
60-61	4200	0.168916	422
62-64	4200	0.168916	422
64-65	1925	0.077420	194
20-60	5250	0.211144	998
60-61	4200	0.168916	422
62-64	4200	0.168916	422
64-65	1750	0.070381	176
20-60	5425	0.218183	1031
60-61	4025	0.161877	405
62-64	4025	0.161877	405
64-65	1575	0.063343	158
20-60	5600	0.225221	1065
60-61	4025	0.161877	405
62-64	4025	0.161877	405
64-65	1400	0.056305	141
20-60	5775	0.232259	1098
60-61	4025	0.161877	405
62-64	4025	0.161877	405
64-65	1225	0.049267	123
20-60	5950	0.239297	1131
60-61	3850	0.154839	387
62-64	3850	0.154839	387
64-65	1050	0.042229	106
20-60	6125	0.246335	1164
60-61	3850	0.154839	387
62-64	3850	0.154839	387
64-65	875	0.035191	88
20-60	6300	0.253373	1198
60-61	3675	0.147801	370
62-64	3675	0.147801	370
64-65	700	0.028153	70
20-60	6475	0.260411	1231
60-61	3675	0.147801	370
62-64	3675	0.147801	370
64-65	525	0.021114	53
20-60	6650	0.267450	1264
60-61	3500	0.140763	352
62-64	3500	0.140763	352
64-65	350	0.014076	35
20-60	6825	0.274488	1297
60-61	3500	0.140763	352
62-64	3500	0.140763	352
64-65	175	0.007038	18
20-60	7000	0.281526	1331
60-61	3325	0.133725	334
62-64	3325	0.133725	334
64-65	0	0.000000	0

Wydruk 15 "a"

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: S 1001-1

Zbior: BUDS 1.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 1500.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego = 500.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf. = 4000.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. dW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	3000	38.5	1.3	12.0 m/s	500	0.012460	31
10-50	Przekop	typ LP- 9	2400	14.3	2.8	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-51	Przecznica	typ LP- 9	1500	14.3	1.7	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
52-54	Przecznica	typ LP- 9	1500	14.3	1.7	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
10-54	Komora		600						
54-55	Przekop	typ LP- 9	2100	14.3	2.4	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-55	Straty wewnet.		900						
55-58	Szyb wydech.	sred.[m]- 5.0	3000	19.6	2.5	12.0 m/s	500	0.100420	271
6-58	Straty zewnet.		750						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]-25.0	3750	25.0	2.5	15.0 m/s	30	0.000989	4

Wydruk 15 "b"

Parametry przekopow
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: S 1001-1

Zbior: BUDS 1.DAT

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	70920	2.851455	1782
52-54	70900	2.851455	1782
54-55	4200	0.160872	197
10-50	100	0.004022	6
50-51	72000	2.847433	1780
52-54	70000	2.847433	1780
54-55	3900	0.156850	192
10-50	200	0.008044	12
50-51	70900	2.847433	1780
52-54	70800	2.847433	1780
54-55	3800	0.152828	187
10-50	300	0.012065	19
50-51	70000	2.847433	1780
52-54	70000	2.847433	1780
54-55	3700	0.148807	182
10-50	400	0.016087	26
50-51	70700	2.843411	1777
52-54	70700	2.843411	1777
54-55	3600	0.144785	177
10-50	500	0.020109	32
50-51	70700	2.843411	1777
52-54	70700	2.843411	1777
54-55	3500	0.140763	172
10-50	600	0.024131	39
50-51	70700	2.843411	1777
52-54	70700	2.843411	1777
54-55	3400	0.136741	168
10-50	700	0.028153	45
50-51	70600	2.839398	1775
52-54	70600	2.839398	1775
54-55	3300	0.132719	163
10-50	800	0.032174	51
50-51	70600	2.839398	1775
52-54	70600	2.839398	1775
54-55	3200	0.128698	158
10-50	900	0.036196	58
50-51	70600	2.839398	1775
52-54	70600	2.839398	1775
54-55	3100	0.124676	153
10-50	1000	0.040218	64
50-51	70600	2.839398	1775
52-54	70600	2.839398	1775
54-55	3000	0.120654	148
10-50	1100	0.044240	71
50-51	72500	2.835368	1772
52-54	70500	2.835368	1772
54-55	2900	0.116632	143
10-50	1200	0.048262	77
50-51	70500	2.835368	1772
52-54	70500	2.835368	1772
54-55	2800	0.112610	138
10-50	1300	0.052283	84
50-51	70500	2.835368	1772
52-54	70500	2.835368	1772
54-55	2700	0.108589	133

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	1400	0.056305	90
50-51	70400	2.831346	1770
52-54	70400	2.831346	1770
54-55	2600	0.104567	128
10-50	1500	0.060327	97
50-51	70400	2.831346	1770
52-54	70400	2.831346	1770
54-55	2500	0.100545	123
10-50	1600	0.064349	103
50-51	70400	2.831346	1770
52-54	70400	2.831346	1770
54-55	2400	0.096523	118
10-50	1700	0.068371	109
50-51	70300	2.827324	1767
52-54	70300	2.827324	1767
54-55	2300	0.092501	113
10-50	1800	0.072392	116
50-51	70300	2.827324	1767
52-54	70300	2.827324	1767
54-55	2200	0.088480	108
10-50	1900	0.076414	122
50-51	70300	2.827324	1767
52-54	70300	2.827324	1767
54-55	2100	0.084458	103
10-50	2000	0.080436	129
50-51	70300	2.827324	1767
52-54	70300	2.827324	1767
54-55	2000	0.080436	99
10-50	2100	0.084458	135
50-51	70200	2.823302	1765
52-54	70200	2.823302	1765
54-55	1900	0.076414	94
10-50	2200	0.088480	142
50-51	70200	2.823302	1765
52-54	70200	2.823302	1765
54-55	1800	0.072392	89
10-50	2300	0.092501	148
50-51	70200	2.823302	1765
52-54	70200	2.823302	1765
54-55	1700	0.068371	84
10-50	2400	0.096523	154
50-51	70100	2.819281	1762
52-54	70100	2.819281	1762
54-55	1600	0.064349	79
10-50	2500	0.100545	161
50-51	70100	2.819281	1762
52-54	70100	2.819281	1762
54-55	1500	0.060327	74
10-50	2600	0.104567	167
50-51	70100	2.819281	1762
52-54	70100	2.819281	1762
54-55	1400	0.056305	69
10-50	2700	0.108589	174
50-51	70000	2.815259	1760
52-54	70000	2.815259	1760
54-55	1300	0.052283	64

bocz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. δW[Pa]
10-50	2800	0.112610	180
50-51	70000	2.815259	1760
52-54	70000	2.815259	1760
54-55	1200	0.048262	59
10-50	2900	0.116632	187
50-51	70000	2.815259	1760
52-54	70000	2.815259	1760
54-55	1100	0.044240	54
10-50	3000	0.120654	193
50-51	70000	2.815259	1760
52-54	70000	2.815259	1760
54-55	1000	0.040218	49
10-50	3100	0.124676	199
50-51	69900	2.811237	1757
52-54	69900	2.811237	1757
54-55	900	0.036196	44
10-50	3200	0.128698	206
50-51	69900	2.811237	1757
52-54	69900	2.811237	1757
54-55	800	0.032174	39
10-50	3300	0.132719	212
50-51	69900	2.811237	1757
52-54	69900	2.811237	1757
54-55	700	0.028153	34
10-50	3400	0.136741	219
50-51	69800	2.807215	1755
52-54	69800	2.807215	1755
54-55	600	0.024131	30
10-50	3500	0.140763	225
50-51	69800	2.807215	1755
52-54	69800	2.807215	1755
54-55	500	0.020109	25
10-50	3600	0.144785	232
50-51	69800	2.807215	1755
52-54	69800	2.807215	1755
54-55	400	0.016087	20
10-50	3700	0.148807	238
50-51	69700	2.803193	1752
52-54	69700	2.803193	1752
54-55	300	0.012065	15
10-50	3800	0.152828	245
50-51	69700	2.803193	1752
52-54	69700	2.803193	1752
54-55	200	0.008044	10
10-50	3900	0.156850	251
50-51	69700	2.803193	1752
52-54	69700	2.803193	1752
54-55	100	0.004022	5
10-50	4000	0.160872	257
50-51	69700	2.803193	1752
52-54	69700	2.803193	1752
54-55	0	0.000000	0

Wydruk 16 "a"

ANALIZA PRZEWIETRZANIA KOPALNI

SYSTEMEM: S 1001-1

Zbior: BUDS 2.DAT

Calkowite wydobycie Wc = 1500.0 [t/d]
Wydobycie z jednego oddzialu Wo = 1500.0 [t/d]
Glebokosc poziomu eksploatacyjnego = 500.0 [m]
Odleglosc miedzy szybami centr. i peryf. = 3300.0 [m]

bocz.	nazwa wyrobiska	wymiary	wydatek V[m³/min]	przekroj A[m²]	predkosc w[m/s]	predkosc dopuszcz.	dl L[m]	op. bocz R[kg/m⁷]	sp. nap. dW[Pa]
1-10	Szyb wdech.	sred.[m]- 7.0	3000	38.5	1.3	12.0 m/s	500	0.012460	31
10-50	Przekop	typ LP- 9	2400	14.3	2.8	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-51	Przecznica	typ LP- 9	1500	14.3	1.7	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
51-52	Oddzial		1500					1.500000	938
52-54	Przecznica	typ LP- 9	1500	14.3	1.7	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
10-54	Komora		600						
54-55	Przekop	typ LP- 9	2100	14.3	2.4	8.0 m/s	inf.	w wydruku zasiegu	
50-55	Straty wewnet.		900						
55-58	Szyb wydech.	sred.[m]- 5.0	3000	19.6	2.5	12.0 m/s	500	0.100420	271
6-58	Straty zewnet.		750						
58-59	Kanal went.	prz.[m²]-25.0	3750	25.0	2.5	15.0 m/s	30	0.000989	4

Wydruk 16 "b"

Parametry przekopow
w zaleznosci od rozmieszczenia szybow wentylacyjnych,
dla kopalni przewietrzanej systemem: S 1001-1

Zbior: BUDS 2.DAT

bocz.	dl L[m]	gp. bocz R[kg/m³]	sp. nap. $W[Pa]
10-50	0	0.000000	0
50-51	71527	2.876692	1798
52-54	71527	2.876692	1798
54-55	3300	0.132719	163
10-50	83	0.003336	5
50-51	71527	2.876692	1798
52-54	71527	2.876692	1798
54-55	3217	0.129407	159
10-50	165	0.006636	11
50-51	71445	2.873374	1796
52-54	71445	2.873374	1796
54-55	3135	0.126083	154
10-50	247	0.009954	16
50-51	71445	2.873374	1796
52-54	71445	2.873374	1796
54-55	3053	0.122765	150
10-50	330	0.013272	21
50-51	71445	2.873374	1796
52-54	71445	2.873374	1796
54-55	2970	0.119447	146
10-50	413	0.016590	27
50-51	71445	2.873374	1796
52-54	71445	2.873374	1796
54-55	2888	0.116129	142
10-50	495	0.019908	32
50-51	71363	2.870056	1794
52-54	71363	2.870056	1794
54-55	2805	0.112811	138
10-50	578	0.023226	37
50-51	71363	2.870056	1794
52-54	71363	2.870056	1794
54-55	2722	0.109493	134
10-50	660	0.026544	42
50-51	71363	2.870056	1794
52-54	71363	2.870056	1794
54-55	2640	0.106175	130
10-50	743	0.029862	48
50-51	71280	2.866738	1792
52-54	71280	2.866738	1792
54-55	2557	0.102857	126
10-50	825	0.033180	53
50-51	71280	2.866738	1792
52-54	71280	2.866738	1792
54-55	2475	0.099540	122
10-50	907	0.036498	58
50-51	71280	2.866738	1792
52-54	71280	2.866738	1792
54-55	2393	0.096222	118
10-50	990	0.039816	64
50-51	71198	2.863420	1790
52-54	71198	2.863420	1790
54-55	2310	0.092904	114
10-50	1073	0.043134	69
50-51	71198	2.863420	1790
52-54	71198	2.863420	1790
54-55	2228	0.089586	110

bocz.	dl L[m]	gp. bocz R[kg/m³]	sp. nap. $W[Pa]
10-50	1155	0.046452	74
50-51	71198	2.863420	1790
52-54	71198	2.863420	1790
54-55	2145	0.086268	106
10-50	1237	0.049770	80
50-51	71198	2.863420	1790
52-54	71198	2.863420	1790
54-55	2063	0.082950	102
10-50	1320	0.053088	85
50-51	71115	2.860102	1788
52-54	71115	2.860102	1788
54-55	1980	0.079632	98
10-50	1403	0.056406	90
50-51	71115	2.860102	1788
52-54	71115	2.860102	1788
54-55	1897	0.076314	93
10-50	1485	0.059724	96
50-51	71115	2.860102	1788
52-54	71115	2.860102	1788
54-55	1815	0.072996	89
10-50	1567	0.063042	101
50-51	71033	2.856784	1785
52-54	71033	2.856784	1785
54-55	1733	0.069678	85
10-50	1650	0.066360	106
50-51	71033	2.856784	1785
52-54	71033	2.856784	1785
54-55	1650	0.066360	81
10-50	1733	0.069678	111
50-51	71033	2.856784	1785
52-54	71033	2.856784	1785
54-55	1567	0.063042	77
10-50	1815	0.072996	117
50-51	70950	2.853466	1783
52-54	70950	2.853466	1783
54-55	1485	0.059724	73
10-50	1897	0.076314	122
50-51	70950	2.853466	1783
52-54	70950	2.853466	1783
54-55	1403	0.056406	69
10-50	1980	0.079632	127
50-51	70950	2.853466	1783
52-54	70950	2.853466	1783
54-55	1320	0.053088	65
10-50	2063	0.082950	133
50-51	70950	2.853466	1783
52-54	70950	2.853466	1783
54-55	1237	0.049770	61
10-50	2145	0.086268	138
50-51	70868	2.850148	1781
52-54	70868	2.850148	1781
54-55	1155	0.046452	57
10-50	2228	0.089586	143
50-51	70868	2.850148	1781
52-54	70868	2.850148	1781
54-55	1073	0.043134	53

bocz.	dl L[m]	gp. bocz R[kg/m³]	sp. nap. $W[Pa]
10-50	2310	0.092904	149
50-51	70868	2.850148	1781
52-54	70868	2.850148	1781
54-55	990	0.039816	49
10-50	2393	0.096222	154
50-51	70785	2.846830	1779
52-54	70785	2.846830	1779
54-55	907	0.036498	45
10-50	2475	0.099540	159
50-51	70785	2.846830	1779
52-54	70785	2.846830	1779
54-55	825	0.033180	41
10-50	2557	0.102857	165
50-51	70785	2.846830	1779
52-54	70785	2.846830	1779
54-55	743	0.029862	37
10-50	2640	0.106175	170
50-51	70702	2.843512	1777
52-54	70702	2.843512	1777
54-55	660	0.026544	33
10-50	2722	0.109493	175
50-51	70702	2.843512	1777
52-54	70702	2.843512	1777
54-55	578	0.023226	28
10-50	2805	0.112811	180
50-51	70702	2.843512	1777
52-54	70702	2.843512	1777
54-55	495	0.019908	24
10-50	2888	0.116129	186
50-51	70702	2.843512	1777
52-54	70702	2.843512	1777
54-55	413	0.016590	20
10-50	2970	0.119447	191
50-51	70620	2.840194	1775
52-54	70620	2.840194	1775
54-55	330	0.013272	16
10-50	3053	0.122765	196
50-51	70620	2.840194	1775
52-54	70620	2.840194	1775
54-55	247	0.009954	12
10-50	3135	0.126083	202
50-51	70620	2.840194	1775
52-54	70620	2.840194	1775
54-55	165	0.006636	8
10-50	3217	0.129401	207
50-51	70537	2.836876	1773
52-54	70537	2.836876	1773
54-55	83	0.003318	4
10-50	3300	0.132719	212
50-51	70537	2.836876	1773
52-54	70537	2.836876	1773
54-55	0	0.000000	0

5. KONCEPCJA ETAPOWEGO ZAGOSPODAROWANIA ZŁOŻA W WARUNKACH OGRANICZONYCH NAKŁADÓW INWESTYCYJNYCH

5.1. ETAPOWA BUDOWA KOPALŃ

W obecnych warunkach ograniczonej możliwości finansowania inwestycji w górnictwie celowe jest rozpatrzenie możliwości, jakie może przynieść etapowa budowa kopalni.

Etapowość budowy kopalni może być szczególnie przydatna przy realizacji budowy kopalni zespołowej, składającej się z dwóch lub więcej kopalń jednostkowych.

Etapowa budowa kopalni może przebiegać w sposób następujący.

Etap I

W pierwszej kolejności budowana jest kopalnia jednostkowa, na której zlokalizowany jest kompleks wydobywczy (rys. 5.1). Budowa kopalni winna być prowadzona według ogólnie przyjmowanych zasad z dążeniem do maksymalnego skrócenia cyklu budowy i osiągnięcia docelowej produkcji.

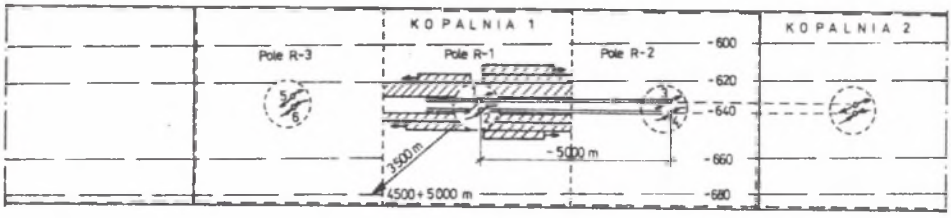
Przy takim założeniu w I etapie zaangażowanych będzie nie więcej niż 60% ogółu nakładów potrzebnych na budowę całej kopalni. Prowadzona budowa kopalni pozwoli na rozeznanie warunków geologicznych złoża (co jest szczególnie ważne przy prowadzeniu budowy w obszarze dziewiczym) i umożliwi wprowadzenie niezbędnych korekt do projektu kopalni realizowanej w II etapie.

Etap II

Niezależnie od budowy kopalni jednostkowej z powierzchnią główną wydobywczą prowadzone są roboty udostępniające w kierunku kopalni jednostkowej z powierzchnią pomocniczą, która ma być realizowana w II etapie budowy (rysunek 5.2).

Z uwagi na przyjęte założenie, że kopalnia zespołowa obsługiwana będzie przez jeden kompleks wydobywczy zlokalizowany na powierzchni głównej, wszystkie wykonywane wyrobiska są przeznaczone docelowo.

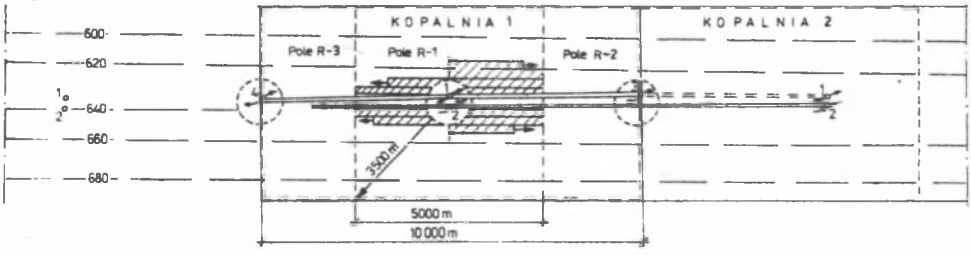
WARIANT I Pola elementarne udostępnione parami szybów-kopalnia sześcioszybowa;
udostępnienie kopalń sąsiednich z szybów pomocniczych kopalni 1



Rus. 5.1. Etapowe zagospodarowanie górnicze złoża w warunkach ograniczonych nakładów inwestycyjnych - wariant I

Fig. 5.1. Stage mining development of deposit in the conditiond of limited capital costs - alternative design I

WARIANT II Pole R-1 udostępnione parą szybów, **V** etapie drugim budowa szybów wentylacyjnych 3 i 4 udostępniających pola R-3 i R-4, po uruchomieniu których następuje zmiana funkcji szybu 1 z wydechowego na wdechowy, z szybów peryferyjnych udostępnia się kopalnie sąsiednie.



Rys. 5.2. Etapowe zagospodarowanie złoża w warunkach ograniczonych nakładów inwestycyjnych - wariant II

Fig. 5.2. Stage development of deposit in the conditions of limited capital costs - alternative design II

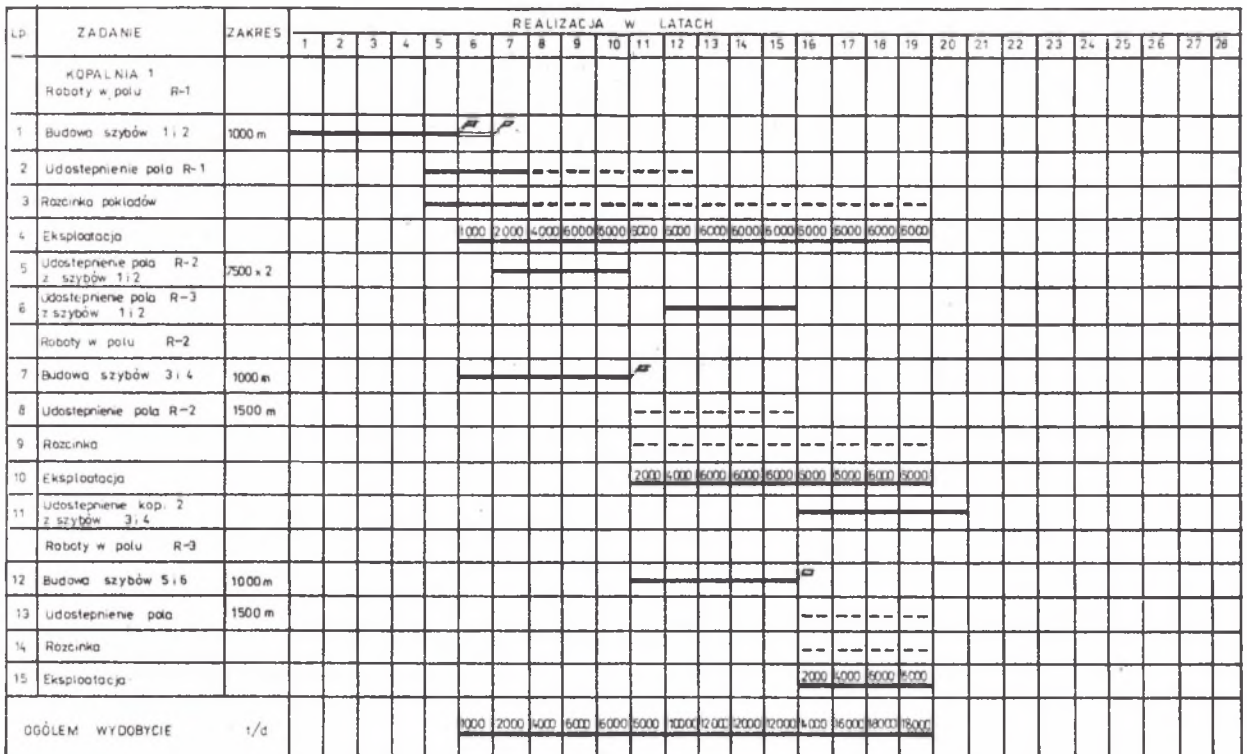
Przeprowadzona analiza wykazała, że w przeciętnych warunkach geologiczno-górniczych możliwe jest wykonanie z szybów głównych całego zakresu robót dołowych udostępniających łącznie z przygotowaniem ścian do eksploatacji. Głębienie szybów na powierzchni peryferyjnej (pomocniczej) winno przebiegać w sposób skoordynowany z prowadzonymi robotami udostępniającymi na dole.
Z uwagi na to, że szyby peryferyjne na powierzchni pomocniczej głębione byłyby ze znacznym opóźnieniem w stosunku do czasu rozpoczęcia budowy, wskazane jest głębienie tych szybów z ostatecznych wież i ostatecznych urządzeń wyciągowych. Przeprowadzona analiza wykazała, że w przypadku etapowej budowy kopalni zespołowej, przy prowadzeniu robót udostępniających z szybów głównych, okres dochodzenia do pełnej zdolności wydobywczej kopalni jednostkowej (pomocniczej) może być skrócony nawet do 50%, co niewątpliwie przyniesie korzyści z uwagi na krótsze zamrożenie nakładów.

5.2. IDEOWE PRZYKŁADY GÓRNICZEGO ZAGOSPODAROWANIA ZŁOŻA PRZY OGRANICZONYCH NAKŁADACH INWESTYCYJNYCH

Z analiz ekonomicznych wynika, że nakłady inwestycyjne na budowę kopalni związane są głównie z udostępnieniem pionowym i poziomym złoża, stanowiąc około 80% ogólnych kosztów budowy kopalni, przy czym sama budowa szybów z urządzeniami wyciągowymi pochłania 30 do 40% nakładów na budowę kopalni.
Te olbrzymie nakłady, sięgające obecnie przy budowie średniej wielkości kopalni około 1000-1500 mld zł, wydatkowane są w przeważającej części przed osiągnięciem pierwszej produkcji węgla.
Niejednokrotnie wykonane przedwcześnie obiekty nie są przez dłuższy czas wykorzystane.
Przedstawione ideowe schematy modeli kopalń oraz organizację ich budowy z uwzględnieniem wspomagania przy zagospodarowaniu przyległych obszarów górniczych opracowano główne pod kątem racjonalnego gospodarowania nakładami finansowymi przy możliwie optymalnych efektach techniczno-ekonomicznych.

Przy opracowaniu przedmiotowych modeli przyjęto następujące założenia:

- złoże o możliwie regularnym zaleganiu co najmniej kilku pokładów,
- upad warstw do kilku stopni,
- miąższość serii węglowej z pokładami przemysłowymi do 150 m,
- zasobność złoża powyżej 10 $t/m/^{2}$,
- temperatura pierwotna skał poniżej $30^{o}C$,
- głębokość eksploatacji do 1000 m,
- wskaźnik ilości powietrza - 2,0 $m^{3}/min/t$,

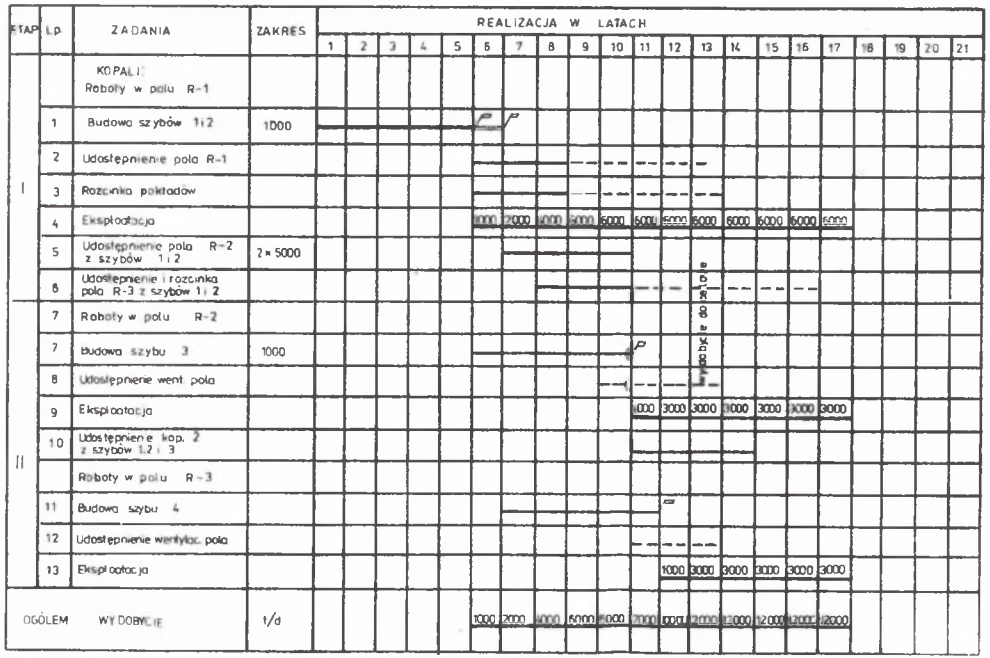


Rys. 5.3. Ideowy harmonogram etapowej budowy kopalni przy ograniczonych nakładach inwestycyjnych - wariant I

Fig. 5.3. Schematic diagram of a stage construction of mines with limited capital costs - alternative design I

WARIANT II

Pole 1 centralnie udostępnione parą szybów, pola skrzydłowe pojedyńczymi szybami na granicy kopalni



Rys. 5.4. Ideowy harmonogram etapowej budowy kopalni przy ograniczonych nakładach inwestycyjnych - wariant II

Fig. 5.4. Schematic diagram of a stage construction of mine with limited capital costs - alternative design II

- temperatura na wlocie do ściany do 25°C,
- temperatura na wylocie ze ściany do 28°C,
- spiętrzenie wentylatorów głównych do 28°C,
- spiętrzenie wentylatorów głównych do 4500 Pa,
- zasięg wentylacji dla pary szybów: wdechowego i wydechowego o średnicach 7,5 m i okręgu o promieniu 3500 m,
- grupowe drogi świeżego i zużytego powietrza - ŁP-10,
- drogi rejonowe obsługujące jedną ścianę - ŁP-8,
- całkowita długość dróg poziomych od szybu wdechowego do wydechowego przez rejon wydobywczy do 10000 m,
- czas dojścia ludzi do szybu zjazdowego do przodków nie dłuższy niż 45 min.

Opierając się na powyższych założeniach przedstawiono przykładowo dwa warianty etapowej budowy kopalni przy ograniczonych nakładach finansowych (rys. 5.3 i 5.4).

6. KIERUNKI OGRANICZENIA NAKŁADÓW INWESTYCYJNYCH NA BUDOWĘ KOPALNI DO WIELKOŚCI I ZAKRESU NIE ELIMINUJĄCEGO UZYSKANIE PIERWSZEGO WYDOBYCIA

6.1. OPTYMALIZACJA HARMONOGRAMÓW PRZEDSIĘWZIĘĆ - UJĘCIE TEORETYCZNE

6.1.1. Wyznaczanie ścieżki krytycznej

Jednym z podstawowych zadań, jakie stawia się przed planowaniem przedsięwzięć, jest wyznaczenie harmonogramu. Przez harmonogram rozumiemy plan wykonania zadań (czynności) w czasie [3].

Rozpatrzymy projekt przedsięwzięcia opisanego grafem prostym (Y,U), gdzie na zbiorze U została określona funcja T, której wartości t_{ij} oznaczają czasy trwania (i,j) czynności. Inaczej mówiąc, jest określona macierz $T = \{t_{ij}\}$, której elementy są jednoznacznie przyporządkowane czynnościom. Możemy zatem mówić o deterministycznym modelu sieciowym z czynnikiem czasu lub o sieci (Y,U,T). W sieci tej wyróżniamy ścieżki pełne $S = \{S_k\}$. Każdej takiej ścieżce można przyporządkować czas jej wykonania.
Oznaczamy go przez:

$$t(S_k) = \sum_{<i,j>\in S_k} t_{ij} .$$

Definicja 1. Czasem realizacji przedsięwzięcia w sieci (Y,U,T) będziemy nazywali $t^* = \max t'(S_k)$.
Stąd możemy powiedzieć, że:

Definicja 2. Ścieżkę pełną S_k^* w sieci (Y,U,T) mamy taką, że $t(S_k^*)$ jest czasem realizacji przedsięwzięcia, nazywamy ścieżką krytyczną.

Oczywiście, w sieci (Y,U,T) może być więcej niż jedna ścieżka (skończona ich liczba). Zajmiemy się sposobem wyznaczania takich ścieżek, inaczej mówiąc, sposobami wyznaczania harmonogramu, a tym samym najwcześniejszego terminu zakończenia przedsięwzięcia. Łatwo bowiem zauważyć, że przedsięwzię-

cie nie może być wcześniej wykonane, zanim nie zostanie zrealizowany ciąg czynności, który w przedsięwzięciu trwa najdłużej.

Oznaczamy przez:

w(i) - możliwy najwcześniejszy moment zajścia zdarzenia i-tego,

p(i) - możliwy najpóźniejszy moment zajścia zdarzenia i-tego.

Między tymi parametrami zachodzą związki rekurencyjne:

$$w(i) = \max_{k} w(k) + t_{ki} \quad \text{dla } k \text{ takich, że } (k,i) \in U, \tag{6.1}$$

$$p(i) = \min_{k} p(k) + t_{ik} \quad \text{dla } k \text{ takich, że } (k,i) \in U, \tag{6.2}$$

przy czym zakłada się, że

$$w(1) = 0, \tag{6.3}$$

$$p(n) = w(n) = t. \tag{6.4}$$

Znajomość wartości parametrów w(i) oraz p(i) pozwala wyznaczyć charakterystyki czynności, a mianowicie:

w(i,j) - najwcześniejszy moment rozpoczęcia czynności (i,j)-ej,

p(i,j) - najpóźniejszy moment rozpoczęcia czynności (i,j)-ej,

L(i,j) - luz czasowy czynności (i,j)-ej.

Parametry te są określone wzorami:

$$w(i,j) = w(i), \tag{6.5}$$

$$p(i,j) = p(j) - t_{ij}, \tag{6.6}$$

$$L(i,j) = p(i,j) - w(i,j) = p(j) - w(i) - t_{ij}. \tag{6.7}$$

Sens wzorów (6.5)-(6.7) jest dość oczywisty. Czynności (i,j)-ej nie można rozpocząć wcześniej, niż nastąpi zdarzenie i-te (wzór 6.5). Nie można jej natomiast rozpocząć później niż o czas t_{ij} wcześniej przed najpóźniejszym momentem zajścia następnika j-ego (wzór 6.6). Luz czasowy czynności określa różnicę (rezerwę czasu), jaką możemy dysponować przy rozpoczęciu czynności (i,j), jeżeli zdarzenie rozpoczynające tę czynność zaszło najwcześniej.

Łatwo udowodnić, że:

Twierdzenie 1. Dla dowolnej (i,j)-ej czynności należącej do ścieżki krytycznej zachodzi $L(i,j) = 0$.

Z twierdzenia 1 wynika bezpośrednio wniosek, iż wydłużenie o jednostkę czas trwania czynności do ścieżki krytycznej powoduje natychmiast opóźnienie o tę jednostkę czasu terminu zakończenia przedsięwzięcia. Wydłużenie czasu trwania czynności nie należących do ścieżki krytycznej nie będzie miało wpływu na termin zakończenia przedsięwzięcia tak długo, aż wyczerpią się luzy czasowe poszczególnych czynności (które do tej ścieżki należą), innymi słowy tak długo, aż ścieżka ta stanie się ścieżką krytyczną.

6.1.2. Optymalizacja harmonogramu przedsięwzięcia z uwzględnieniem zależności koszty - czas

W niniejszym rozdziale omówimy pewną wersję deterministycznych sieciowych modeli uwzględniających należność czasu wykonania czynności od kosztu, jaki gotowi jesteśmy ponieść. Faktem jest, że w praktyce realizacji wielu przedsięwzięć tego typu zależność występuje.

Załóżmy, że czas trwania czynności jest liniową funkcją kosztu jej wykonania. W dalszych rozważaniach będziemy posługiwać się funkcją odwrotną względem niej. Ponadto przyjmiemy, że zadany jest limit kosztu realizacji przedsięwzięcia, którego nie można przekroczyć.

Przedmiotem naszego zainteresowania będzie pewien model sieciowy określony przez następujące warunki:

a) Dana jest sieć czynności.

b) Każdej czynności przyporządkowana jest funkcja:

$$c_{ij} = a_{ij} X_{ij} + b_{ij} \quad \text{przy} \quad b_{ij} > 0$$

oraz

$$x_{ij} \leq p_{ij} ; \qquad q_{ij} \geq x_{ij} ; \qquad a_{ij} < 0 .$$

c) Zadana jest liczba rzeczywista $K > 0$, gdzie K oznacza koszt realizacji przedsięwzięcia.

Zwróćmy uwagę na interpretację warunku (b). Warunek ten mówi, że czas trwania x_{ij} czynności u_{ij} musi zmieścić się w zadanym przedziale (p_{ij}, q_{ij}), przy czym dopuszcza się przypadek (nie dla wszystkich czynności), że $p_{ij} = q_{ij}$. W sytuacji gdy $p_{ij} = q_{ij}$, koszty wykonania czynności są

określone jednoznacznie. Natomiast dla czynnosci u_{ij} przy $p_{ij} < q_{ij}$ skrócenie czasu powoduje bądź wzrost kosztu ($a_{ij} < 0$), bądź jego niezmienności ($a_{ij} = 0$).

W związku z warunkiem (c) przyjmiemy dość istotne założenie, że parametr K został tak wyznaczony, iż:

d) Nie przekracza on sumy kosztów przeznaczonych dla wszystkich czynności przy założeniu, że $c_{ij} = s_{ij}$.

e) Nie jest mniejszy od sumy kosztów wszystkich czynności, przy założeniu, że $c_{ij} = l_{ij}$.

Łatwo można zauważyć, że gdyby K było większe od sumy kosztów wszystkich czynności, dla $c_{ij} = s_{ij}$, wówczas można by zrealizować przedsięwzięcie w najkrótszym czasie, ponosząc jednak najwyższe koszty, przez co zagadnienie byłoby nieciekawe w sensie ekonomicznym, stąd wniosek (d),

Warunek (e) jest niezbędny dla niesprzeczności rozwiązywanych dalej zagadnień optymalizacyjnych.

Wprowadźmy jeszcze jeden warunek: niech będzie zadana liczba rzeczywista $T^* > 0$, gdzie T^* oznacza dyrektywny termin, w którym przedsięwzięcie może być wykonane. Podobnie jak w przypadku parametru K, o pametrze T zakładamy, że został on tak ustalony, iż spełnia warunki:

f) Nie przekracza sumy czasów wszystkich czynności leżących na ścieżce krytycznej przy $c_{ij} = q_{ij}$.

g) Nie jest mniejszy od sumy czasów czynności dla $x_{ij} = p_{ij}$.

Również interpretacja tych warunków jest podobna do interpretacji warunków (d) i (e). Gdyby warunek (f) nie był spełniony, można by wykonać przedsięwzięcie po najniższym koszcie w najdłuższym czasie realizacji. Naruszenie warunku (g) prowadziłoby w konsekwencji znów do sprzeczności warunków ograniczających w rozpatrywanych dalej zagadnieniach ekstremalnych.

Odpowiednio dla dwóch modeli sieciowych sformułujemy zadania optymalizacyjne:

- minimalizacji czasu wykonania projektu przy zadanym koszcie przedsięwzięcia,
- minimalizacji kosztów przedwsięwzięcia przy nieprzekroczeniu dyrektywnego czasu realizacji.

Minimalizacja czasu wykonania projektu przy zadanym koszcie przedsięwzięcia. Uwzględniając wyżej omawiany model sieciowy, możemy sformułować następujące zadania optymalizacyjne:

Znaleźć takie zmienne $z_1, \ldots, z_n$, że:

$$zn = \min,$$

przy warunkach:

$$z_j - z_i \geq p_{ij} \qquad \text{dla} \qquad u_{ij} \in U, \tag{6.8}$$

$$z_1 \geq 0, \tag{6.9}$$

$$\sum_{u_{ij} \in U} a_{ij}\{\min(z_{ij} - z_i;\ q_{ij})\} + b_{ij} \leq K\ . \tag{6.10}$$

Zmienne decyzyjne z reprezentują momenty zajścia zdarzeń. Ich liczba odpowiada oczywiście liczbie wierzchołków. Warunki (6.8) oraz (6.10) wymagają pewnego wyjaśnienia. Zauważmy, że w zadaniu nie występuje nierówność $z_j - z_i \leq q_{ij}$, gdyż taki warunek mógłby spowodować, że byłoby ono sprzeczne. Może się zdarzyć, że niektóre czynności u_{ij} mogą mieć tak duże luzy czasowe, że różnica $z_j - z_i$ będzie większa od q_{ij}.
Natomiast czasy trwania czynności u_{ij} będą równe wyrażeniu $\min\{z_j - z_i;\ q_{ij}\}$. Wyrażenie to jest zawarte w warunku (6.10), w którym uwzględniamy koszt odpowiadający temu realnemu czasowi. Warunek ten sprawia, że powyższe zadanie ekstremalne nie jest liniowe i wyznaczenie warunkowego ekstremum funkcji może nastręczać trudności. Pewnymi próbami rozwiązania tego zadania zajmiemy się w końcu rozdziału.

Minimalizacja kosztów przedsięwzięcia przy nieprzekroczeniu dyrektywnego czasu realizacji. Można też sformułować i rozwiązać nie mniej ważne dla praktyki realizacji przedsięwzięć następujące zadania optymalizacyjne:

Znaleźć takie zmienne $z_1, \ldots, z_n$, aby uzyskać:

$$\text{minimum} \quad \sum_{u_{ij} \in U} a_{ij}\{\min(z_j - z_i;\ q_{ij})\} + b_{ij}\ ,$$

przy warunkach:

$$z_j - z_i \geq p_{ij} \qquad \text{dla} \qquad u_{ij} \in U\ , \tag{6.11}$$

$$z_1 > 0\ , \tag{6.12}$$

$$z_n \leq T\ . \tag{6.13}$$

Zmienne decyzyjne z_j mają taką samą interpretację, jak w poprzednim zadaniu. Zauważmy ponadto, że tym razem w funkcji kryterium będziemy uwzględniać koszt odpowiadający czasowi określonemu przez wyrażenie $\min\{z_j - z_i;\ q_{ij}\}$.
W zadaniu tym postuluje się minimalizacją sumy łącznych kosztów wykonania wszystkich czynności składających się na dany projekt, przy nieprzekroczeniu dopuszczalnego terminu realizacji (warunek 6.13). Warunki (6.11) oraz (6.12) są analogiczne do (6.8) i (6.9).

6.1.3. Zamrożenie nakładów inwestycyjnych jako element podrażający koszty inwestycji

Wydatkowane w trakcie realizacji inwestycji nakłady inwestycyjne nie dają żadnego efektu, tzn. nie przynoszą zysków ani nie zwiększają swej wartości przez oprocentowanie. Mówimy, że nakłady inwestycyjne są zamrożone. Zamrożenie nakładów inwestycyjnych oznacza utratę efektu finansowego, jaki mógłby być uzyskany w wyniku innego wykorzystania środków finansowych.
Należy więc zauważyć, że uwzględnione w rachunku ekonomicznej efektywności inwestycji nakłady wydatkowane na jej realizację, zwane nominalnymi nakładami inwestycyjnymi, powinny być powiększone o wielkość ich zamrożenia. Zamrożenie to można uwzględnić w rachunku przez oprocentowanie nakładów nominalnych. Załóżmy, że w ciągu kolejnych lat realizacji inwestycji będą wydatkowane nakłady inwestycyjne $N_1, N_2, \ldots, N_b$. Nominalny nakład wydatkowany w roku 1 będzie powiększony o jego zamrożenie przez okres b - 1 lat, czyli przez ten okres będzie podlegał oprocentowaniu:

$$N_1^b = N_1 \cdot (1 + r)^{b-1} \tag{6.14}$$

Nominalny nakład wydatkowany w roku 2 będzie zamrożony przez okres b - 2 lat:

$$N_1^b = N_2 \cdot (1 + r)^{b-2} , \tag{6.15}$$

$$N_b^b = N_b \cdot (1 + r)^{b-b} . \tag{6.16}$$

Suma nominalnych nakładów inwestycyjnych wydatkowanych w okresie realizacji inwestycji wraz z ich zamrożeniem wyniesie:

$$N^b = \sum_{t=1}^{b} N_t \cdot (1 + r)^{b-t} . \tag{6.17}$$

W ten sposób, poprzez oprocentowanie corocznych nakładów inwestycyjnych powiększamy je o wielkość zamrożenia.

6.2. OPRACOWANIE HARMONOGRAMU O ZRÓWNOWAŻONEJ PRACOCHŁONNOŚCI

Jednym z istotnych czynników mających wpływ na terminowość i koszt wykonywanych robót ujętych w harmonogramie jest rozkład pracochłonności. Najwyższe koszty realizacji oraz najwyższą zawodność dotrzymania terminu obserwuje się wtedy, gdy sumaryczna pracochłonność robót ujętych w harmonogramie nie jest zrównoważona. Te obserwacje i doświadczenia skłoniły autorów do poszukiwania skutecznych metod, umożliwiających opracowanie takiego harmonogramu robót, przy których sumaryczna pracochłonność równocześnie wykonanych prac będzie jak najbardziej wyrównana.

W ciągu n-dni mamy wykonać t prac. Praca rozpoczęta musi być kontynuowana aż do jej zakończenia (bez przerw). Do wykonania każdej pracy niezbędna jest określona liczba pracowników, którzy muszą ją wykonać przez określoną liczbę dni. Należy tak wyznaczyć dni, w których poszczególne prace będą wykonywane, by w całym tym okresie liczba robotników zatrudnionych przy wszystkich równocześnie wykonywanych pracach była najbardziej wyrównana.
Umawiamy się, że liczbę robotników wykonujących pracę i oznaczamy przez d_i, a czas trwania tej pracy przez t_i. Żeby jednak dokładnie postawić i rozwiązać problem, trzeba oznaczyć fakt, że w danym dniu pewna praca jest lub nie jest wykonywana.
W tym celu wprowadzimy pewne zmienne x_{ij}, które będą przyjmowały tylko dwie wartości: 0 = 1 i to tak, że:

$$x_{ij} \begin{cases} 1, & \text{gdy praca } i \text{ jest wykonywana w dniu } j, \\ 0, & \text{gdy praca } i \text{ nie jest wykonywana w dniu } J. \end{cases} \qquad (6.18)$$

Dzięki temu decyzje o tym, w których dniach mają być wykonane poszczególne prace, możemy przedstawić jako macierz X o r wierszach i n kolumnach, której element i-tego wiersza i j-tej kolumny x_{ij} poinformuje nas, czy na j-ty dzień przewiduje się ($x_{ij} = 1$), czy nie przewiduje się ($x_{ij} = 0$) wykonanie pracy i. Liczba kolumn macierzy X nie może być mniejsza od max{ti}. Macierz ta musi mieć inne własności, skoro na organizację prac narzuciliśmy ti dni. Z uwagi na umowę (6.18) oczywiste jest, że $\sum x_{ij}$ wyraża łączną liczbę dni trwania i-tej pracy.

Musimy więc tak dobrać wartości x_{ij} (zera lub jedynki), by spełniona była równość:

$$\sum_{J=1}^{n} x_{ij} = t_i \qquad \text{dla} \quad i = 1,2,\ldots,r. \tag{6.19}$$

Ale to nie wystarczy. Powiedzieliśmy, że praca rozpoczęta musi być wykonana bez przerw. Żądanie to wyrazimy w formie pewnego układu równań lub nierówności nałożonych na zmienne x_{ij}.
Rozpatrzmy układ nierówności:

$$\sum_{k=1}^{t_j} x_{ij+k} \geq t_i(x_{ij+1} - x_{ij}) \tag{6.20}$$

dla $j = 0,1,\ldots,m-t,$
$i = 1,2,\ldots,r,$

przy przyjęciu, że $x_{io} = 0$.

Nierówności (6.20) narzucają na rozmieszczenie jedynek w każdym wierszu macierzy X pewne ograniczenia. Suma z lewej strony i-tej nierówności jest sumą kolejnych x-ów, której pierwszym składnikiem jest x_{ij+1} przy pewnym danym J. Dla trzech przypadków:

$$x_{ij+1} = x_{ij} = 0, \tag{6.21}$$

$$x_{ij+1} = x_{ij} = 1, \tag{6.22}$$

$$x_{ij+1} = 0, \quad x_{ij} = 1, \tag{6.23}$$

warunek (6.20) nie żąda nic nowego. Musi być spełniony przy dowolnym wyborze zero - jedynkowych wartości x_{ij}, gdy suma takich wartości będzie zawsze nieujemna, a tym bardziej nie mniejsza od $-t_i$.

Rozważmy czwarty możliwy przypadek, a mianowicie gdy:

$$x_{ij+1} = 1, \qquad x_{ij} = 0. \tag{6.24}$$

W przypadku (6.24) warunek (6.20) wymaga, by suma t_i kolejnych x-ów była nie mniejsza od t_i, a to jest możliwe tylko wtedy, gdy z chwilą pojawienia się w macierzy X przypadku (6.24) co najmniej t_i kolejnych x-ów będzie jedynkami.

Ponieważ jednak zażądaliśmy już wcześniej (warunek (6.24)), by wszystkich jedynek w i-tym wierszu było dokładnie t_i, więc w przypadku (6.24) z chwilą pojawienia się w (j+1)-ej kolumnie jedynki po zerze pojawią się również jedynki w kolumnach j+2, j+3,..., j+t_i. Nie jest zatem możliwe, by przypadek (6.24) powtórzył się (w którymkolwiek wierszu). Skoro bowiem pojawienie się jedynki pierwszy raz w i-tym wierszu pociąga za sobą pojawienie się kolejnych t_i jedynek, więc powtórzenie się tej sytuacji byłoby możliwe tylko wtedy, gdyby gdzieś dalej znów pojawiło się zero, a po nim jedynka. To jednak naruszałoby warunek (6.19). Taki więc warunek (6.19)-(6.20) gwarantują, że w i-tym wierszu macierzy X wystąpi zawsze następujący układ zer i jedynek:

$$0 \ldots 0 \underbrace{1 \ldots 1}_{t_i \text{ jedynek}} 0 \ldots 0 .$$

Ponieważ zaś jedynki w wierszu i macierzy X reprezentują te dni, w których i-ta praca będzie wykonana, więc macierz X spełniająca warunki (6.19)-(6.20) wyznaczy taki przebieg prac, że i-ta praca będzie wykonana przez t_i dni bez przerwy.

$\sum_{i=1}^{r} a_i x_{ij}$ oznacza liczbę robotników zatrudnionych w dniu f; oznaczając ją przez y_j,

możemy stwierdzić definicyjne równości:

$$y_j = \sum_{i=1}^{r} a_i x_{ij} \qquad \text{dla} \quad j = 1,2,\ldots,n . \tag{6.25}$$

Powiedzieliśmy, że chcemy, by w okresie wykonywania prac stan zatrudnienia był jak najbardziej równomierny. Stan zatrudnienia byłby oczywiście najbardziej równomierny wtedy, gdyby $y_1 = \ldots y_n$. Ale ten postulat może a najczęściej jest niewykonalny i jego wprowadzenie groziłoby sformułowaniem zadania nierozwiązalnego. Zauważmy, że któregoś dnia stan zatrudnienia będzie maksymalny (choć nie wiemy, którego to dnia nastąpi).

Jeżeli stan zatrudnienia w tym dniu będzie najmniejszy z możliwych, to wtedy w całym okresie będzie on tak równomierny, jak to tylko jest możliwe. Zwiększenie równomierności byłoby bowiem możliwe tylko przez zwiększenie stanu zatrudnienia w dniach, w których nie jest on maksymalny i zmniejszenie go w dniu, w którym okazał się on największy, co jest niemożliwe skoro ten stan jest już najmniejszy z możliwych.

Tak więc najbardziej równomierny stan zatrudnienia osiągniemy wtedy, gdy zatrudnienie w dniu, w którym będzie ono największe, sprowadzimy do minimum. Oznaczmy przez y maksymalny stan zatrudnienia. Z definicji y muszą być spełnione nierówności:

$$y \geq y_j \qquad \text{dla} \quad j = 2,3\ldots,n\ , \tag{6.26}$$

a wielkość y pragniemy zminimalizować.

Całe nasze zadanie wyznaczenia prac, jakie mogą być wykonane, możemy sprowadzić do znalezienia takich wartości y, y_i i x_{ij}, które spełniłyby warunki (6.19), (6.20), (6.25), (6.26) przy minimalnym y. Zmienne x_{ij} mogą być tylko zerami lub jedynkami, a zmienne y_i liczbami całkowitymi nieujemnymi.

Zadanie to oznaczamy przez Z_1

$$y = \min.$$

$$y \geq \sum_{i=1}^{r} a_i\, x_{ij} \qquad \text{dla} \quad j = 1,2,\ldots,n\ , \tag{6.27}$$

$$\sum_{i=1}^{n} x_{ij} = t_i \qquad \text{dla} \quad i = 1,2,\ldots,r\ , \tag{6.28}$$

$$\sum_{k=1}^{t_i} x_{ij+k} \geq t_i(x_{ij+1}) \tag{6.29}$$

$$\text{dla} \quad j = 0,1,\ldots,\ -t_{i+1}\ ,$$
$$i = 1,2,\ldots,r\ ,$$

przy $x_{io} = 0$

$$x_i \begin{cases} 1 \\ 0 \end{cases} \qquad y > 0 \quad \text{i całkowite.}$$

Zadanie Z_1 można uprościć, jeżeli zmienne x_{ij} zastąpimy innymi zmiennymi zero-jedynkowymi z_{ij} reprezentującymi fakt, że w dniu j-tym i-ta praca jest rozpoczynana.
Pamiętając o tym, że każda praca ma trwać bez przerwy t_i dni, wystarczy ustalić same dni rozpoczęcia pracy, gdyż wyznaczą one jednoznacznie wszystkie dni ich wykonywania. Oczywiście, dni rozpoczęcia znów muszą być tak wyznaczone, by zostały spełnione warunki, o których była mowa w zadaniu Z.

$$y = \min$$

$$y \geq \sum_{i=1}^{r} a_i \sum \vartheta_{ip} \qquad (6.30)$$

$$\max \{0,\ j-t_i\} < p \leq j$$

$$\text{dla} \quad j = 1,2,\ldots,n \ ,$$

$$\vartheta_{ij} \begin{cases} 1 \\ 0 \end{cases} \qquad y \geq 0 \quad \text{i całkowite.} \qquad (6.32)$$

Równość (6.31) zapewnia nam, że każdą pracę rozpoczynamy tylko raz. Nierowność (6.30) jest odpowiednikiem nierówności (6.27) i zadania Z_1.
Rozwiązując zadanie Z_2 otrzymujemy odpowiedź na to samo pytanie, na które miało nam dać odpowiedź rozwiązanie zadania Z_1, a więc też odpowiedź na pytanie postawione w zadaniu Z.

6.3. ANALIZA ZAKRESU INWESTYCJI I KONCENTRACJI ROBÓT W ASPEKCIE UZYSKANIA WYDOBYCIA Z POZIOMU 950 m KWK "X" W PLANOWANYM OKRESIE CZASU

Podstawą do prowadzonej analizy były harmonogram robót, stopień zaawansowania robót i ich koncentracja w aspekcie planowanego obłożenia.

Przeprowadzona analiza wykazała, że uzyskanie wydobycia z poziomu 950 m w zawartym ZTE horyzoncie czasu jest możliwe jedynie pod warunkiem, że wydobywany węgiel będzie transportowany na poziom 750 m. Według oceny autorów uwzględniającej stopień zaawansowania robót oraz planowaną koncentrację ich realizacji w początkowym okresie uzyskanie planowanej zdolności produkcyjnej poziomu 950 jest mało prawdopodobne.

Analiza planowanego obłożenia robót wykazała, że obłożenie to charakteryzuje się zbyt dużą zmiennością, co z reguły prowadzi do naruszenia dyscypliny realizacyjnej zawartej w harmonogramie.

W takiej sytuacji za celowe i uzasadnione uznano:

- ograniczyć zakres inwestycji do tych zadań, które są konieczne i niezbędne do prowadzenia eksploatacji na poziomie 950,
- opracować nowy harmonogram robót, w którym wymagane ich obłożenie będzie zrównoważone.

W wyniku tych działań uzyska się znaczący wzrost prawdopodobieństwa ukończenia prac w czasie przewidywanym w harmonogramie i potwierdzonym w ZTE.

Do eksploatacji na poziomie 950 uznano za konieczne wykonanie następujących wyrobisk (rys. 6.1):

1. Przecznica C-9 + skrzyżowania wnęki, betonowanie technolog.
2. Przecznica C-9 R"S" + przecinki skrzyżowania, wnęki, komory Gwarka.
3. a - upadowa do czyszczenia rząpia szybu VII + komora pomp chodnik ucieczkowy szybu VII,
   b - pochylnia pod zbiornik Gramby,
   c - skrzyżowania, wnęki komora pod zbiornikiem retencyjnym, wnęka wiernicza,
   d - kieszeń skipowa, stycznikownie, wnęki technologiczne.
4. Otwór wielkośrednicowy w osi zbiornika retencyjnego + komora nad zbiornikiem (betonowanie).
5. Zbiornik retencyjny przy szybie VII.
6. Objazd zbiornika polowego skrzyżowania wnęki.
7. Komora pod zbiornikiem polowym, wiercenie otworu wielkośrednicowego.
8. a - pochylnia nad zbiornikiem polowym, komora Gwarka + skrzyżowania,
   b - komora nad zbiornikiem polowym.
9. Zbiornik polowy.
10. a - komora pomp głównego odwadniania fundamentu, tempa, wnęka wiertnicza, chodnik wentylacyjny,
    b - luneta rurowa, otwór wielkośrednicowy, obejście szybika III (drogi ucieczkowe).
11. Betonowanie wyrobisk głównego odwadniania.

L.p.	poz.	Nazwa wyrobiska	Rodz. obud.	Zakres mb ; m³	Postęp	w latach 88	89	90	91	92	93	94	Uwagi
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12		13
1	950	Przecznica C9 + skrzyżowania wnęki, betonowania technolog	V29/10 prof.	2300 m 2300 m³	40 mb 100 m³			57 m-cy					obl. 22 rdn/dobę
2	950	——— " ———	— " —	— " —	60 mb 150 m³			38 m-cy					obl. 21 rdn/dobę
3	950	Przecznica C9 R "S" + przecinki skrzyżowania, wnęki, komory Gwarka	V29/9 prof.	2040 mb 5000 m³	40 mb 500 m³			51 m-cy					obl. 30 rdn/dobę
4	950	——— " ———	— " —	— " —	60 mb 500 m³			34 m-ce					obl. 42 rdn/dobę
5	950	Upadowa do czyszczenia rząpia szybu VII + komora pomp chodnik ucieczkowy # VII	V29/7 prof. mur	120 mb 1500 m³	40 mb 500 m³	3	3						obl. 20 rdn/dobę
6	950	Pochylnia pod zbiornik Gramby	V29/7	130 mb	40 mb		3,5						obl. 20 rdn/dobę
7	950	Skrzyżowania, wnęki Komora pod zb. retencyjnym wnęka wiertnicza	prof. mur	8000 m³	600 m³			13,5					obl. 20 rdn/dobę
8	950	Kieszeń skipowa, sty cznikownia wnęki technologiczne	prof. mur beton	2000 m³	300 m³				7				obl. 20 rdn/dobę
9	950	Otwór wielkośrednicowy w osi zbiornika retencyjnego + komora nad zbiornikiem (betonowanie)	beton	300 m³	100 m³				4				obl. 6 rdn/dobę
10	950	Zbiornik retencyjny przy szybie VII	mur beton	2000 m³	400 m³					5			obl. 20 rdn/dobę
11	950	Objazd zbiornika polowego skrzyżowania, wnęki	V29/7 prof.	530 mb 1800 m³	30 mb 600 m³		2	10	1				obl. 14 rdn/dobę
12	950	Komora pod zbiornikiem polowym wiercenie otworu wielkośrednicowego	mur prof. beton	2800 m³	500 m³				5				obl. 14 rdn/dobę
13	950	Pochylnia nad zbiornik polowy Komora Gwarka + skrzyżowanie	V29/9 prof.	150 mb 2000 m³	30 mb 600 m³		2	5	2				obl. 14 rdn/dobę
14	950	Komora nad zbiornikiem polowym	prof. beton	2000 m³	500 m³				4				
15	950	Zbiornik polowy	beton mur	2000 m³	500 m³				4				obl. 14 rdn/dobę
16	950	Komora pomp gł. odwadniania fundamenty, tamy wnęka wiertnicza, chodnik went.	V29 spec beton mur	1500 m³	500 m³	3							obl. 14 rdn/dobę
17	950	Luneta rurowa, otwór wielkośrednicowy, obejście szybika III (drogi ucieczkowe)	V29/3 mur	170 mb 400 m³	30 mb 200 m³		6	2					obl. 14 rdn/dobę
18	950	Betonowanie wyrobisk głównego odwadniania	beton	600 m³	50 m³		12						obl. 4 rdn/dobę
19	950	Skład MW przy szybiku III chodniki dojściowe i went.	V29/3,7 mur beton	11000 m³	500 m³			22					obl. 14 rdn/dobę
20	950	Komora ładowni akumulatorów roboty wykończeniowe	mur beton	300 m³	60 m³	5							obl. 8 rdn/dobę
21	950	Komora zajezdni elektrowozów + warsztat elektryczny roboty wykończeniowe	mur beton	500 m³	50 m³		10						obl. 8 rdn/dobę
22	950	Komora napraw wozów Gramby	V38 spec. mur beton	4000 m³	500 m³		8						obl. 14 rdn/dobę
23	950	Komora warsztatu mechanicznego	V29 prof	4000 m³	500 m³			8					obl. 14 rdn/dobę
24	950	Komory, wnęki, piwnice urządzeń przyszybowych # VII poz. 950 m.	prof mur beton	500 m³	50 m³		10						obl. 5 rdn/dobę
25	950	Komory, wnęki, piwnice urządzeń przyszybowych, obejście # VI poz. 950 m.	prof mur beton	500 m³	50 m³		10						obl. 5 rdn/dobę
26	950	Przekop III - 9 + skrzyżowania, wnęki kołowrotowe, strzałowe i t.p.	V29/10 beton	1300 mb 6000 m³	50 mb 1000 m³						32		obl. 22 rdn/dobę
27	950	Przecznica C9R od przekopu III-9 wnęki technologiczne	V29/9 beton prof	1000 mb 500 m³	50 mb 25 m³						20		obl. 22 rdn/dobę
28	750	Pochylnia went. z poz. 750 - 550 m wnęki technologiczne skrzyżowania szt. 3	V29/8 prof prof	1140 mb 530 m³ 900 m³	50 mb 25 m³ 300 m³		1	11 1	11 1	1			obl. 22 rdn/dobę
29	550	Przekop went. poz. 550 m. od # IV do przekopu kierunkowego C5 - B5 skrzyżowania, wnęki technologiczne	V25/7 V25/10 prof	1100 mb 4500 m²	50 mb 900 m³		1	10 1	8 1	2 1	2 1		obl. 22 rdn/dobę
30	950	Głębienie szybu VIII z wlotami na poz. 385, 550, 750, 950 m	prof. beton	950 mb						60			obl. 22 rdn/dobę
31	550	Przekop went. poz. 550 m od przekopu kierunkowego C5-35 do # VIII skrzyżowania, wnęki technolog	V25/10 beton prof.	1550 mb 3000 m³	50 mb 1000 m³						35		obl. 22 rdn/dobę
32	750	Przekop III - 9R wnęki, skrzyżowania	V29/10 prof.	220 mb 1800 m³	50 mb 900 m³	4	2						obl. 20 rdn/dobę
33	950	objazd szybu VI wnęki, skrzyżowania	V29/10 prof.	110 mb 400 m³	40 mb 400 m³	3	1						obl. 20 rdn/dobę
34	950	Objazd pn szybika C-9 kolejki, wnęki	V29/10 prof beton	45 mb 1600 m³	15 mb 800 m³	3	3						obl. 8 rdn/dobę

Rys. 6.1. Harmonogram budowy poziomu 950 m w KWK "X"

Fig. 6.1. Time-scale of the construction of level 950 m in coal mine "X"

Lp	poz.	Nazwa wyrobiska	Rodz. obud.	Zakres mb, m^3	Postęp	w latach						Uwagi
						89	90	91	92	93	94	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	950	Przecznica C9 + skrzyżowania wnęki, betonowania technolog.	V29/10 prof.	2300 m 2300 m^3	40 mb 100 m^3			57 m-cy				obł. 22 rdn/dobę
2	950	——— " ———	— " —	— " —	60 mb 150 m^3			38 m-cy				obł. 34 rdn/dobę
3	950	Przecznica C9 R "S" + przecinki skrzyżowania, wnęki, komory Gwarka	V29/10 prof	2040 mb 5000 m^3	40 mb 500 m^3			51 m-cy				obł. 30 rdn/dobę
4	950	——— " ———	— " —	— " —	60 mb 500 m^3			34 m-ce				obł. 42 rdn/dobę
5	950	Upadowa do czyszczenia rząpia szybu VII + komora pomp chodnik ucieczkowy # VII	V29/7 prof mur	120 mb 1500 m^3	40 mb 300 m^3	3 3						obł. 20 rdn/dobę
6	950	Pochylnia pod zbiornik Granby	V29/7	130 mb	40 mb		3,5					obł. 20 rdn/dobę
7	950	Skrzyżowania, wnęki komora pod zb. retencyjnym wnęka wiertnicza	prof mur	8000 m^3	600 m^3		13,5					obł. 20 rdn/dobę
8	950	Kieszeń skipowa, stycznikownia wnęki technologiczne	prof. mur beton	2000 m^3	300 m^3			7				obł. 20 rdn/dobę
9	950	Otwór wielkośrednicowy w osi zbiornika retencyjnego + komora nad zbiornikiem (betonowanie)	beton	300 m^3	100 m^3			4				obł. 6 rdn/dobę
10	950	Zbiornik retencyjny przy szybie VII	mur beton	2000 m^3	400 m^3				5			obł. 20 rdn/dobę
11	950	Objazd zbiornika polowego skrzyżowania, wnęki	V29/7 prof.	530 mb 1800 m^3	30 mb 600 m^3		10 2					obł. 14 rdn/dobę
12	950	Komora pod zbiornikiem polowym wiercenia otworu wielkośrednicowego	mur prof beton	2500 m^3	500 m^3			5				obł. 14 rdn/dobę
13	950	Pochylnia nad zbiornik polowy Komora Gwarka + skrzyżowanie	V29/9 prof	150 mb 2000 m^3	30 mb 500 m^3		5 2 2					obł. 14 rdn/dobę
14	950	Komora nad zbiornikiem polowym	prof beton	2000 m^3	500 m^3		4					
15	950	Zbiornik polowy	beton mur	2000 m^3	500 m^3			4				obł. 14 rdn/dobę
16	950	Komora pomp gł. odwadniania fundamenty, tamy wnęka wiertnicza, chodnik went.	V29 spęg beton mur	1500 m^3	500 m^3	3						obł. 14 rdn/dobę
17	950	Luneta rurowa, otwór wielkośrednicowy, obejście szybika III (drogi ucieczkowe)	V29/3 mur	170 mb 400 m^3	30 mb 200 m^3		6 2					obł. 14 rdn/dobę
18	950	Betonowanie wyrobisk głównego odwadniania	beton	600 m^3	50 m^3		12					obł. 4 rdn/dobę
19	950	Komora ładowni akumulatorów roboty wykończeniowe	mur beton	300 m^3	60 m^3	5						obł. 14 rdn/dobę
20	950	Komora zajezdni elektrowozów + warsztat elektryczny roboty wykończeniowe	mur beton	500 m^3	50 m^3		10					obł. 8 rdn/dobę
21	950	Komory, wnęki, piwnice urządzeń przyszybowych # VIII poz. 950 m.	prof. mur beton	500 m^3	50 m^3		10					obł. 5 rdn/dobę
22	950	Komory, wnęki, piwnice urządzeń przyszybowych, obejście # VI poz. 950 m.	prof. mur beton	500 m^3	50 m^3		10					obł. 5 rdn/dobę
23	950	Przecznica C9R od przekopu II-9 wnęki technologiczne	V29/9 beton prof.	1000 mb 500 m^3	50 mb 25 m^3					20		obł. 22 rdn/dobę
24	950	Przekop II-9R wnęki, skrzyżowania	V29/10 prof.	220 mb 1800 m^3	50 mb 900 m^3	4 5						obł. 20 rdn/dobę
25	950	objazd szybu VI wnęki, skrzyżowania	V29/10 prof.	110 mb 400 m^3	40 mb 400 m^3	3 1						obł. 20 rdn/dobę
26	950	objazd pn szybika C-9 kolejki, wnęki	V29/10 prof. beton	45 mb 1600 m^3	15 mb 800 m^3	3 3						obł. 8 rdn/dobę

Rys. 6.2. Zoptymalizowany harmonogram budowy poziomu 950 m w KWK "X"

Fig. 6.2. Optimized time-scale of the construction of level min coal mine "X"

12. Komora ładowni akumulatorów, roboty wykończeniowe.
13. Komora zajezdni elektrowozów + warsztat elektryczny roboty wykończeniowe.
14. Komory, wnęki, piwnice urządzeń przyszybowych VII poz. 950.
15. Komory, wnęki, piwnice urządzeń przyszybowych obejścia VI poz. 950.
16. Przecznica C9R od przekopu II 9, wnęki technologiczne.
17. Przekop II 9R,wnęki, skrzyżowania.
18. Objazd szybu VI, wnęki, skrzyżowania.
19. Objazd szybika C9, kolejki, wnęki.

Ograniczając zakres inwestycji ale z zachowaniem kolejności czasów trwania i przewidywanych obłożeń robót rozkład tego obłożenia charakteryzuje się niezwykle wysoką zmiennością.

Maksymalne przewidywane obłożenie - 172 osoby, minimalne obłożenie - 22 osoby, rozstęp wynosi 150 osób, a wskaźnik zmienności $w_z = 0,8721$.

Na rysunku nr 6.2 przedstawiono harmonogram robót dla ograniczonego zakresu inwestycji.

6.4. OPTYMALIZACJA ROZWIĄZAŃ TECHNICZNO-ORGANIZACYJNYCH W ASPEKCIE PRAWDOPODOBIEŃSTWA UZYSKANIA WYDOBYCIA Z POZIOMU 950 m W PLANOWANYM HORYZONCIE CZASU

Zespół autorski uważa, że koncentracja uwagi kierownictwa kopalni na tych zadaniach, które limitują czas uzyskania wydobycia z poziomu 950, czyni dotrzymanie planowanego terminu bardziej prawdopodobnym. Do wskazania tych zadań, które limitują czas uzyskania wydobycia z poziomu 950, wykorzystano metody sieciowe, PERT (analiza sieci czynności) oraz program PERTIKO (analiza sieci czynności, minimalizacja kosztów). Mając pełną świadomość zmian, płac i innych składników kosztów uwaga autorów skoncentrowana była na oprogramowaniu metody, a dane liczbowe potraktowano jako weryfikatory poprawności działania programu.

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń możemy stwierdzić, że uwaga służb odpowiedzialnych za terminowe zakończenie inwestycji powinna być skoncentrowana na: terminowym zakończeniu następujących zadań:

- Przecznica C-9 + skrzyżowania, wnęki, betonowanie technologiczne.
- Upadowa do czyszczenia rząpia szybu VII + komora pomp, chodnik ucieczkowy szybu VII.
- Pochylnia pod zbiornik Gramby.
- Skrzyżowania, wnęki, komora pod zbiornikiem retencyjnym, wnęka wiertnicza.

- Kieszeń skipowa, stycznikowa, wnęki technologiczne.
- Pochylnia nad zbiornikiem polowym, komora Gwarka + skrzyżowania.
- Komora pomp głównego odwadniania, fundamenty, tamy, wnęka wiertnicza, chodnik wentylacyjny.
- Luneta rurowa, otwór wielkośrednicowy, obejście szybika III (drogi ucieczkowe).

W rozważaniach na temat harmonogramu PERT-koszt istotną rolę odgrywa postać funkcji kosztów. Zmieniona polityka gospodarcza, której istotnym elementem jest polityka trudnego pieniądza, oznacza wysokie oprocentowanie kredytów bankowych. Biorąc pod uwagę oprocentowanie kredytów bankowych, za optymalny należy uznać taki harmonogram, w którym koncentracje zadań, a tym samym i wydatków inwestycyjnych następuje w końcowej fazie realizacji inwestycji. Obecna sytuacja gospodarcza charakteryzuje się również wysoką narastającą inflacją - w tej sytuacji optymalnym harmonogramem jest taki, przy którym koncentracja zadań i wydatków z nimi związanych jest w początkowej fazie realizacji inwestycji. Dla optymalizacji harmonogramu konieczne jest wyrażenie w postaci zależności matematycznych inflacji i oprocentowanie kredytów bankowych

$$Ka = k + f(\alpha)k - f(\beta)k, \tag{6.33}$$

gdzie:

Ka - uaktualniony koszt,
k - koszt rzeczywisty,
$f(\alpha)$ - oprocentowanie kredytu,
$f(\beta)$ - stopa inflacji.

Wyrażenie inflacji i oprocentowania w postaci modeli matematycznych miałoby sens, gdyby nie zapowiadana i anonsowana odpowiednimi zarządzeniami zmiana w systemie cen i płac. W takiej sytuacji autorzy ograniczyli się do oprogramowania procedury i prezentacji w formie umożliwiającej jej zastosowanie w praktyce po unormowaniu sytuacji gospodarczej.

Tak jak to sygnalizowano w punkcie 6.3, przedstawiony harmonogram robót charakteryzuje bardzo dużą zmienność koncentracji obłożenia, co zdaniem autorów ma znaczący wpływ na prawdopodobieństwa zakończenia inwestycji w planowanym terminie.

Zespół autorski opracował i oprogramował algorytm porządkowania zadań inwestycyjnych, w wyniku którego uzyskuje się wyrównane obożenie prac charakterystycznych dla danego zadania inwestycyjnego.

W przedstawionych kolejnych harmonogramach uzyskano znaczne wyrównani wymaganego obłożenia.

Wariantowe przedstawienie harmonogramów umożliwia kierownictwu kopaln dokonanie wyboru tego, który z innych (np. technologicznych, kredytowyc itp.) względów niż zrównoważone przewidywane obłożenie uzna za najkorzyst niejszy.

7. MODELOWE OPRACOWANIE WYTYCZNYCH DO ANALIZY TECHNICZNO-EKONOMICZNEJ CELOWOŚCI WZNOWIENIA I KONTYNUOWANIA BUDOWY KOPALNI "Y"

7.1. WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE KOPALNI "Y"

Stan zasobów z 1.03.1990 r. po przeprowadzeniu wstępnej analizy ich zmian w trzech pokładach: 336/3, 337/2 i 338/2, wynikającej z lepszego rozpoznania złoża szybami oraz wyrobiskami korytarzowymi, przedstawiono w tablicy 7.1.

Rozwinięcie wiedzy o stanie rozpoznania złoża nastąpiło w wyniku wykonania następujących robót górniczych prowadzonych w kopalni "Y":

- szyby główne, którymi przecięto pokłady od 325 do 349/1,
- szyb VI - pokł. od 329/1 do 402,
- szyb V - pokł. od 328 do 336/2,
- roboty korytarzowe prowadzone w pokł. 336/3 i 338/2.

Ponadto na obszarze rezerwowym Chudów-Paniowy, tuż przy wschodniej granicy OG Ornontowice I wykonano otwór Paniowy 3 o głębokści 1547 m.

Wszystkie te nowe stwierdzenia pozwoliły uściślić wiadomości o budowie geologicznej głównie centralnej, południowej i wschodniej partii obszaru górniczego.

Szczególnie duże zmiany nastąpiły w rozpoznaniu tektoniki złoża. Na południu potwierdzono i uściślono przebieg uskoku "Dębieńskiego". Wyeliminowano uskok centralny, zrzucający na północ.

Natomiast stwierdzono istnienie dużej strefy uskokowej zrzucającej na południe i przechodzącej równoleżnikowo przez środek obszaru. Strefa ta w miejscu stwierdzenia ma szerokość ok. 200 m oraz zrzut sumaryczny ok. 60 m (rys. 7.1a). Połączono ją na zachodzie z dwoma równoległymi uskokami stwierdzonymi w kopalni "K" o zrzutach 10 i 18 m.

Na wschodzie natomiast strefę tę połączono z uskokiem "Barbara", stwierdzonym w otworze wiertniczym "Bolesław Śmiały 251" oraz dalej na wschód robotami górniczymi kopalni "B".

Stwierdzono również występowanie uskoku skośnego przebiegającego na NW na SE środkową i wschodnią część złoża.

Uskok zrzuca 12-17 m na SW. Łączy się go z dużym uskokiem "mokierskim", znanym dobrze w kopalni "B", który w pbliżu granicy OG ma zrzut ok. 50 m. Ponadto w robotach korytarzowych napotkano kilka mniejszych uskoków o zrzutach od ok. 1 do 4 m, których przebieg jest niepewny z powodu zbyt małej ilości robót rozcinkowych. Założono, że uskoki te mają raczej charakter lokalny i ograniczają się co najwyżej do wiązki pokładów 333 do 342.

Jeżeli chodzi o warunki hydrogeologiczne w karbonie, to generalnie piaskowce zalegające w pobliżu stropu karbonu wszystkie są zawodnione. Głębiej zawodnione są niektóre warstwy piaskowca, na ogół grube jego ławice. Szczególnie silną wodonośnością charakteryzują się piaskowce zalegające między pokładami 325 a 326 (miąższości ok. 30 m) oraz między pokł. 337/2 a 342.

Wodonośnych szczelin uskokowych nie napotkano, niemniej uskokom towarzyszą strefy zwiększonego zawodnienia piaskowców.

Decyzją OUG złoże zaliczono do odpowiednich stopni zagrożeń wodnych. I tak:

1. Do II stopnia zaliczono części złoża w granicach całego OG oraz w promieniu 100 m od szybu w strefie 100 m poniżej stropu karbonu oraz w rejonie występowania IV horyzontu wodnego w przestrzeni między pokładami 324/1 a 326/3.

2. Do I stopnia zaliczono części złoża w granicach całego OG oraz w promieniu 100 m od szybu V poniżej granicy II stopnia od spągu pokładu 345/2, a na południe od uskoku "Dębieńskiego", poczynając od warstwicy - 636 tego pokładu do spągu pokładu 336/3.

Pod względem metanowości rejon szybów głównych objęty jest granicami pola metanowego III kategorii, a rejon szybów V i VI (poz. 500) granicami pola metanowego I kategorii.

Wobec braku odpowiednich badań pokłady w kopalni "Y" należy traktować jako kategorię B zagrożenia pyłowego - jedynie pokład 336/3 zaliczony został do klasy B zagrożenia pyłowego.

Dotychczasowe rozpoznanie wskazuje, że pokłady dotąd rozpoznane szybami oraz robotami korytarzowymi mieszczą się w granicach małej i sporadycznie średniej skłonności do samozapalenia, brak jest natomiast danych na temat skłonności do tąpań.

Dalsze rozpoznanie złoża w stosunku do dokumentacji geologicznej ogranicza się tylko do punktowych stwierdzeń pokładów szybami. Jedynie w pokładzie 336/3 i w niewielkim stopniu w pokładzie 338/2 prowadzono roboty korytarzowe, które pozwoliły znacznie uściślić dane o jakości złoża. Dane na temat zawartości popiołu, wartości opałowej, zawartości siarki, grubości pokładów z uwzględnieniem tych nowych danych zawiera tablica 7.2.

Tablica 7.1

Tabela zasobów bilansowych i przewidzianych do wydobycia w tys. ton
w rozbiciu na poziomy, typy i kategorie rozpoznania

Poziom	Typ	Zasoby bilansowe				Zasoby przewidziane do wydobycia (operatywne)			
		A + b	C1	C2	Ogółem	A + B	C1	C2	Ogółem
700 m	32	490	23295	56692	80477	74	8618	9006	17698
	33	2226	6549	16208	24983	440	2627	1701	4768
	34	7700	57576	171075	236351	2209	21352	50415	73976
	Razem	10416	87420	243975	341811	2723	32597	61122	96442
1050 m	32	-	293	-	293	-	-	-	-
	33	-	161	-	161	-	-	-	-
	34	995	81413	185955	268363	-	38755	81373	120128
	35,1	-	7889	13298	21187	-	4060	3946	8006
	35,2	-	364	2019	2383	-	-	376	376
	Razem	995	90120	201272	292387	-	42815	85695	128510
1200 m	34	-	9495	69776	79271	-	4509	29420	33929
	35,1	-	25026	299784	324810	-	13018	91265	104283
	35,2	-	715	12897	13612	-	231	2253	2484
	Razem	-	35236	382457	417693	-	17758	122938	140696
Ogółem kopalnia	32	490	23588	56692	80770	74	8618	9006	17698
	33	2226	6710	16208	25144	440	2627	1701	4768
	34	8695	148484	426806	583885	2209	64616	161208	228033
	35,1	-	32915	313082	345997	-	17078	95211	112289
	35,2	-	1019	14916	15995	-	231	2629	2860
	Razem	11411	212776	827704	1051891	2723	93170	269755	365648

Charakterystyka pokładów przewidzianych do eksploatacji

Pokład	Typ węgla	Grubość pokładów, m (bez przerostów)			Zawartość popiołu			Wartość opałowa kJ/kg			Zawartość siarki całkowitej		
		od-do	średnia	ilość stwierdzeń	od-do	średnia	ilość prób	od-do	średnia	ilość prób	od-do	średnia	ilość prób
333	34	0,2-1,4	0,94	7	5,08-56,15	19,52	17	18465-30629	25897	15	0.37-1,62	1,00	15
334/1	34	0,0-1,2	0,85	9	4,48-52,81	15,74	16	20326-32946	27118	15	0,16-1,97	0,85	14
336/3	32,33,34	0,0-2,1	1,13	61	9,83-46,48	23,30	51	16368-28689	24009	49	0,24-1,90	0,88	49
337/2	32,33,34	0,0-1,6	0,98	12	4,70-41,75	16,30	20	20747-32167	27088	18	0,29-3,39	1,05	18
337/3	32,34	0,0-1,4	0,91	6	9,38-66.89	19,68	22	21188-29623	25393	19	0,27-3,50	1,22	19
338/1	32,34	0,0-1,8	1,05	11	5,82-51-35	19,64	18	19496-32900	25672	17	0,17-1,22	0,695	17
338/2	32,34	0,0-2,7	1,43	26	8,00-51,32	22,23	33	19915-30857	24760	31	0,24-1,43	0,78	30
340	34	0,0-1,3	1,09	8	11,33-29,10	17.96	8	22220-29831	25985	8	0,27-0,85	0,57	7
341	32,33,34	0,0-1,6	1,04	18	14,30-37,47	20,44	22	18792-27608	25457	22	0,24-1,31	0,76	22
342	32,34	0,0-1,8	1,07	10	10,27-39,04	21,99	19	17967-28932	24658	19	0,27-1,97	0,74	19
345/2	32,33,34	0,1-1,2	0,92	20	4,85-30,85	11,95	24	21918-32414	28855	24	0,19-1,73	0,68	24
347/1	34,35,2	0,0-1,2	0,90	8	5,09-35,23	18,22	16	19446-32301	26105	16	0,45-1,39	0,72	16
348	34	0,0-1,3	0,88	9	4,63-39,59	20,70	16	19098-31681	25668	16	0,32-2,61	0,98	16
349/1	34	0,9-1,4	0,86	7	3,12-55,00	12,24	19	22014-33424	29322	18	0,21-1,11	0,59	18
357	34	0,0-1,05	0,85										
358	34,35,1	0,8-2,95	1,94	26	7,34-29,49	13,73	26	22626-32485	28770	26	0,27-1,20	0,63	26
359	34	0,0-1,6	0,90	7	6,03-60,76	15,51	14	22634-33838	27993	13	0,29-1,55	0,75	13
360	34,35,1	0,2-1,9	0,94	14	6,49-39,64	23,09	21	18025-30972	25235	21	0,40-1,73	1,01	21
360/2	34,35,1	0,0-1,2	0,87	7	5,21-40,27	17,12	16	18796-34262	27686	15	0,19-0,83	0,57	15
360/1	34,35,1	0,0-1,8	1,11	14	7,44-35,23	17,84	21	19023-31974	27510	21	0,32-1,25	0,69	21
362/2	34,35,1	0,4-1,4	0,97	19	5,47-43,87	12,28	23	22484-33218	29516	21	0,21-1,33	0,67	21
364/1	34,35,1 35,2	0,5-2,0	1,26	25	4,93-38,00	16,29	26	18419-33235	27913	26	0,20-1,11	0,69	26
364/2	34,35,1	0,6-1,5	1,14	24	5,07-33,36	12,43	25	21587-32912	29652	25	0,13-1,16	0,65	25
401/1	34,35,1	0,6-2,2	1,15	23	4,60-27,50	16,14	24	21817-33202	28090	24	0,29-1,93	0,87	24
401/2	34	0,3-1,5	0,85	7	5,30-57,72	17,09	18	20728-32179	28216	17	0,35-2,03	1,06	17
402	34,35,1	0,4-2,6	1,29	17	5,37-38,46	17,91	20	20062-31513	27180	20	0,16-1,50	0,66	20
403/1	34,35,1	0,8-2,4	1,53	20	5,42-30,55	16,37	21	24126-31584	28404	21	0,20-1,04	0,57	21
403/2	34,35,1	0,0-1,9	1,32	11	5,37-38,96	15,54	15	19400-33730	28789	15	0,32-0,90	0,58	15
404/3	35,1	0,2-1,2	0,88	9	7,23-41,12	18,01	13	21704-33352	28345	11	0,27-0,96	0,66	12
404/1	34,35,1	0,5-1,1	0,86	12	6,73-70,94	17,56	17	20569-32431	27893	16	0,21-1,30	0,65	16
404/2	34,35,1	0,2-1,6	0,98	7	7,25-24,13	12,39	17	25655-32887	29938	17	0,23-0,91	0,60	17
404/3	34,35,1	0,15-1,45	0,93	9	6,08-25,31	13,81	15	23284-32393	29280	15	0,32-1,21	0,70	15
404/4	34,35,1	0,6-1,6	1,07	13	5,53-39,00	14,95	22	20812-32808	29167	22	0,19-1,68	0,67	22
404/5	34,35,1	0,5-1,6	1,14	6	3,82-51,05	13,56	18	23331-33197	29711	17	0,16-1,54	0,74	17
404/6	34,35,1	0,9-1,7	1,28	12	4,76-30,55	13,55	18	23234-32741	29627	18	0,27-1,48	0,61	18
405/1	34,35,1	0,4-3,6	2,50	5	5,24-47,86	15,17	11	20531-33072	29250	10	0,24-0,75	0,44	10
405/2	34,35,1	3,1-3,8	3,60	8	2,54-30,79	8,62	14	22701-33692	31635	14	0,10-0,60	0,30	14
406/3	34,35,1	0,1-1,0	0,84	7	4,98-28,05	12,34	13	23556-34040	30009	13	0,35-0,93	0,63	13
407/1	34,35,1	1,4-1,5	1,27	5	8,12-37,43	19,94	10	20481-31245	27155	10	0,24-1,51	0,69	10
407/3	35.1	0,5-1,4	1,18	4	4,52-15,47	12,14	6	27000-33583	30235	6	0,39-0,75	0,55	6

dla 333-349/1/
dla 337-407/3/
dla złoża 1,00/1,26,1,17 18,55 35/16,47 26213/28658/27802

W przypadku najbardziej rozpoznanego pokładu 336/3 można stwierdzić, że jest on znacznie grubszy niż przewidywała dokumentacja, ma wyższą o 8% wartość opałową, niższe o 17% zapopielenie.
W pokładzie 338/2 miąższość wzrosła o 3%, wartość opałowa o 4%, zawartość popiołu zmniejszyła się o 14%, a siarki o 2%.
Operacja ta doprowadziła również do znacznego przesunięcia zasobów z kategorii rozpoznania C2 do kat. C1 i B, zwłaszcza w pokładzie 336/3. W stosunsku do całości zasobów, w zasobach bilansowych udział kategorii B zwiększył się do 1,1%, a kategorii C1 do 20,2%, natomiast w zasobach przewidzianych do wydobycia w kategorii B do 0,7% i w kategorii C1 do 25,5%.

7.2. OKREŚLENIE NIEZBĘDNEGO ZAKRESU ROBÓT GÓRNICZYCH DLA PIERWSZEGO WYDOBYCIA KOPALNI

Udostępnienie pionowe

Złoże kopalni "Y" udostępnione jest pięcioma szybami: trzema szybami centralnymi (I, II, III) oraz dwoma szybami peryferyjnymi (V i VI).
Szyb I, o średnicy 9,0 m, zgłębiony został do poziomu 1158 m. Docelowo wyposażony będzie w dwa urządzenia wyciągowe skipowe.
Szyb II, o średnicy 9,0 m, został również zgłębiony do 1158 m. Spełnia obecnie funkcję szybu wentylacyjnego.
Szyb III, o średnicy 9,0 m, jest szybem klatkowym, służącym do opuszczania załogi, materiałów oraz wyciągającym kamień z robót rozcinkowych. Dla pierwszego wydobycia kopalni będzie szybem wydobywczym (urobek wyciągany będzie w wozach).
Szyb V jest peryferyjnym szybem wentylacyjnym o średnicy 9,0 m, został zgłębiony do poziomu 506 m. Docelowo ma być zgłębiony do 900 m.
Wyposażony będzie tylko w urządzenie rewizyjne oraz 3 wentylatory typu WPK-5.
Szyb VI, o średnicy 9,0 m zgłębiony został do poziomu 1050 m i obecnie stanowi czystą rurę szybową.

Udostępnienie poziome

Złoże udostępnione zostało na dwóch poziomach: 500 m (wentylacyjny) i 700 m (wydobywczy).
Na poziomie 500 m wykonane zostało połączenie pomiędzy szybami VI i V oraz chodnik podstawowy w pokładzie 336/3. Wyrobisko to będzie stanowić główną drogę wentylacyjną odprowadzającą zużyte powietrze z poziomu 700 m do

szybu V. Jego długość wynosi około 3000 m, nie licząc około 2100 m wyrobiska kamiennego stanowiącego wytyczną wschodnią I oraz 2100 m przekopów płd. 1 i 2 z podszybiem szybu VI. Na poziomie 700 m wykonane zostało podszybie szybów głównych wraz z kompleksem komór. Wykonany został również chodnik podstawowy w pokładzie 336/3, z którego poprowadzono dwie pochylnie: odstawczą i transportową do poziomu 500 m. Stan istniejący robót pokazano na mapie poziomu 700 m (rys. 7.1a).

W celu uzyskania pierwszego wydobycia w wysokości 2000 t/dobę z dwóch ścian zlokalizowanych w górnym piętrze (powyżej uskoku Barbara) pokładu 336/3 (rys. 7.1b) należy na poziomie 500 wykonać równoległy chodnik wentylacyjny od pochylni w kierunku na wschód do uskoku o zrzucie około 2,5 m. Długość tego wyrobiska - około 1550 m. Wyrobisko to spełniać będzie rolę głównego wyrobiska odstawczego dla ściany nr 1 i 2.

W celu uruchomienia obydwu ścian należy wykonać dwa równoległe chodniki piętrowe (razem 900 m) oraz 3 dowierzchnie ścianowe o całkowitej długości 1130 m. Wykonanie tych wyrobisk przewiduje się w obudowie typu ŁP-8.

Na poziomie 700 m należy wykonać następujące roboty górnicze:

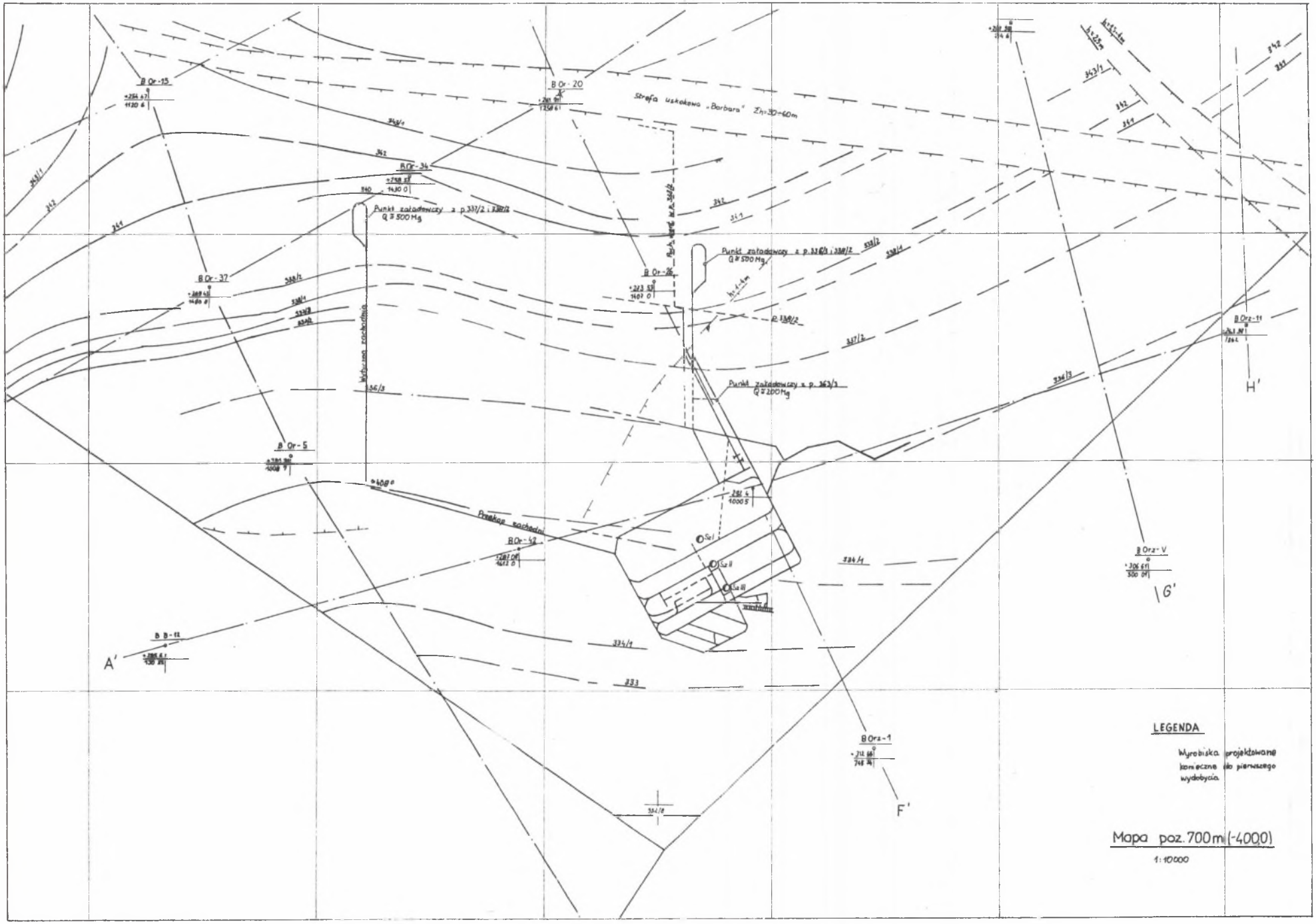
a) odcinek przekopu centralnego od podszybia szybów głównych w kierunku północno-zachodnim o długości 500 m w obudowie ŁP-9,
b) połączenie wytycznej z dworcem wozów pełnych do szybu I o długości 150 m, również w obudowie ŁP-9,
c) punkt załadowczy z pokładu 336/3 o pojemności około 200 Mg,
d) odcinek chodnika w pokładzie łączący pochylnię odstawczą z punktem załadowczym - o długości 120 m.

Tablica 7.3

Zestawienie wyrobisk istniejących i projektowanych dla osiągnięcia pierwszego wydobycia

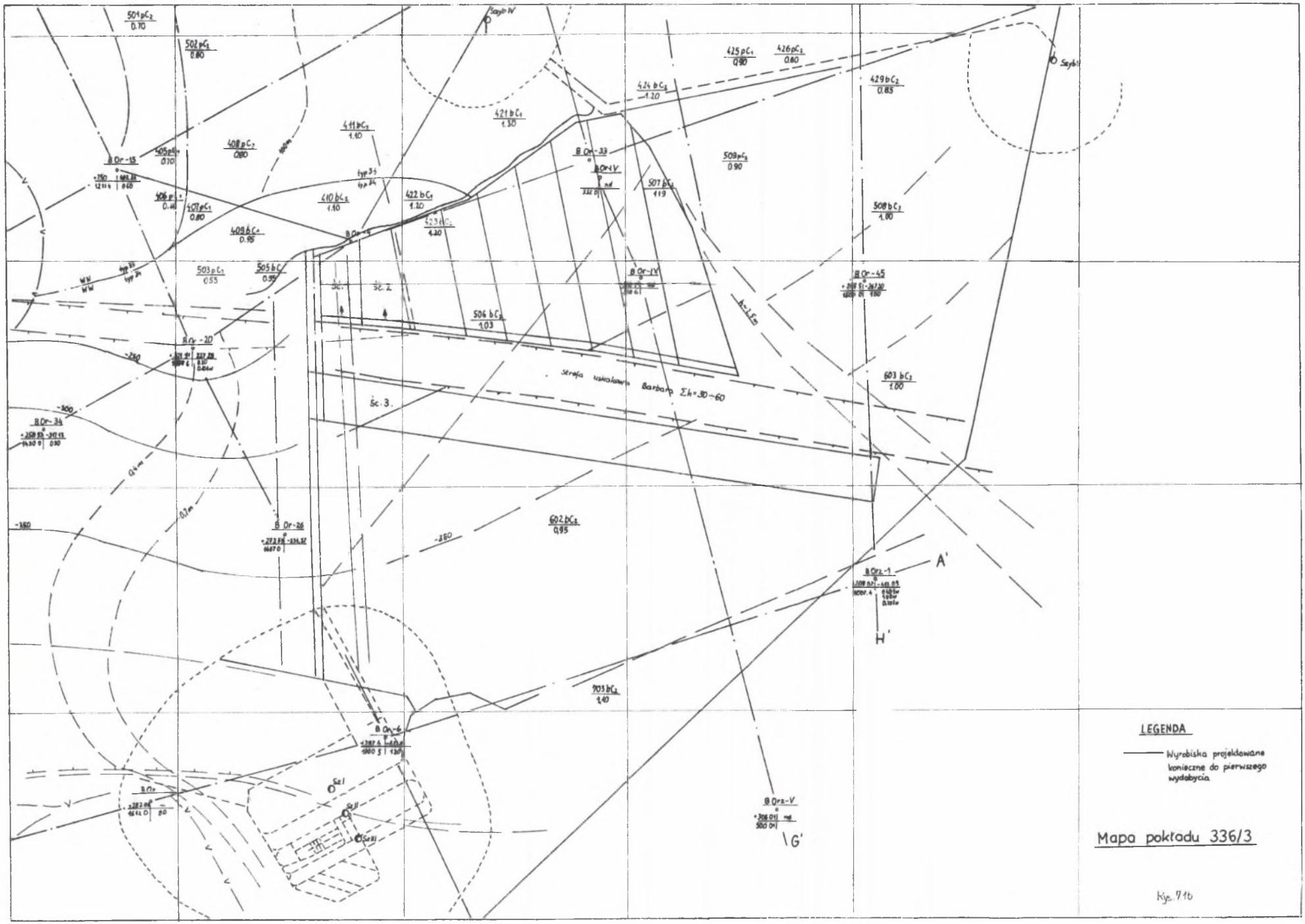
Lp.	Lokalizacja wyrobisk	Sumaryczna długość wyrobiska korytarzowego w m		Ogółem m	Do wykonania w stosunku do całkowitej długości %
		istniejących*	projektowanych		
1	poziom 500 m	7200	1550	8750	18
2	pokład 336/3	3820	2030	5850	35
3	poziom 700 m	7100	800	7900	10
R a z e m		18120	4380	22500	19,5

*Bez chodników dojściowych i wentylacyjnych z komór.



Rys. 7.1a. Mapa poziomu 700 m w KWK "Y"

Fig. 7.1a. Map of the level 700 m in hard coal mine "Y"



Rys. 7.1b. Mapa pokładu 336/3 w KWK "Y"

Fig. 7.1b. Map of the bed 336/3 in hard coal mine "Y"

Dla uzyskania prawidłowego przyrostu wydobycia jednocześnie należy udostępnić i rozcinać pokład 337/2 i 338/2 na poziomie 700 m oraz intensywnie budować poziom 1050 m.

Tablica 7.4

Zestawienie wyrobisk dla osiągnięcia wydobycia 5000 t/d w 4 roku budowy

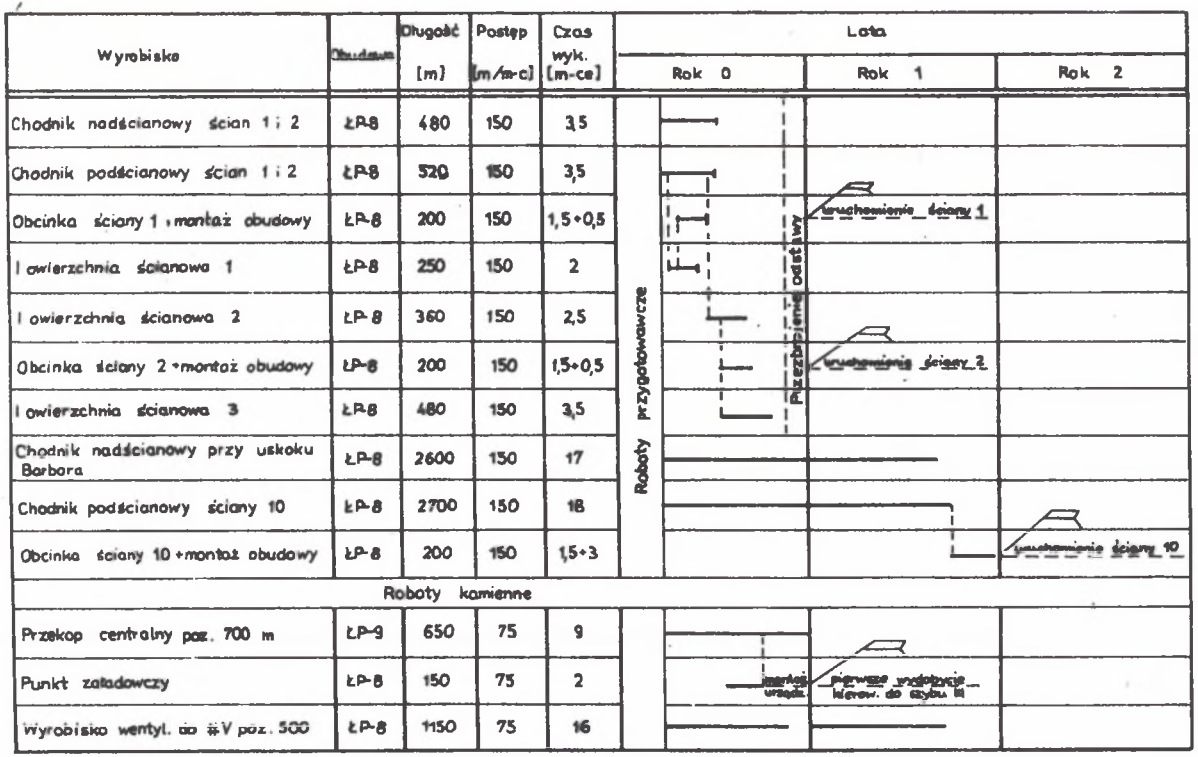
Lp.	Lokalizacja wyrobisk	Sumaryczna długość wyrobiska korytarzowego		Ogółem	Do wykonania w stosunku do całkowitej długości
		istniejących	projektowanych		
1	poziom 500	8750	1800	10550	
2	pokład 337/2	-	4850	4850	
3	pokład 338/2	-	4210	4210	
4	poziom 700	7900	2300	10200	
5	poziom 1050	287	7350	7637	
R a z e m		16937	20510	37447	

Zdolność frontu górniczego

W wyniku przeprowadzonej analizy zasobów w poszczególnych pokładach, ich ilości oraz rozmieszczenia wytypowano następujące pokłady do eksploatacji z poziomu 700 m.

Tablica 7.5

Lp.	Pokład	Ilość zasobów (przewidywano wydobycie kopaliny) tys. ton
1	336/3	8989
2	337/2	8428
3	338/2	25628
4	342	5353
R a z e m		48398



Rys. 7.2. Harmonogram udostępnienia i rozcięcia pokładu 336/3 do pierwszego wydobycia

Fig. 7.2. Time-scale of the first working and dissection of bed 336/3 until the first working

Ze względu na istniejące już obecnie udostępnienie oraz bardzo zaawansowane roboty przygotowawcze pierwsze wydobycie planuje się uzyskać z pokładu 336/3, prowadząc dwie ściany podłużnie.

Przyjmując stwierdzoną miąższość pokładu w górnym piętrze około 1,8 m, długość ściany średnio 160 m i postęp 2,4 m/dobę, wydobycie z jednej ściany wyniesie:

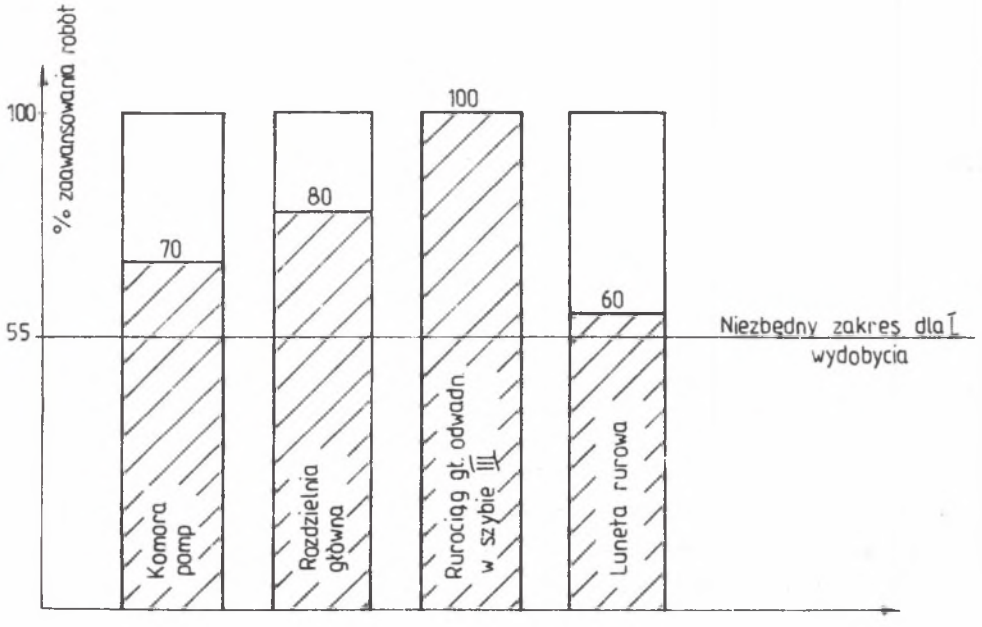
$$W = 160 \times 1,8 \times 1,3 \times 2,4 = 850 \text{ t/dobę.}$$

Przy uruchomieniu dwóch ścian pierwsze wydobycie z poziomu 700 m wyniesie około 2000 t/dobę (wliczając to 300 t/d z robót przygotowawczych).
W latach następnych w dalszym ciągu eksploatowany będzie pokład 336/3 w partii południowej oraz pokład 337/2 i pokład 338/2.
W każdym w pokładów 336/3 i 337/2 prowadzone będą po 2 ściany, natomiast w pokładzie 338/2 prowadzone będą 4 ściany.
Łączne wydobycie z poziomu 700 m wynosić będzie około 8000 t/d. Harmonogram zdolności produkcyjnej frontu górniczego przedstawiono w tablicy .7.6 a pokładu 336/3 na rys. 7.2.

Wentylacja

Z projektowanych trzech szybów wentylacyjnych II, V i IV kopalnia posiada obecnie tylko szyb II, zlokalizowany centralnie pomiędzy szybami wdechowymi I i II. Jego średnica wynosi 9,0 m, zgłębiony jest do poziomu 1158 m i wyposażony w dwa wentylatory typu WPK-3,9 o wydajności 15000 m^3/min. Szyb ten przewietrza obecnie wszystkie komory przyszybowe na poziomie 700 m oraz istniejące wyrobiska górnicze na poziomie 700 m w pokładzie 336/3 oraz na poziomie 500 m.
Szyb V, o średnicy 9,0 m, zgłębiony został tylko do poziomu 506 m, po czym roboty wstrzymano. Przy szybie przewidziano stację trójwentylatorową z wentylatorami WPK-5,0 o docelowej wydajności 38500 m^3/min. W budowaniu tego obiektu zaawansowane są roboty budowlane budynków wentylatorów i kanałów wentylacyjnych. Brak również rozdzielni głównej. Głębienia szybu IV dotychczas nie rozpoczęto.
W celu przewietrzania dwóch ścian w pokładzie 336/3, z których pochodzić będzie pierwsze wydobycie, świeże powietrze dostarczone zostanie szybami I i III do poziomu 700 m i dwoma pochylniami w pokładzie 336/3 dostarczone zostanie do ścian. Powietrze zużyte odprowadzone będzie do szybu II.

GŁÓWNE ODWADNIANIE



Rys. 7.3. Wentylacja kopalni

Fig. 7.3. Ventilation of the mine

Ilość świeżego powietrza potrzebnego dla zabezpieczenia pierwszego wydobycia:

- powietrze dla 2 ścian o wysokości 1,8 m pokł. 336/3	-	3360 m^3/min
- powietrze dla komór na poziomie 700 m	-	2500 m^3/min
- przewietrzanie 10 przodków	-	3600 m^3/min
- straty powietrza na podszybiu poziom 700 m	-	3800 m^3/min
		13260 m^3/min

Zapotrzebowanie na świeże powietrze w latach następnych dla osiągnięcia wydobycia 5000 t/d wyniesie dodatkowo:

- dla 2 ścian w pokładzie 337/2	-	3000 m^3/min
- dla 2 ścian w pokładzie 338/2	-	3000 m^3/min
- przewietrzanie poziomu 1050 m	-	2800 m^3/min
- przewietrzanie poziomu 900 m	-	2500 m^3/min
- dla prowadzenia przodków udostępniających z poziomu 1050 m i 900 m	-	3600 m^3/min
		14900 m^3/min

Tablica 7.6

Harmonogram zdolności produkcyjnej frontu górniczego

Lp.	Poziom	Pokład	Ilość czynnych ścian	Urobek ciągniony szybem III			Urobek ciągniony szybem I	
				Rok 0-1	Rok 2	Rok 3	Rok 4	Rok 5
1	700 m	336/3	2	-	1700	1500	2000	2000
2		337/2	2	-	-	200	2000	2000
3		338/2	3	-	-	-	1000	3000
4		Roboty przygot.	-	-	300	300	200	200
Razem poz.		700 m		-	2000	2000	5200	7200
5	1050 m	-	2-8	-	-	-	-	2000
6		Roboty przygot.	-	-	-	-	300	400
Razem poz. 1050 m				-	-	-	300	2400
7	Ogółem kopalnia		-	-	2000	2000	5500	9600-20000

Przyrost zdolności produkcyjnej można uzyskać pod warunkiem uruchomienia stacji wentylatorów głównych przy szybie V. Z powyższej ilości 9900 m^3/min można będzie doprowadzić na szyb II, przy którym zainstalowane są dwa wentylatory typu WPK-3,9, o wydajności nominalnej 15000 m^3/min.
Przyjmując wielkość strat zewnętrznych w wysokości 15%, maksymalna ilość zużytego powietrza w szybie może wynieść:

$$Qz = 15000 \times 0,85 = 12750 \ m^3/min.$$

Przyjmując 5-procentowy wzrost objętości powietrza zużytego na dole (sprężone powietrze - temperatura), ilość zużytegó powietrza odprowadzona na szyb II wyniesie:

$$Qc = 9900 \times 1,05 = 10400 \ m^3/min.$$

Jak z powyższego widać, szyb II w sensie wentylacyjnym zabezpieczy (z niewielką rezerwą) pierwszy etap budowy kopalni.

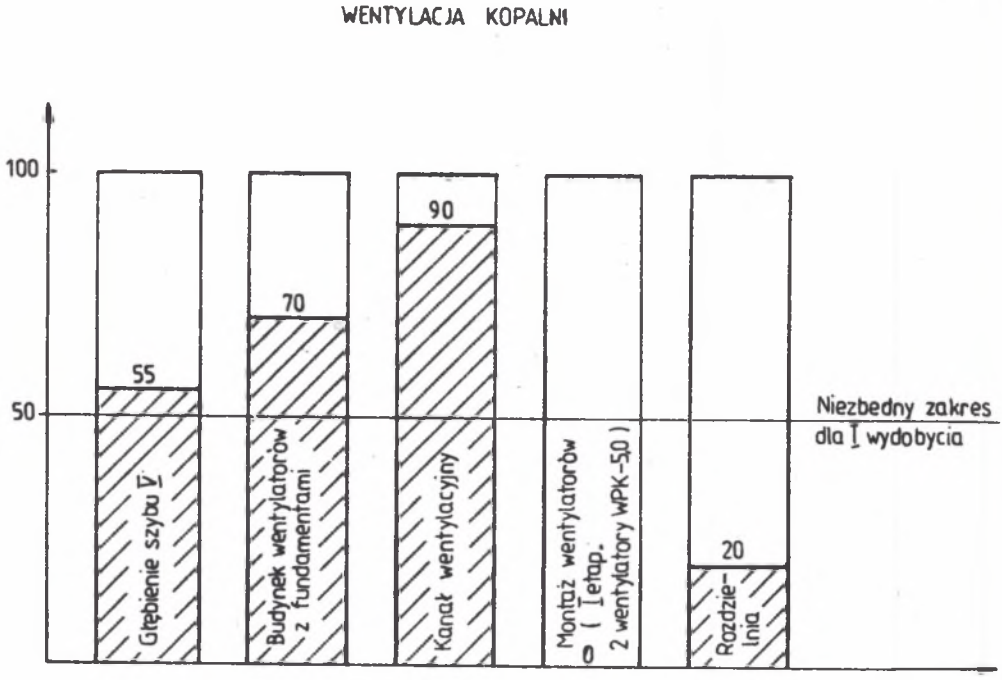
Przyjmując stan zaawansowania robót dla stacji wentylatorów przy szybie V na około 40% (w tym rozdzielni 20%, budynku wentylatorów 70%) oraz cykl budowy rozdzielni z kanałami kablowymi minimum 1 rok, należałoby natychmiast po zapadnięciu decyzji o dalszej budowie kopalni przystąpić do budowy rozdzielni oraz montażu dwóch wentylatorów, o wydajności 20000 m^3/min.

Główne odwadnianie

W trakcie realizacji znajduje się główna komora pomp na poziomie 700 m, mająca odprowadzić całkowity dopływ wody kopalni, tj. 7,0 m^3/min.

Pompownia wyposażona będzie w trzy pompy typu OWH 250/8, o wydajności Q = 10,0 m^3/min i depresji H = 800 m słupa wody, napędzone silnikami elektrycznymi po 1000 kW każdy.

Na powierzchnię woda transportowana będzie dwoma rurociągami ø 350 mm, zabudowanymi w szybie III i szybie I.



Rys. 7.4. Główne odwadnianie

Fig. 7.4. Main drainage

Woda z poziomu 500 spływać będzie na poziom 700 m pochylniami udostępniającymi poszczególne pokłady. Woda z poziomów niższych podawana będzie poprzez pompownię na poziom 1050 m, i depresji H = 440 m słupa wody, napędzane silnikami elektrycznymi po 500 kW każdy, dwoma rurociągami o średnicy 250 mm, ułożonymi w szybie III i w szybie I.

Stan istniejący

W szybie III zabudowano rurociągami ø 350 z poziomu 700 m na powierzchnię. Na poziomie 700 wykonano pod względem górniczym komorę pomp, komorę rozdzielni głównej, chodniki wodne i lunety rurowe. Należy przystąpić do montażu urządzeń ostatecznych.

Do czasu uruchomienia głównej pompowni woda dołowa pompowana jest przez dwie pompy OWH 250/8 zabudowane w wyrobisku dojściowym do ostatecznych chodników wodnych. Woda gromadzona w chodnikach ostatecznych podawana jest rurociągiem ostatecznym zabudowanym w szybie III. Woda z poziomu 1050 m podawana jest na poziom 700 m z tymczasowej pompowni rurociągiem ø 250, zabudowanym w szybie III. Stan zaawansowania robót głównego odwadniania w pełni zabezpiecza uruchomienie kopalni.

Transport dołowy główny i pomocniczy

Na poszczególnych poziomach przewidziano:

- na poziomie 500 - trakcję przewodową 250 V,
- na poziomie 700 - trakcję przewodową 250 V,
- na poziomie 900 - trakcję akumulatorową,
- na poziomie 1050 - trakcję przewodową 250 V.

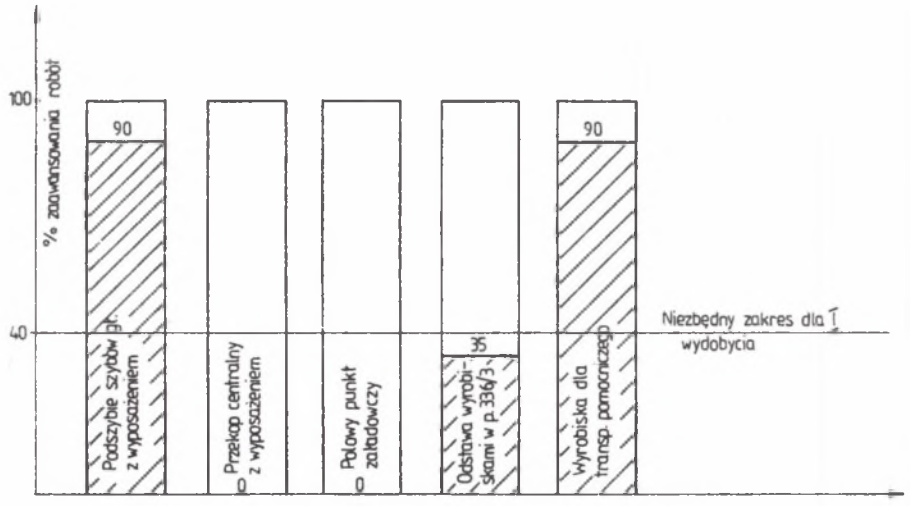
Do transportu po torach o prześwicie 900 mm, wykonanych z szyn S-37, zastosowano następujący tabor:

lokomotywy

Lep - 14/t - o ciężarze 18 Mg i mocy 90 kW,
Lep 14 - o ciężarze 14 Mg i mocy jw.,

wozy

- wozy samorozładowcze typu Granby o pojemności 5100 l i ładowności 4,7 t,
- wozy do transportu pomocniczego, średnio o pojemności 2800 l,
- wozy do przewozu ludzi o ładowności 12 osób,
- wozy specjalistyczne - drzewiarki, platformy itp.



Rys. 7.5. Transport dołowy główny i pomocniczy
Fig. 7.5. Underground transport, main and auxilliary

Sieć trakcji wykonana zostanie z drutu ślizgowego Djp 100, zasilana będzie z odpowiedniej ilości podstacji prostowników typu APSP 250/6. Wydobycie na poziomy 700 i 1050 m ze zbiorników polowych kierowane będzie pociągami o ładowności 250 ton (55 wagonów samowyładowczych do zbiorników przyszybowych). Transport pomocniczy będzie się odbywał z podszybia szybu III taborem kolejowym do punktów, w którym zostały udostępnione poszczególne pokłady.
W pokładach transport odbywać się będzie za pomocą kolejek podwieszonych. Dyspozytor kierować będzie transportem za pomocą łączności trójtelefonowej.

Stan istniejący

Na poziomie 700 m oddano do ruchu obieg wozów przy szybie III z niezbędnym zakresem obiektów pozwalającym transportowanie w rejon szybu III ludzi, materiałów, kamienia i w pierwszym okresie ciągnienie urobku.
Transport ludzi i materiałów do pierwszych uruchomionych ścian odbywać się będzie z podszybia szybu III wozami do punktu przeładunkowego, dalej kolejka-

mi podwieszonymi w wyrobiskach transportowym i podstawowym w pokładzie 336/3 bezpośrednio do przodków. Transport urobku z pierwszych ścian prowadzony będzie przenośnikami taśmowymi typu Gwarek 1000 do punktu załadowczego, zgodnie z udostępnieniem i rozcięciem pokładu 336/3. W tym celu należy wyposażyć istniejące wyrobisko transportowe w pokładzie 336/3 w trzy przenośniki taśmowe typu Gwarek, wykonać około 500 m przekopu centralnego łączącego podszybie szybów głównych z punktem załadowczym, zbiornik polowy o pojemności 200 t i połączenie zbiornika z wyrobiskiem transportowym w pokładzie 336/3.

W celu uruchomienia szybu skipowego na poziomie 700 m należy wykonać:

- punkt wyładowczy wozów samowyładowczych,
- zbiornik wyrównawczy,
- wyrobiska, w których transportowany będzie urobek ze zbiornika do kieszeni skipowych w szybie I,
- kieszenie skipowe.

Jednocześnie należy prowadzić roboty górnicze na poziomie 1050 m.

Transport pionowy

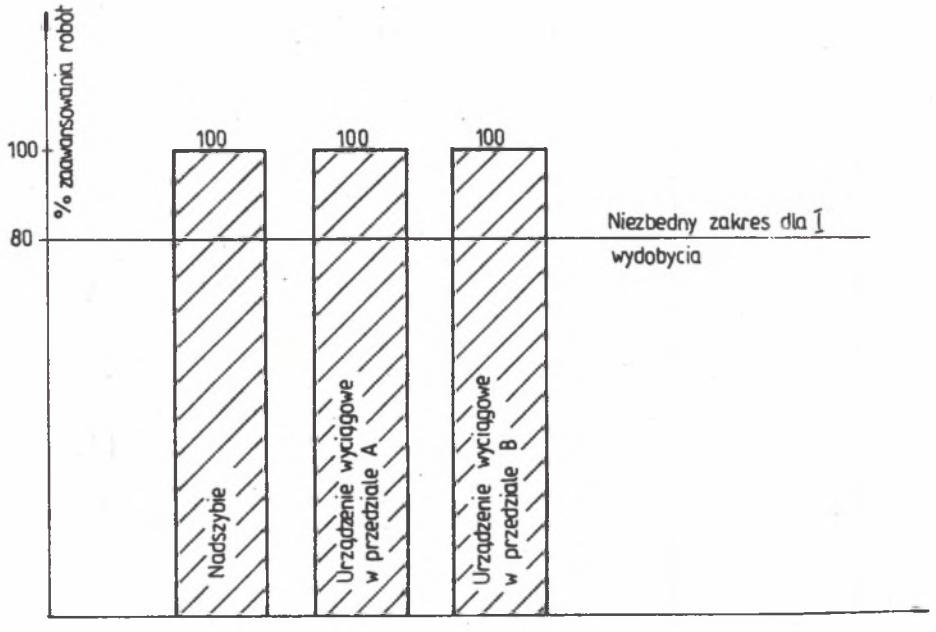
Zadania transportu dla pierwszego wydobycia:

a) wydobycie - szybem III
poziom 700 m - 2000 t/d węgla handlowego
3640 t/d urobku węglowego (przy 45% zanieczyszczeń)

b) zjazd załogi - osób/dobę
poziom 500 m - 100
poziom 700 m - 600
poziom 1050 m - 400
Razem - 1100

c) ciągnienie kamienia - ton/dobę - szybem III
poziom 500 m - 100
poziom 700 m - 200
poziom 1050 m - 200
Razem - 500

d) transport materiałów - wozów/dobę - szybem III
poziom 500 m - 10
poziom 700 m - 30
poziom 1050 m - 30
Razem - 70



Rys. 7.6. Transport pionowy szybem III
Fig. 7.6. Vertical transport by shaft III

Szyb III - zjazdowo-usługowy obsługujący poziomy 500, 700, 900 i 1050 m. Wyposażony w dwa urządzenia wyciągowe z klatkami 4-piętrowymi i maszynami wyciągowymi 2L-6000/2400 kW (Q = 12,5 t, V = 12 m/s, zasilane z przetwornic).

Zjazd załogi oraz rozładunek kamienia i wydobycia odbywać się będzie w nadszybiu na poziomie +15 m. Transport materiałów odbywać się będzie ze zrębu szybu. Kamień i wydobycie wyładowane w nadszybiu podawane będą do kruszarni usytuowanej obok nadszybia, gdzie zostaną przygotowane do dalszego transportu. Maszyny wyciągowe usytuowane są na zrębie po obu stronach szybu. Wieża szybowa kozłowa ma wysokość 55 m.

Przedział III A - wyposażony do poziomu 700 m udostępnia klatkę poziomu 500 m

Wydajność wyciągu z poziomu 700 wynosi:

zjazd - 2700 osób/godz.

wydobycie - 187 ton/godz.
kamień - 210 ton/godz.
materiał - 40 wozów/godz.

Przedział III B - wyposażony do poz. 1050 m udostępni jedną klatką poziomy 500, 700 i 900.

Wydajność wyciągu z poz. 1050 m wynosi:

zjazd - 2100 osób/godz.
kamień - 210 ton/godz.
materiał - 40 wozów/godz.

Zadania w okresie pierwszego wydobycia dla szybu III zostaną wykonane w ciągu 18 godz. pracy urządzeń wyciągowych. Dalszy przyrost wydobycia uzależniony będzie od uruchomienia szybu I - wydobywczego.

Kompleks obiektów bhp

Prawidłową działalność kopalni dla pierwszego wydobycia zabezpiecza stan zrealizowany następujących obiektów zlokalizowanych na powierzchni głównej:

- łaźnia górnicza,
- lampownia,
- budynek wejściowy - w trakcie budowy,
- budynek wielofunkcyjny - w trakcie budowy.

Łaźnia górnicza - docelowe parametry łaźni wynoszą:

- pow. zabudowy - 4217 m^2,
- kubatura - 82350 m^3,
- ilość miejsc - 7134 osób.

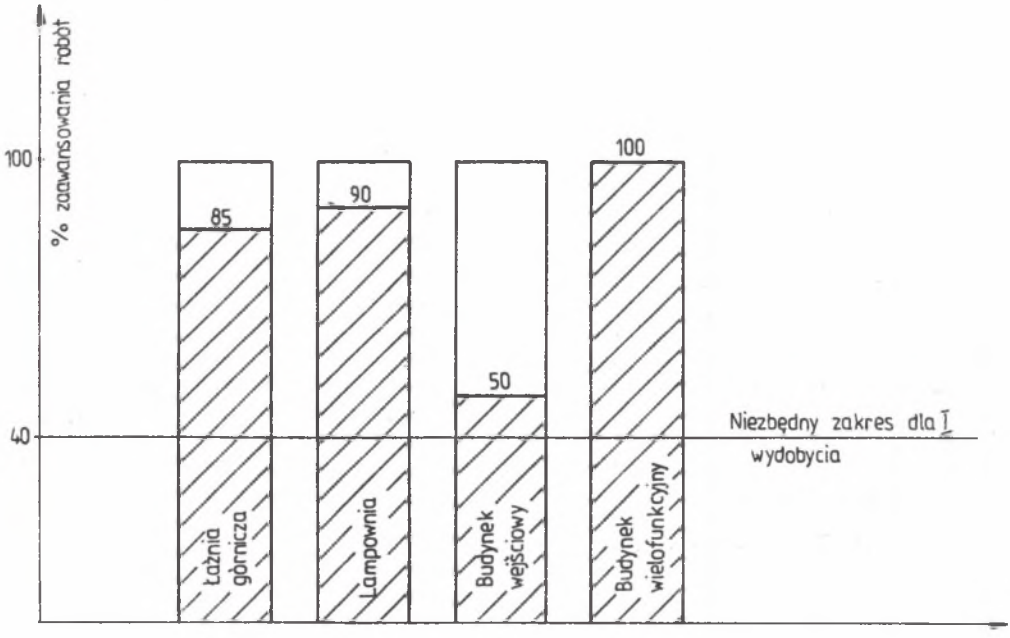
Ogólną liczbę załogi korzystającej z urządzeń łaziennych podzielono na trzy zespołu szatniane, które tworzą samodzielną całość.

Budynek pięciokondygnacyjny, niepodpiwniczony.

Stan istniejący

- przekazano do eksploatacji segment D na 780 miejsc,
- ukończono segment E dla 1220 pracowników,
- segment F - stan surowy zamknięty.

Stan ten w pełni zaspokaja potrzeby dla pierwszego wydobycia.



Rys. 7.7. Kompleks obiektów bhp

Fig. 7.7. Safety Measures Objects

Lampownia - docelowe parametry lampowni wynoszą:

- pow. zabudowy - 1280 m^2,
- kubatura - 5800 m^3,
- lampy RC-12 - 6400 szt.,
- lampy pozycyjne OP-1 - 300 szt.,
- lampy benzynowe wskaźnikowe LB-1 - 300 szt.,
- pochłaniacze ucieczkowe POG-7k,
- metanomierze - 700 szt.

Lampownię zarojektowano jako pomost łączący budynek wielofunkcyjny z nadszybiem.

Stan istniejący

Obiekt przekazano do eksploatacji z wyposażeniem niezbędnym dla pierwszego wydobycia.

Budynek wejściowy - biura ruchu

Budynek trzykondygnacyjny, częściowo podpiwniczony. W przyziemiu znajdują się: stacja wymienników ciepła, rowerowania, poczekalnia pasażerów i dyspozytornia dla autobusów, biura części administracyjnej. Na pierwszej kondygnacji mieścić się będzie wartownia wraz z markownią dla pracowników powierzchni i biura ruchu. Na ostatniej kondygnacji będą biura ruchu.

Docelowe parametry budynku wejściowego wynoszą:

- powierzchnia zabudowy - 2800 m^2,
- kubatura - 31208 m^3.

Stan istniejący

Budynek wykonany w stanie surowym otwartym. Jego oddanie do użytkowania nie wpływa na uruchomienie pierwszego wydobycia kopalni.

Budynek wielofunkcyjny

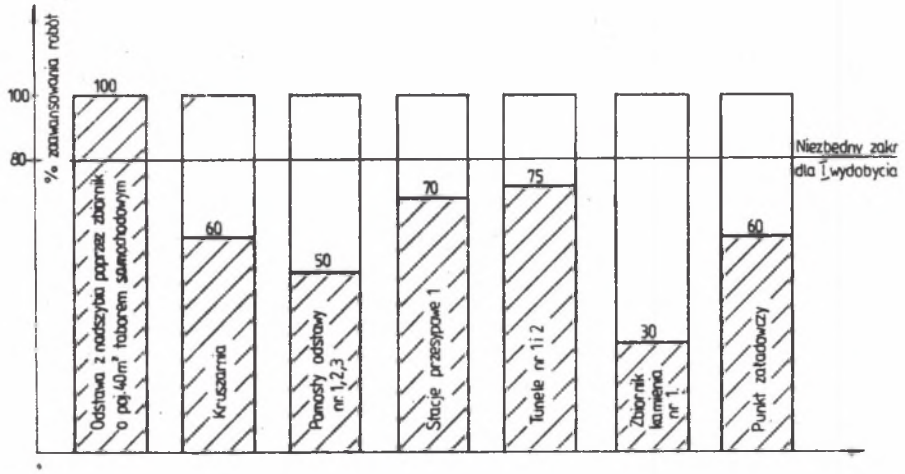
Budynek pięciokondygnacyjny niepodpiwniczony. W kondygnacji przyziemia zlokalizowano punkt pierwszej pomocy, zaplecze stołówki oraz część stacji ratownictwa górniczego. Na piętrze znajduje się stacja ratownictwa górniczego oraz kuchnia stołówki. Na drugim piętrze zlokalizowano biura ruchu działu wentylacji. Kolejną kondygnację zajmuje zespół szkolnictwa i biura ruchu, a ostatnią punkt wydawania posiłków regeneracyjnych oraz warsztaty lampowni.

Stan istniejący

Obiekt przekazano do eksploatacji z wyjątkiem stołówki.

Gospodarka kamieniem

Kamień z robót udostępniających wydobywany szybem III w wozach kopalnianych rozładowany zostanie na dwóch wywrotkach zlokalizowanych w nadszybiu na poziomie +15 m i skierowany na podajniki wibracyjne typu Mifana 80-11.
Z podajników kamień może być kierowany poprzez zsuwnię przenośnikiem taśmowym do zbiornika stalowego o pojemności 40 m^3 i wywożony transportem samochodowym lub na dwa przenośniki przebiercze do oddzielania części metalowych i drewna. Przebrany kamień podawany zostanie na dwa przesiewacze wibracyjne typu WK 1-2, 2 x 4 w celu odsiania podziarna o granulacji 0-200 mm, a nadziarno powyżej 200 mm skierowane zostanie do dwu kruszarek szczękowych typu KWK 100 o wydajności 500 t/godz.
Kamień z kruszarek i podziarno skierowane zostaną taśmociągami zabudowanymi w tunelu i na pomostach do zbiorników o konstrukcji stalowej składających się z 10 komór o całkowitej pojemności 4360 m^3. Ze zbiorników poprzez podajniki



Rys. 7.8. Gospodarka kamieniem z przystosowaniem do odbioru węgla szybem III

Fig. 7.8. Stone management with accommodation for coal receiving through shaft III

wibracyjne kamień podawany będzie taśmociągiem do punktu załadowczego, a następnie magazynowany w 10 komorach o pojemności 4900 m^3 do czasu jego odbioru taborem kolejowym. Kamień odwożony będzie pociągami złożonymi z 30 wagonów typu 418 Vc o ładowności 50 t każdy.

Odstawa pierwszego wydobycia (ciągnionego szybem III) - przystosowana będzie do transportu węgla i kamienia do punktu załadowczego.

Stan istniejący

Do chwili obecnej oddano do ruchu kompletne nadszybie szybu III z obiegiem wozów, wywrotami i odstawą kamienia do zbiornika o pojemności 40 m^3.

Kruszarnia kamienia w konstrukcji żelebetowo-stalowej o kubaturze 15000 m^3 - wykonane zostały roboty budowlane, należy przystąpić do montażu urządzeń.

Pomosty odstawy nr 1. 2 i 3 - wykonano fundamenty i montaż konstrukcji w 50%.

Stacja przesypowa nr 1 i 2 - zakończono roboty budowlane i zmontowano konstrukcję stalową.

Tunele nr 1 i 2 - wykonano roboty żelbetowe pod montaż konstrukcji stalowej.

Zbiornik kamienia nr 1 - wykonano roboty budowlane i zmontowano konstrukcję stalową w 20%.

Punkt załadowczy - wykonano roboty budowlane i zmontowano konstrukcję stalową w 80%.

Łącznie wykonane roboty dla odstawy kamienia wynoszą około 50%.

Przeróbka mechaniczna węgla

Dane wyjściowe dla uruchomienia pierwszego wydobycia w ilości 2000 t/d netto przewidują wywóz węgla na inną kopalnię w celu jego wzbogacenia lub jego zbyt.

Dokonano rozeznania odnośnie do przyjęcia węgla przez inne kopalnie. Takie możliwości posiadają kop. "P" i "S".

Dla odstawienia węgla na inną kopalnię konieczne jest przygotowanie węgla, wydzielenie drewna i żelastwa w klasie + 200 mm oraz zapewnienia możliwości załadunku na dworcu kopalni.

Zrealizowanie powyższych celów wymaga wybudowania i uruchomienia następujących ciągów technologicznych:

I - stacja przygotowania węgla,

II - drogi transportu od szybu III i zmagazynowanie węgla,

III - załadunek na dworcu kopalni.

W tym celu wykorzystać można rozpoczęte i nieukończone obiekty.

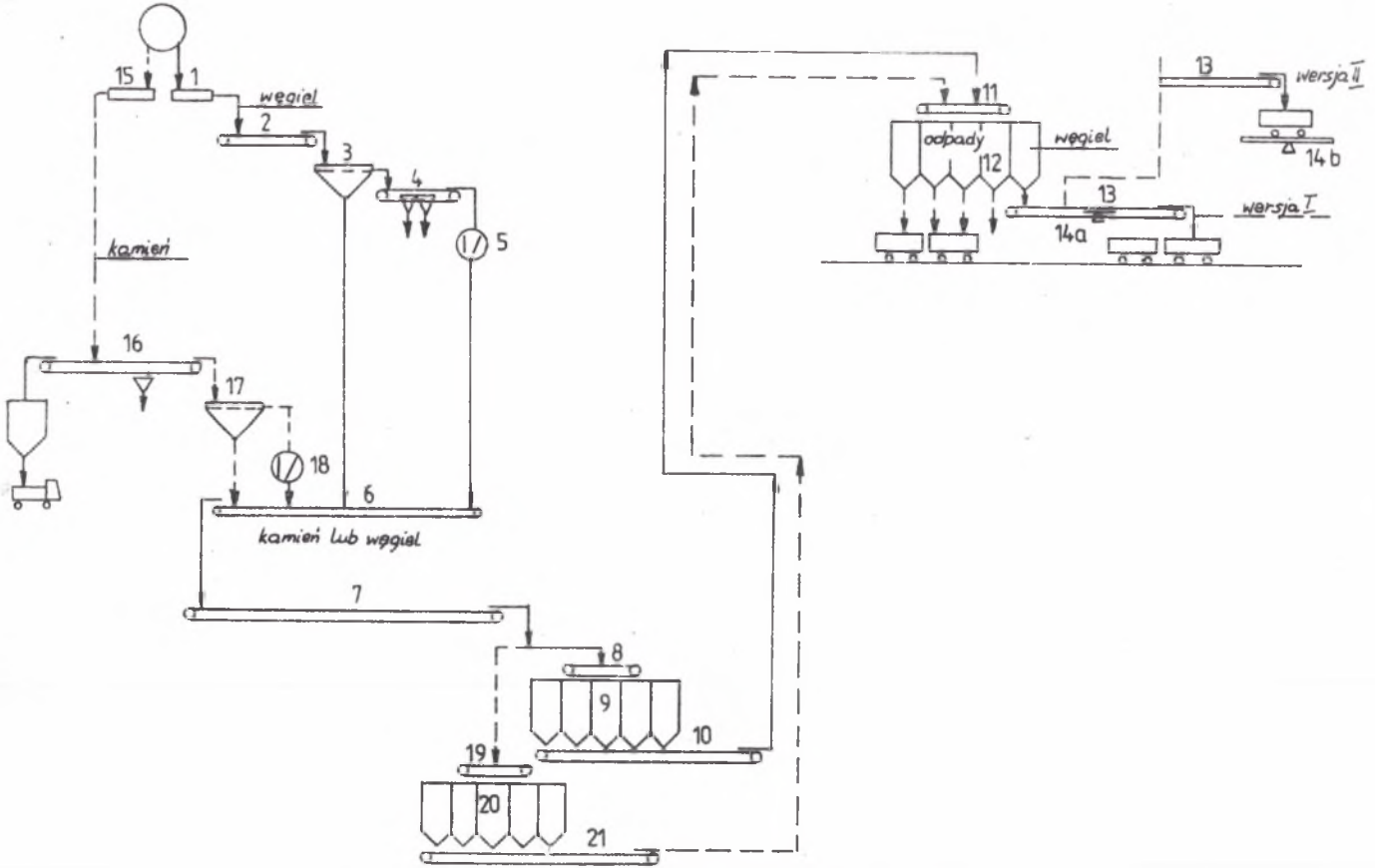
Całość zakresu przygotowania, odstawy i załadunku węgla przedstawiono na rysunkach poglądowych

1. Schemat maszynowy - rys. 7.9.
2. Koncepcja węzłów technologicznych - rys. 7.10.

Schemat technologiczno-maszynowy

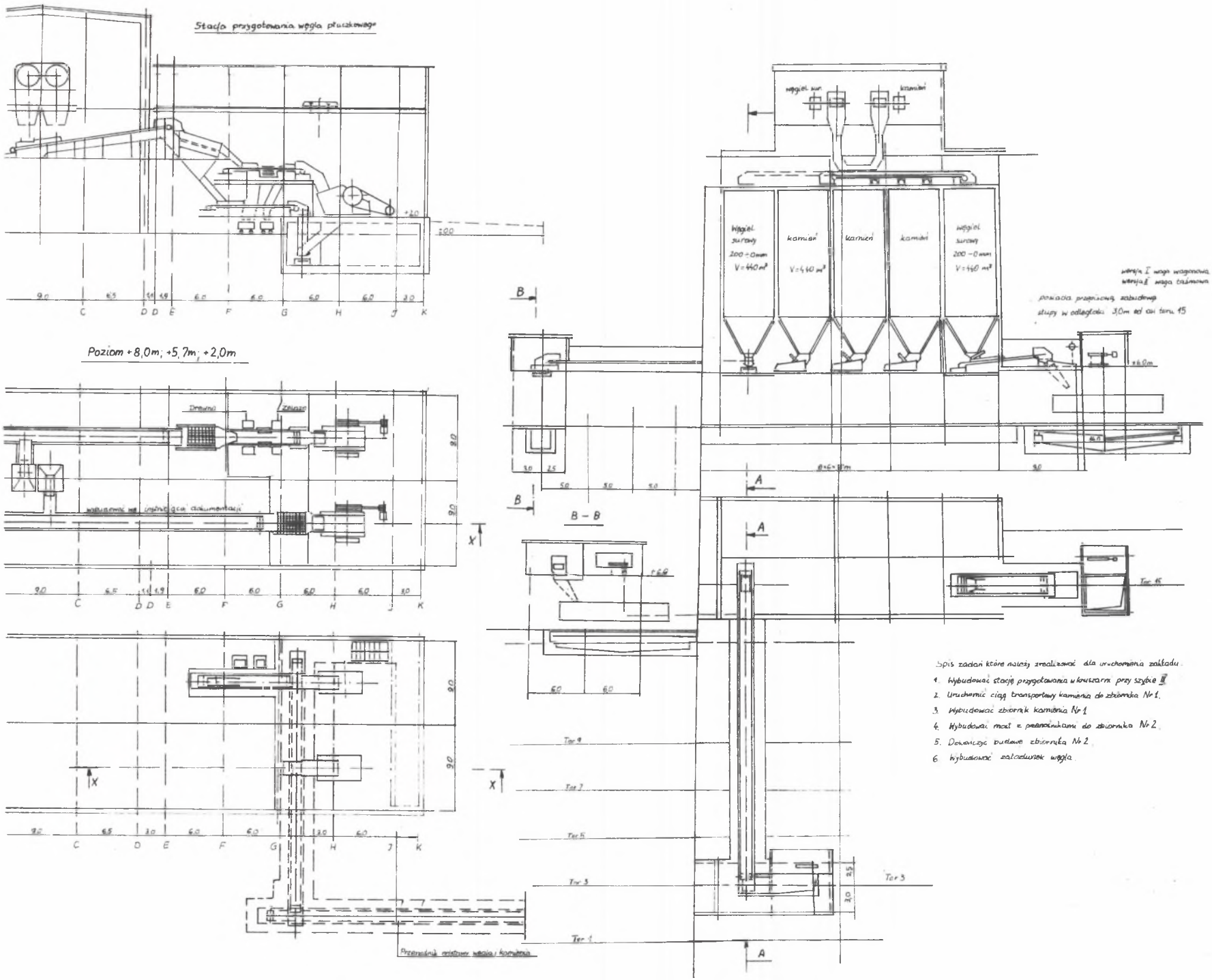
Szybem III wydobywany będzie węgiel lub kamień. Przemienność wydobycia umożliwiona będzie przez magazynowanie węgla i kamienia w wozach kopalnianych pod szybem.

Węgiel wydobywany szybem III podany będzie na podajniki (1), wywrotem. Podajnik (1) przekaże urobek na przenośnik (2), a ten poda go do przesiewacza WK1 (3). Urobek w klasie + 200 mm (węgiel + kamień) skierowany jest na przenośnik przebierczy (4), na którym wydzielone będzie drewno i żelastwo. Z przenośnika (4) urobek + 200 mm podany jest na kruszarkę KWK (3), która kruszy go na klasę - 200 mm. Spod przesiewacza (3) i kruszarki (5) klasa - 200 mm przygotowany węgiel odebrany jest przenośnikiem (6). Z przenośnika (6) taśmociągiem (7) węgiel kierowany jest do zbiornika (9) przenośnikiem jezdnym (8). Magazynowanie ma na celu umożliwienie załadunku pociągu w możliwie krótkim



Rys. 7.9. Schemat technologiczno-maszynowy

Fig. 7.9. Technological-machine diagram



Rys. 7.10. Koncepcja węzłów technologicznych

Fig. 7.10. Concept of technological centres

czasie. Spod zbiornika (9) przenośnikiem (10) i (11) węgiel podany jest do jednej komory zbiornika załadowczego węgla i kamienia (12) na dworcu kopalni. Z komory pierwszej zbiornika (12) węgiel przekazany jest na przenośnik (13), który podaje go do wgonów.

Wersja I przewiduje zabudowę wagi taśmowej (14a), a wersja II wagi wagonowej.

Przetaczanie wagonów

- wersja I - lokomotywa,
- wersja II - przeciąganie kołowrotem.

Kamień wydobywany szybem III podany będzie na podajnik (15). który z kolei przekaże go na przenośnik przebierczy (16), gdzie wydzielane będzie drewno i żelastwo. Przenośnik (16) podaje kamień na przesiewacz (17), który wydziela klasę + 300 mm i podaje do kruszarki KWK (18). Kamień spod przesiewacza (17) i kruszarki (18) - 300 mm skierowany jest na przenośnik (6), który służy również dla węgla. Dalszy transport taśmociągiem (7) do zbiornika (20) odbywa się przenośnikiem (19). Spod zbiornika (20) kamień transportowany jest przenośnikiem (21) i (11) do zbiornika (12). Kamień i węgiel ładowane są na jednym torze.

Koncepcja węzłów technologicznych

Stacja przygotowania budowana będzie w istniejącym budynku kruszarni kamienia - przebudowa stropów. budowa urządzeń (2, 3, 4, 5) opracowanie dokumentacji.

W celu przyjęcia i odstawy przygotowanego węgla i kamienia wykorzystano już zbudowane urządzenia i obiekty (kanały, mosty).

Załadunek węgla wymaga projektowania nowego mostu i punktu załadowczego (13), (14).

Wykorzystana będzie jedna komora zbiornika z przebudową wylotu. Pozostałe zbiorniki załadunku kamienia pozostaną bez zmian.

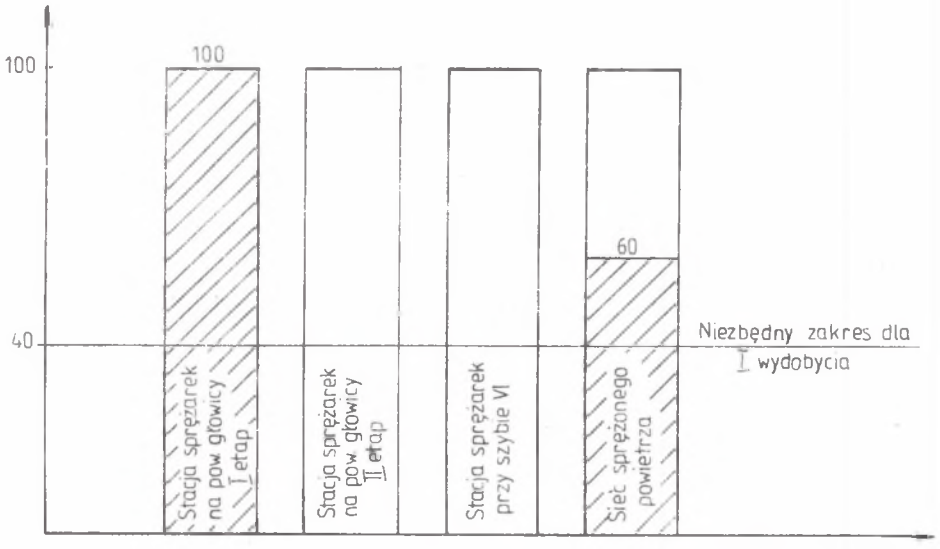
Sprężone powietrze

Dla docelowego wydobycia 20000 t/d przy II i IV kategorii zagrożenia metanowego zapotrzebowanie na sprężone powietrze wynosi około 55000 m^3/godz. W tym celu projektuje się budowę stacji sprężarek:

- przy szybach głównych w dwu etapach,
- przy szybie VI.

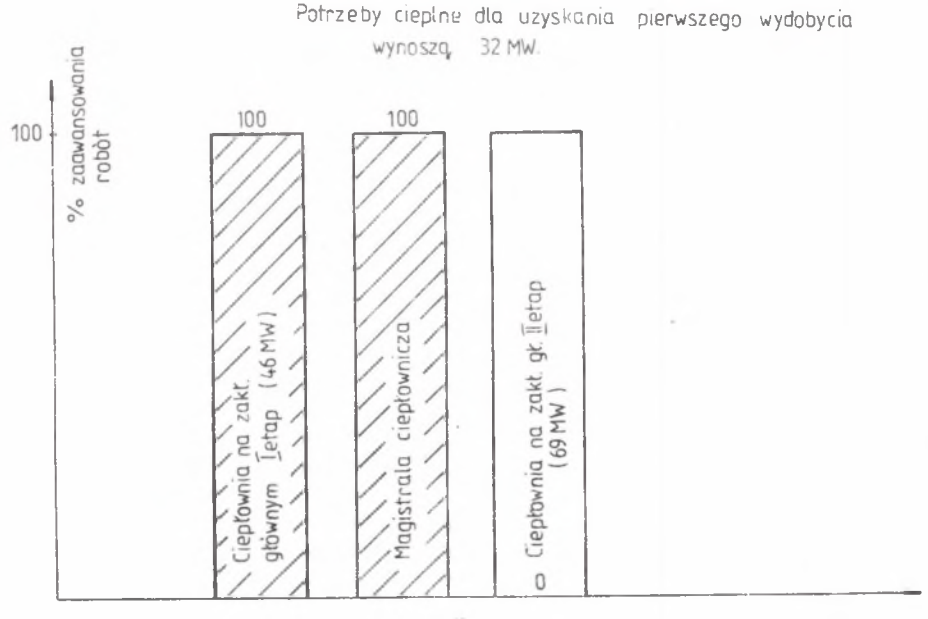
Stacja sprężarek przy szybach głównych - pierwszy etap został zrealizowany. Pracują tu dwie sprężarki odśrodkowe typu 6RMY-58, o wydajności 16500 m^3/h i ciśnieniu tłocznym 0,7 MPa oraz dwie sprężarki tłokowe typu K-238.

Sieć rurociągów sprężonego powietrza została rozprowadzona na powierzchni częściowo w wykopach a częściowo na estakadach. Zrealizowany obiekt - stacja



Rys. 7.11. Sprężone powietrze

Fig. 7.11. Compressed air



Rys. 7.12. Gospodarka cieplna

Fig. 7.12. Thermal management

sprężarek etap I oraz rozprowadzona sieć sprężonego powietrza w pełni pokrywa zapotrzebowanie pierwszego wydobycia.

Energia cieplna

Potrzeby cieplne kopalni dla uzyskania pierwszego wydobycia wynoszą:

a) ogrzewanie budznków - 15583 kW
b) technologia - 1000 kW
c) ogrzewanie szybów - 12210 kW

Razem - 28793 x 1,1 = 316723 kW

Zapotrzebowanie na ciepło zostanie pokryte z wybudowanego I etapu ciepłowni w zakładzie głównym. W kotłowni tej pracują kotły typu:

2 x WR5 moc cieplna 2 x 5,8 = 11,6 MW
WR10 moc cieplna = 11,6 MW
WR23 moc cieplna* = 23,0 MW

Razem - 46,2 MW

W dalszych etapach rozbudowy kotłowni należy dobudować budynek wraz z kotłem typu WR 46 lub innym nowszym i urządzeniami odpylającymi na zarezerwowanym terenie. Kotłownia stosownie do zaleceń OIGE posiada możliwość rozbudowy powyżej 100 MW, przy czym urządzenia nawęglania, odżużlania i komin mogą pokryć potrzeby docelowe po zakończeniu I etapu budowy.

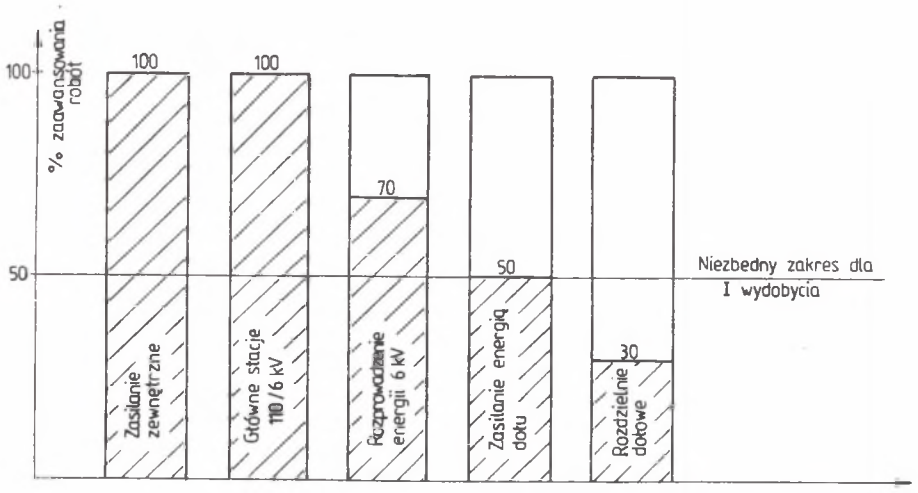
Wewnątrzzakładowa sieć cieplna

W zakładzie głównym wybudowano magistralę ciepłowniczą 6-przewodową nad ziemią, na estakadzie rurowo-kablowej o całkowitej długości około 1250 m. Odgałęzienia ciepłociągów z estakady do obiektów poprowadzone będą w podziemnych kanałach lub na ścianach obiektów. Zrealizowany zakres w pełni pokrywa potrzeby uzyskania pierwszego wydobycia.

Gospodarka elektroenergetyczna

Zasilanie energią elektryczną kopalni zostało zrealizowane zgodnie z wydanymi warunkami technicznymi zasilania w energię elektryczną. Zasilanie zewnętrzne zostało zrealizowane poprzez budowę linii 110 kV. Dodatkowym zasilaniem jest powiązanie kablowe 6b kV rozdzielni przy szybie VI z rozdzielnią przy stacji 110/6 kV nr 1 przy zakładzie głównym. Na terenie zakładu głównego i szybu VI wybudowano i oddano do ruchu dwie stacje 110 kV z rozdzielniami

*zmontowany, nie oddany do ruchu.



Rys. 7.13. Zasilanie energią elektryczną
Fig. 7.13. Electric energy supplying

6 kV. Trzecią stację 110 kV wybudowano, lecz nie oddano jej do ruchu. Z rozdzielni rozprowadzono kablami 6 kV na estakadach i w kanałach energię do istniejących obiektów.

Zasilanie energią elektryczną dołu kopalni będzie się odbywać z głównej sieci rozdzielczej o napięciu 6 kV.

Rejon I - kablami poprzez szyby I, II - ze stacji 110/6 kV nr 1.

Rejon II - kablami poprzez szyby I, III - ze stacji 110/6 kV nr 2.

Rejon III - kablami poprzez szyb VI - ze stacji 110/6 kV nr 3.

Na poziomie 700 przewiduje się 7 rozdzielni 6 kV.

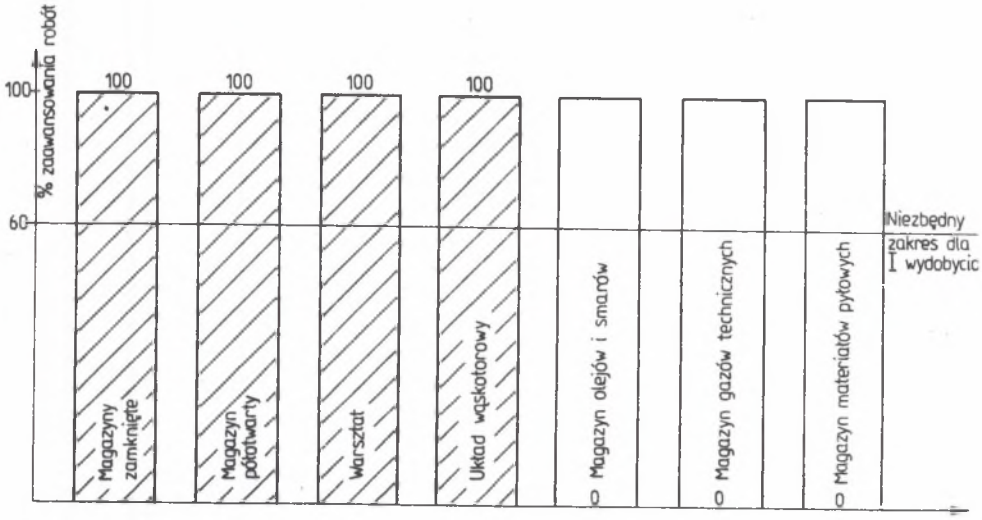
Na okres tymczasowy wybudowano rozdzielnię z szaf ROK-6 w celu prowadzenia udostępnienia i rozcięcia pokładów, odwodnienia oraz zasilania transformatorów dla robót pomocniczych do czasu wbudowania rozdzielni głównej R-701.

W celu uruchomienia kopalni należy wyposażyć wykonaną komorę główną rozdzielni R-701.

Gospodarka warsztatowo-magazynowa

Na powierzchni szybów głównych zlokalizowano:

- warszaty z magazynami,
- magazyn olejów i smarów,
- magazyn materiałów pylastych,
- magazyn gazów technicznych,
- magazyn półotwarty.



Rys. 7.14. Gospodarka magazynowo-warsztatowa

Fig. 7.14. Stock-workshop management

Do chwili obecnej wybudowano w wielkości docelowej:

- Warsztat z magazynem - budynek czteronawowy z przewiązkami.

Układ transportowy wąsko- i szerokotorowy, skojarzony z transportem kopalni.

Dwie nawy z przeznaczeniem na warsztat a pozostałe dwie magazynowe.

Przewiązki wykorzystano na pomieszczenie pomocniczo-magazynowe i jako socjalne.

Obiekt wyposażony w trzy suwnice o udźwigu 80 kN każda.

Powierzchnia zabudowy 120 x 76 = 9120 m^2.

Kubatura 120 x 76 x 11,5 = 10500 m^3.

- Magazyn półotwarty - budynek wiata dobudowana do magazynu. Wiata wyposażona jest w suwnicę o udźwigu 32 kN i przeznaczona do składowania maszyn i urządzeń oraz materiałów wymagających zabezpieczenia przed wpływami atmosferycznymi.

  Powierzchnia zabudowy 76 x 24 = 1824 m^2.

  Kubatura 76 x 24 x 11,0 = 20064 m^3.

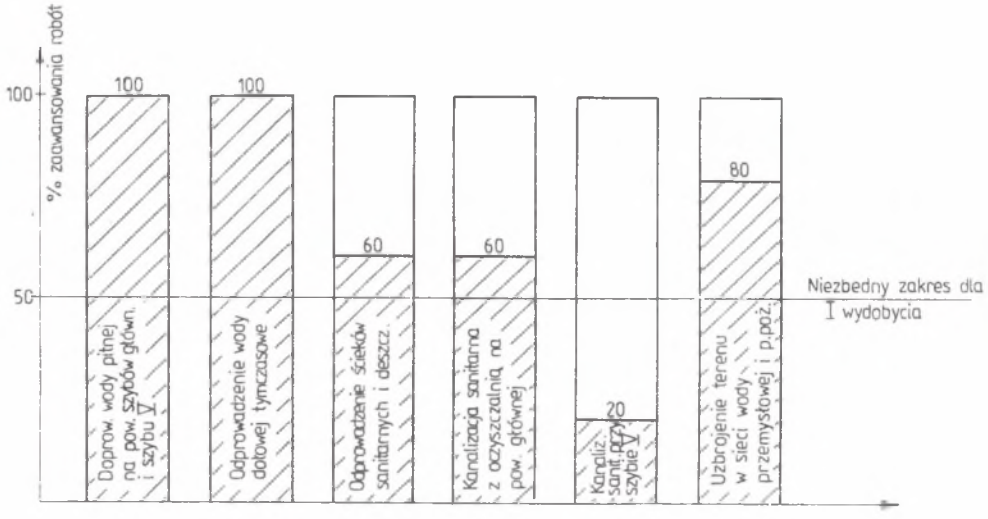
- Plac składowy - zrealizowano w układzie równoległym.

  Na plac składowy wprowadzono 5 torów normalnych umożliwiających rozładunek za pomocą sprzętu zmechanizowanego.

  Powierzchnia składowa 4000 m^2, w tym - 14200 m^2 do składowania drewna w stosach ruchomych.

- Układ torów wąskich - wykonano w ruchu okrężnym doprowadzając go do każdego punktu załadowczego, łącznie z dworcami materiałowymi.

  Powierzchnia magazynowa i warsztatowa jest wystarczająca do uruchomienia kopalni.



Rys. 7.15. Gospodarka wodno-ściekowa

Fig. 7.15. Waste water disposal

Gospodarka wodno-ściekowa

Zakres gospodarki wodno-ściekowej dla docelowego wydobycia obejmuje:

- sieć wodociągową zasilania i odprowadzania wody pitnej pomiędzy zakładem głównym a szybami V i VI,
- sieci wody pitnej, przemysłowej i p.poż. na terenie zakładu głównego oraz terenach szybu V i VI,
- sieć kanalizacji deszczowej i sanitarnej na terenie kopalni wraz z oczyszczalnią ścieków sanitarnych,
- układ zbiorników magazynowych wód szybowych, wraz z przepompowniami,
- sieć rurociągów wód dołowych odprowadzanych do zakładu odsalania przy kopalni "D" oraz sieć zwrotu kondensatu do kopalni "Y".

Stan istniejący

Kopalnia posiada własne ujęcia wody pitnej w szybach na zakładzie głównym oraz ze studni głębinowych w rejonie szybu V. Wydajność źródeł zabezpiecza aktualne i docelowe potrzeby kopalni. Na terenie kopalni znajduje się centralna hydrogornia wyposażona w trzy zbiorniki wody pitnej o pojemności 1000 m^3 każdy. Hydrofornia posiada zewnętrzne połączenia wodociągowe z terenem szybu V i VI oraz z siecią wody pitnej. Sieci te oraz hydrofornia zabezpieczają docelowe potrzeby kopalni.

Odprowadzenie wody dołowej

Na terenie kopalni istnieje tymczasowa sieć rurociągów odprowadzania wód dołowych do dwóch zbiorników retencyjnych o pojemności 6200 m^3 każdy. Przy zbiornikach znajduje się przepompownia umożliwiająca przerzut wód dołowych do Zakładu Odsalania KWK "D". Woda dołowa do zakładu odsalania transportowana jest rurociągami ø 250 oraz ø 300. Po rozbudowie zakładu odsalania, planowanej na rok 1991, przewidywany jest zwrot wody przemysłowej (kondensat) do kopalni "Y" rurociągiem ø 250, ułożonym równolegle do rurociągów wód dołowych. Rurociąg ten jest nieukończony inwestycyjnie w rejonie zakładu odsalania.

Odprowadzenie ścieków z powierzchni głównej i szybu V

Odbiornikiem wód opadowych i oszyszczonych ścieków sanitarnych jest potok bez nazwy, lewobrzeżny dopływ potoku Ornontowickiego (zlewnia rzeki Kłodnicy - III kl. Czystości).

W celu uniknięcia szkód w uprawach łąkowych przy odpływie wód deszczowych przewiduje się regulację potoku na długości 7,6 km. Z powierzchni szybu V wody deszczowe odprowadzone będą kanalizacją deszczową do rowu melioracyjnego

(dopływu potoku Ornontowickiego). Ścieki sanitarne oczyszczone będą w lokalnym osadniku gnilnym o pojemności 3 m^3 i odprowadzone do kanalizacji deszczowej.

Uzbrojenie terenu szybów głównych w sieć kanalizacyjną wraz z oczyszczalnią ścieków

Na terenie zakładu głównego wykonano ponad 23 km sieci kanalizacji sanitarnej i deszczowej. wykonano również I etap oczyszczalni ścieków sanitarnych o wydajności 400 m^3/d.

Uzbrojenie terenu kopalni w sieć rozdzielczą wody przemysłowej i p. pożarowej

Dla ochrony powierzchni zakładu wykonano sieć przeciwpożarową, zbiornik wody p.poż. przy szybie III o ojemności 500 m^3 oraz tymczasowe osadniki wód dołowych. Dołowa sieć p. pożarowa zasilana będzie grawitacyjnie ze zbiornika o pojemności 500 m^3 przy szybie III.

Transport kolejowy

Połączenia kolejowe kopalni "Y" z istniejącą siecią PKP zostały zrealizowane wg projektów technicznych uzgodnionych z PKP. By uruchomić regularną jazdę na sieci PKP należy ją wyposażyć w urządzenia ZRK i łączność kolejową.

Zadania przewozowe dla kopalni w pierwszym okresie wynoszą:

- wywóz urobku węglowego - 3350 ton/dobę,
- wywóz kamienia - 800 ton/dobę,
- przywóz materiałów - 330,0 ton/dobę.

Przyjmując węglarki o ładowności 50 t zapotrzebowanie na węglarki będzie się kształtować:

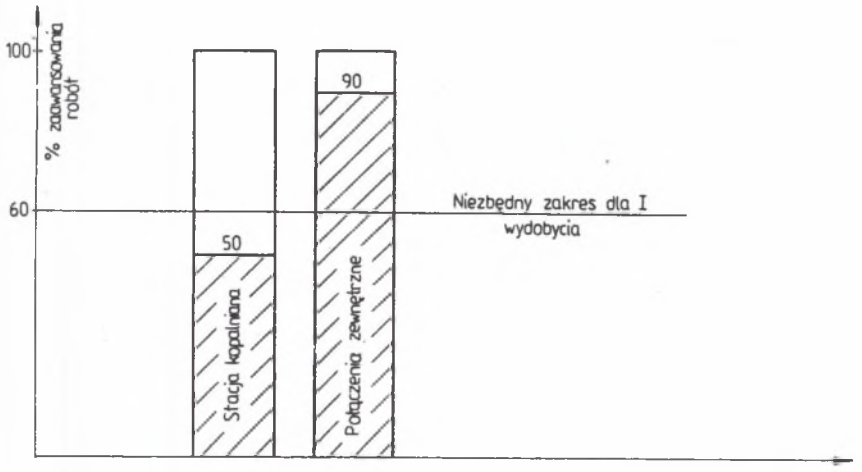
- dla urobku węglowego - 67
- dla kamienia - 16

Razem - 83

Dobowa ilość pociągów o ładowności 1000 t wyniesie:

- dla urobku węglowego - 4 pociągi
- dla kamienia - 1 pociąg

Razem - 5 par pociągów na dobę.



Rys. 7.16. Transprt kolejowy
Fig. 7.16. Railway transport

Stacja kolejowa została zaprojektowana do przyjmowania i odstawiania na sieć PKP pociągów o długości 120 osi obliczeniowych, tj. 500 m oraz pociągów z kamieniem o długości 400 m. Powierzchnia terenu wynosi 14,9 ha. Wykonano 50% układu torowego stacji z połączeniami ze stacją PKP "K" i stacją PKP "G". W celu uruchomienia stacji kolejowej i przystosowania jej do zmiany kierunku wywozu kamienia należy ją odpowiednio przystosować i wybudować tory pod załadunek kamienia.

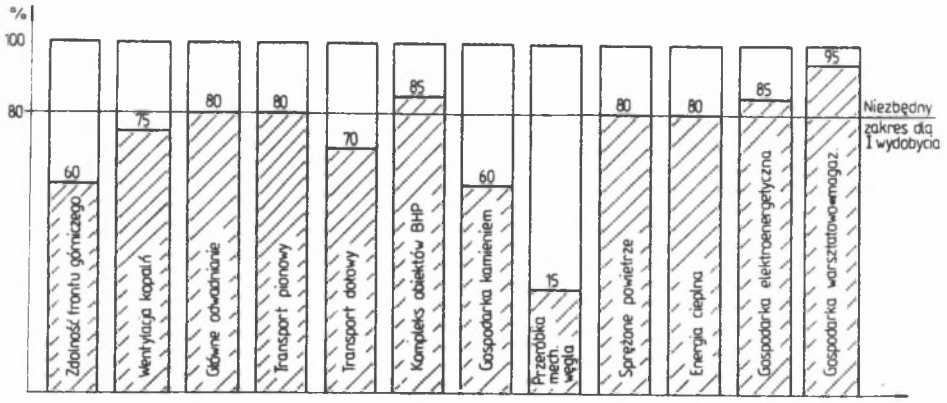
Zatrudnienie

		Stan zatrudnienia	
		obłożenie dla 2000 t/d	obłożenie dla 5000 t/d
1	Robotnicy zatrudnieni		
	a) na dole kopalni	1280	3120
	b) na powierzchni	520	860
2	Razem robotnicy	1800	3980
3	Pracownicy inż.-techn.	134	162
4	Pracownicy administr.	43	68
5	Pracownicy obsługi	10	18
6	Straże	18	24
7	Razem grupa przemysłowa	2005	4252
8	W tym zatrudnieni na obiektach wzbogacenia węgla	20	50
9	Grupa nieprzemysłowa	15	20
10	Ogółem kopalnia	2020	4272

7.3. ZESTAWIENIE PRZEDSIĘWZIĘĆ DLA ROZWOJU ZDOLNOŚCI WYDOBYWCZEJ KOPALNI "Y" POWYŻEJ 3000 t/d UROBKU WĘGLOWEGO

W celu prawidłowego rozwoju zdolności produkcyjnej kopalni należy realizować jednocześnie obiekty niezbędne dla rozpoczęcia wydobycia kopalń, przedstawione w poprzednich punktach, z następującymi zadaniami:

- Uruchomienie urządzeń wyciągowych w szybie I. Szyb ten jest zgłębiony do docelowej głębokości i uzbrojony. Należy dokończyć budowę: ostateczną głowicę, nadszybie i wieżę szybową oraz maszyny wyciągowe. Szyb ten będzie wyposażony w dwa urządzenia wydobywcze skipowe o ładowności 30 ton.



Rys. 7.17. Zdolności produkcyjne poszczególnych ogniw produkcyjnych dla uzyskania docelowego wydobycia

Fig. 7.17. Production capacities of the particular production centres for the achievement of the final production rate

- Stacja przygotowania węgla wraz z odstawą węgla do zakładu przeróbki mechanicznej węgla. Stacja zlokalizowana jest przy nadszybiu szybu I, a odstawa prowadzona będzie na estakadzie. Do wykonania tych robót jeszcze nie przystąpiono.
- Zakład przeróbki mechanicznej węgla będzie uruchomiony razem z urządzeniami wydobywczymi w szybie I. Pierwsze wydobycie musi przyjąć w trzecim roku budowy kopalni.
- Stacja kolejowa. Połączenia zewnętrzne zostały zrealizowane, należy wybudować stację na terenie kopalni, tak by w trzecim roku budowy można wytransportować zwiększone wydobycie.
- Centrala telefoniczna z dyspozytornią - zrealizowany jest budynek w stanie surowym, należy dokończyć budowę budynku, wyposażyć go w urządzenia, by spełniał swe zadania.
- Obiekty - łaźnię, cechownię, lampownię i budynek wejściowy należy dokończyć i oddać do użytkowania.

- Szyb V - wentylacyjny, zgłębiony jest do głębokości 506 m. Docelowo ma być zgłębiony do 900 m. Przy szybie budowana jest stacja trójwentylatorowa z wentylatorami WPK-5.
- Szyb VI - materiałowo-zjazdowy, niezbędny do udostępnienia i rozcięcia pokładów zalegających do poziomu 900 w północnej części obszaru górniczego.
- Budowa poziomu 700 - po uruchomieniu wydobycia na poz. 700 m należy kontynuować wykonanie wyrobisk górniczych związanych z udostępnieniem pokładów 337/2 i 338/2, tj. przekopu centralnego ze zbiornikiem polowym oraz przekopu zachodniego ze zbiornikiem polowym. Na podszybiu należy wykonać zbiornik wyrównawczy wraz z wyrobiskami załadowczymi do szybu I. Docelowo, by uzyskać wydobycie około 10000 t/d, należy połączyć upadową poziom 700 z poziomem 900, by wydobycie uzyskane w północnych partiach na poziomie 900 dostarczyć na poziom 700.
- Budowa poziomu 900 - poziom ten należy budować z szybu VI, udostępniając zasoby zalegające w pokładach w północnej części obszaru górniczego, oraz wyrobiska wentylacyjne, udostępniając pokłady zalegające do poziomu 1050 m.
- Budowa poziomu 1050 - poziom ten musi być uruchomiony w piątym roku budowy, by uzyskać prawidłowy przyrost wydobycia kopalni. W związku z tym należy intensywnie prowadzić wyrobiska na podszybiu oraz wyrobiska kapitalne udostępniając pokłady, w których prowadzona będzie eksploatacja.

Z kompleksowej analizy budowy kopalni "Y" można wyciągnąć następujące wnioski:

1. Z analizy zdolności wydobywczej następujących ogniw technologicznych:

- zdolność frontu górniczego,
- wentylacja kopalni,
- odwadnianie,
- transport pionowy,
- transport dołowy,
- kompleks obiektów bhp,
- gospodarka kamieniem,
- przeróbka mechaniczna węgla,
- sprzężone powietrze,
- energia cieplna,
- gospodarka elektroenergetyczna,
- gospodarka warsztatowo-magazynowa,
- gospodarka wodno-ściekowa,
- transport kolejowy

wynika, że wykonane zakresy pozwalają uruchomić kopalnię w okresie jednego roku, po podjęciu decyzji o dalszej jej budowie.

2. W celu jej uruchomienia należy wykonać:
- wyrobiska górnicze w pokładzie 336/3 około 5 km, na poziomie 700 przekop pod punkt załadowczy około 800 m i punkt załadowczy, uzbroić w urządzenia dwie ściany i odstawę taśmową do punktu załadowczego,
- dokończyć budowę odstawy kamienia przystosowując ją do wstępnego przygotowania i transportu urobku węglowego,
- wyposażyć w urządzenia główną rozdzielnię elektryczną na poziomie 700 m,
- kopalnianą stację kolejową przystosować do wywozu kamienia i urobku węglowego.

3. Przedstawiony program stanowi zestawienie podstawowych przedsięwzięć technicznych, które pozwolą na rozpoczęcie eksploatacji pokładów węgla w kopalni.

Zakres ten jednak nie stanowi bazy dla prawidłowego rozwoju zdolności produkcyjnej kopalni, których zestawienie zawiera etap II:
- uruchomienie wyciągu urobku w szybie I,
- uzyskanie docelowej głębokości szybu V,
- kontynuacja budowy poz. 1050 m,
- budowa poziomu 900 m,
- dokończenie szkieletu kamiennego wyrobiska na poz. 800 m,
- wykonanie Zakładu Przeróbki Mechanicznej łącznie z instalacją płukania miału wraz z załadunkiem torowym.

7.4. ANALIZA OPŁACALNOŚCI KONTYNUACJI BUDOWY KOPALNI "Y"

7.4.1. Założenia do analizy

Analiza opłacalności podjęcia dalszej budowy kopalni "Y" została opracowana na podstawie następujących założeń i przesłanek:
- wysoki koszt utrzymania inwestycji zatrzymanej,
- stan zaawansowania inwestycji jest taki, że niewielkie nakłady pozwolą na uruchomienie pierwszego wydobycia, natomiast brak tych nakładów spowodować może szybką dewastację gotowych obiektów,
- dotychczas poniesione nakłady poniesie skarb państwa bez spłaty krydytów,
- nakłady, które muszą być poniesione na inwestycję do jej zakończenia, będą kredytowane na normalnych zasadach opisanych niżej,
- inwestycja będzie zwolniona przez 3 pierwsze lata budowy z podatku dochodowego, później podatek dochodowy wyniesie 40%,
- rok ponownego uruchomienia inwestycji jest rokiem 0,
- rok uzyskania pierwszego wydobycia jest rokiem 1,

- pierwsze wydobycie zostanie uzyskane w rok po uruchomieniu budowy,
- docelowe wydobycie zostanie uzyskane w siódmym roku po uruchomieniu budowy,
- analiza wykonana jest w cenach stałych na poziomie cen z 1990 r.

7.4.2. Zakres rzeczowy inwestycji dla uzyskania pierwszego i docelowego wydobycia

Dla uzyskania wstępnego wydobycia konieczne jest dokończenie i budowa następujących obiektów:

- prowizoryczna stacja przygotowania węgla surowego,
- urządzenie do odstawy węgla i kamienia,
- przystosowanie stacji kolejowej do załadunku węgla i kamienia,
- dokończenie budowy stacji wentylatorów przy szybie V,
- wyposażenie w urządzenia główne rozdzielni elektrycznej na poziomie 700 m,
- wykonanie około 5 km wyrobisk przygotowawczych w pokładzie 336/3 na poziomie 700 m,
- wykonanie 200 m przekopu pod punkt załadowczy oraz wykonanie punktu załadowczego,
- uzbrojenie w urządzenia dwóch ścian i zmontowanie urządzeń odstawczych.

W celu uzyskania warunków technicznych kopalni gwarantującej roczny przyrost wydobycia po 3-4 tys. t/d równolegle z powyższymi obiektami należy budować:

- obiekty związane z szybem I (skipowym),
- pogłębić szyb V do docelowej głębokości,
- obiekty związane a szybem VI,
- poziom 1050 m i dokończyć poziom 700 m,
- zakład przeróbczy,
- pozostałe obiekty usługowe i pomocnicze.

7.4.3. Produkt

Produktem kopalni będzie węgiel koksowy typu 34.2 oraz przerosty zbywalne jako węgiel energetyczny. Licząc w cenach krajowych węgiel z tej kopalni będzie tańszy, niż wyniosą jego koszty produkcji, toteż takiego wariantu nie liczono.

Do analizy przyjęto (wg CHZ Węglokoks):

cena węgla typu 34.2 48,5 USD/T = 460750 zł/t,
cena przerostów 27,2 USD/T = 258400 zł/t.

Pierwsze wydobycie kopalni zostanie osiągnięte w drugim roku po rozpoczęciu budowy, natomiast zakład przeróbczy będzie uruchomiony pod koniec trzeciego roku. Równocześnie z zakładem przeróbczym zostanie oddany wyciąg skipowy.

7.4.4. Nakłady inwestycyjne

Wielkość nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni i harmonogram finansowania były podstawą do analizy ekonomicznej wznowienia i kontynuowania budowy kopalni. Są to nakłady zweryfikowane na podstawie ZTE budowy kopalni, opracowanych w roku 1983 z przeliczeniem na ceny roku 1990, z uwzględnieniem obowiązujących przeliczników. Zestawiono tylko nakłady na budowę obiektów kopalnianych, pomijając niezbędne nakłady na wytworzenie kapitału obrotowego. Pełne nakłady przedstawiono w aneksie "Nakłady inwestycyjne".

7.4.5. Źródła finansowania

Źródłami finansowania kopalni mogłyby być:

Wariant 1 - dotacja budżetu państwa stosownie do wykazu inwestycji centralnych.

Wariant 2 - częściowa dotacja budżetu państwa oraz zaangażowanie kapitału zagranicznego.

Wariant 3 - częściowa dotacja budżetu państwa, zaangażowanie kapitału zagranicznego oraz kredyty bankowe.

Wariant 4 - finansowanie wyłącznie z kredytów bankowych.

Do dalszych rozważań przyjęto wariant najmniej korzystny, tj. całkowite finansowanie wyłącznie z kredytów bankowych.

Kredyt A .

Jest to kredyt na uruchomienie wydobycia w wysokości 414,87 mld zł, oprocentowany na 25% w stosunku rocznym, spłacany przez 5 lat począwszy od drugiego roku po uzyskaniu pierwszego wydobycia, początek spłaty odsetek w tym samym roku.

Kredyt B

Jest to kredyt niezbędny na wykonanie obiektów inwestycyjnych do zakończenia budowy kopalni. Wysokość tego kredytu w poszczególnych latach byłaby następująca: (w mld zł)

Lata z produkcją

1	2	3	4	5	6	7
444,91	446,67	413,57	289,11	259,00	231,75	201,3

Razem: 2286,29

Kredyt ten byłby oprocentowany na 15%, spłacany przez 10 lat, z tym że odsetki byłyby spłacane od drugiego roku po uzyskaniu pierwszego wydobycia, a kredyt - od trzeciego roku po uzyskaniu pierwszego wydobycia.

Kredyt C

Jest to kredyt niezbędny na utworzenie kapitału obrotowego i spłacanie niespłaconych wierzytelności, wynikający z braku funduszy.

Wysokość tego kredytu w mld zł byłaby następująca:

Lata z produkcją

1	2	3	4	5	Razem
214,57	494,62	192,66	98,48	37,33	1037,66

Kredyt ten byłby oprocentowany na 15% w stosunku rocznym, spłacany przez 5 lat począwszy od szóstego roku produkcji kopalni, natomiast odsetki byłyby spłacane począwszy od trzeciego roku produkcji kopalni.

7.4.6. Koszty eksploatacji

Koszty eksploatacyjne skalkulowano na podstawie:

- kosztów robocizny wraz z narzutami - niezbędne obłożenie dla założonego harmonogramu wydobycia,
- kosztów materiałów - normatywy zużycia ważniejszych grup materiałów,
- kosztów energii - przewidywane zużycie,
- kosztów amortyzacji - wartość obiektów gotowych i projektowanych oraz obowiązujące stawki amortyzacji,
- pozostałych kosztów (eksploatacyjne i ogólnozakładowe) - poprzez analogię do kopalń o zbliżonych warunkach.

7.4.7. Wyniki analizy

Opłacalność kopalni

Uwzględniając aktualne przemiany w polityce gospodarczej i sposoby obliczania efektywności w odniesieniu do cen światowych wartość liczono w cenach transakcyjnych.

Uruchomienie produkcji już w rok po wznowieniu budowy i szybki przyrost produkcjii powodują, że kopalnia może wcześnie zacząć spłacać zaciągnięte kredyty na dokończenie budowy, a ujemne saldo wystąpi tylko przez pierwsze trzy lata, natomiast w czwartym roku produkcji kopalni saldo skumulowane będzie już dodatnie.

Obliczono również zbiorcze wskaźniki opłacalności inwestycji po 20 latach, które wynoszą:

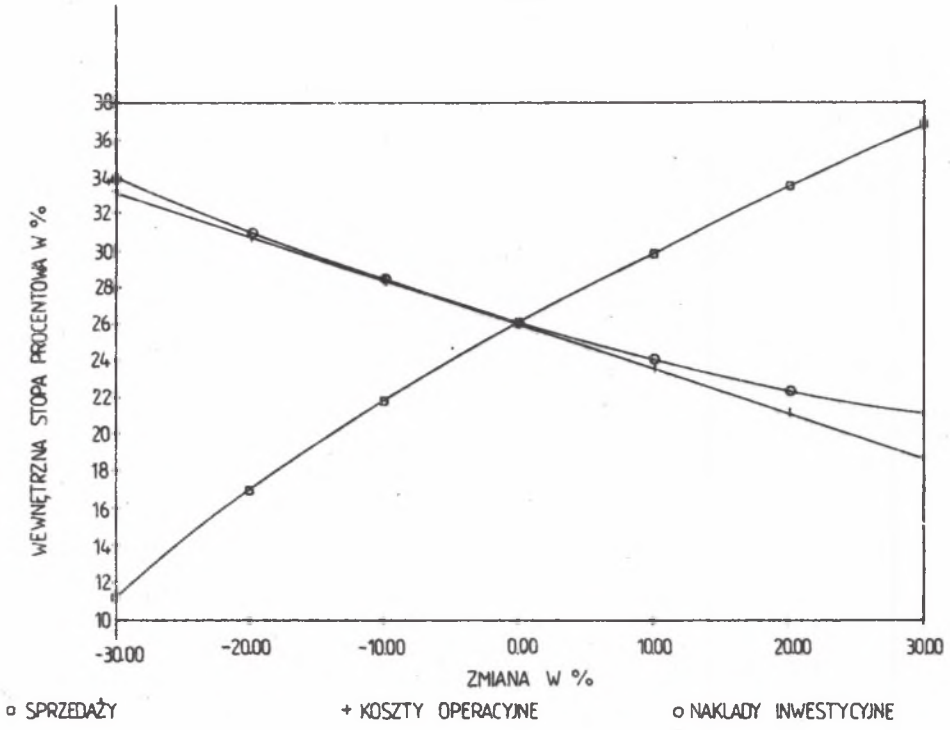
	zaktualizowana wartość netto mld zł	wewnętrzna stopa procentowa
przed opodatkowaniem	3004,2	29,28
po opodatkowaniu	2148,31	26,05

Wysokość tych wskaźników wynika z tego, że obejmują one tylko nakłady pozostające do poniesienia, a nie obejmuje nakładów już poniesionych. Tym niemniej wskazują na celowość dokończenia inwestycji przy zachowaniu warunków przedstawionych w niniejszej analizie.

Wrażliwość projektu

Aby ocenić wrażliwość badanego projektu dokonano oceny zmian opłacalności przedsięwzięcia mierzonej zmianą wewnętrznej stopy procentowej w zależności od zmian nakładów inwestycyjnych, kosztów eksploatacji i wartości produkcji.

Wyniki przedstawiono na wykresie (rys. 7.18). Z wykresu widać, że mimo dość silnego nachylenia wszystkich linii w zakresie 30% zmian inwestycja w ogóle nie jest zagrożona. Dopiero spadek cen węgla o więcej niż 30% może spowodować jej nieopłacalność, co jest mało realne, zwłaszcza w sytuacji aktualnie kształtującej się koniunktury zagranicznej i bilansu paliwowo-energetycznego. Natomiast wzrost kosztów produkcji i zwiększone nakłady inwestycyjne nawet przy 40% wzroście nie spowoduje zagrożenia efektywności inwestycji.



Rys. 7.18. Wrażliwość projektu KWK "Y"

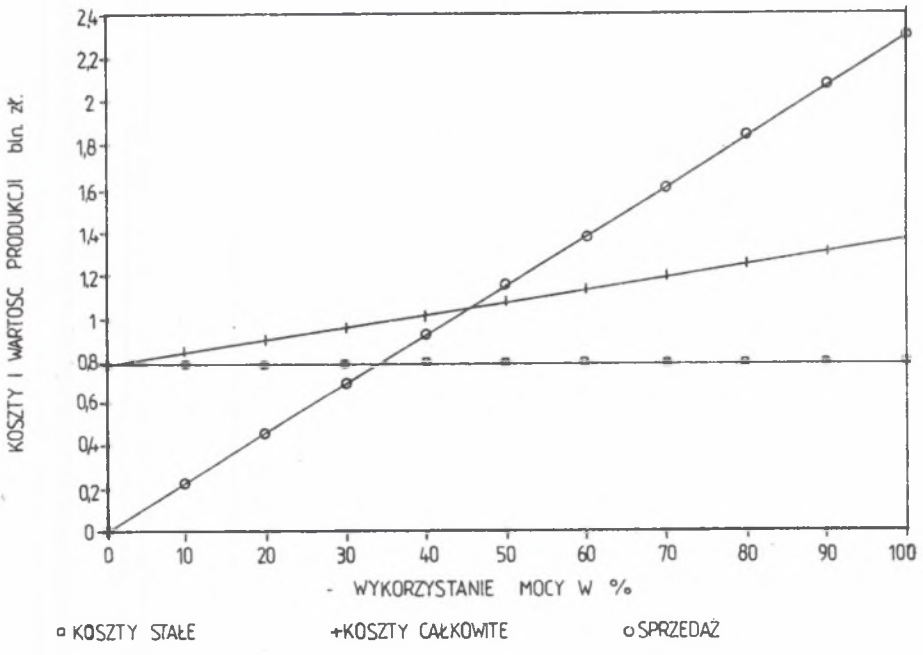
Fig. 7.18. Sensitivity of the design of hard coal mine "Y"

Próg rentowności

W celu przeanalizowania dopuszczalnych wahań produkcji kopalni i określenia wielkości produkcji, poniżej której kopalnia zaczęłaby ponosić straty, dokonano obliczeń progu rentowności dla okresu pełnej eksploatacji po spłaceniu szystkich kredytów.

Wyniki przedstawiono na rys. 7.19. Z wykresu wynika, że spadek produkcji kopalni do 50% projektowanej zdolności wydobywczej jest dopuszczalny; kopalnia będzie pracowała bez strat, ale również i bez zysku.

Każda produkcja powyżej progowej będzie przynosiła dochód.



Rys. 7.19. Próg rentowoności KWK "Y"

Fig. 7.19. Trenshold of profitability of hard coal mine "Y"

Przeprowadzona analiza pozwoliła na wyciągnięcie następujących wniosków:

1. Wartość wykonanych obiektów KWK "Y" wynosi w cenach 1990 r. około 2 bln zł. Spowolnienie w ubiegłych latach, a następnie całkowite wstrzymanie realizacji inwestycji spowodowało straty kapitałowe na skutek zamrożenia poniesionych przez Skarb Państwa o dalsze 1,3 bln zł.

2. Roczny koszt utrzymania gotowych i zabezpieczenie rozpoczętych obiektów przed dewastacją wynosi 160-165 mln zł, co również należy do ponoszonych przez Skarb Państwa strat. W kosztach tych nie uwzględniono społecznych kosztów z tytułu wyłączenia terenów z użytkowania.

3. Korzystne parametry jakościowe węgla zalegającego w złożu kop. "Y" stwarzają gwarancję możliwości złagodzenia rysującego się deficytu w bilansie paliwowo-energetycznym kraju.

4. Analiza zrealizowanego zakresu rzeczowego inwestycji wykazuje możliwość uzyskania pierwszego wydobycia w okresie jednego roku po wznowieniu budowy kopalni. Niezbędne nakłady związane z uzyskaniem pierwszego wydobycia odpowiadają dwuletnim kosztom utrzymania i zabezpieczenia już zrealizowanych obiektów.

5. Przeprowadzona analiza ekonomiczna wskazuje na opłacalność zakończenia budowy kop. "Y" przy przyjęciu warunków określonych w opracowaniu.

Dalsze inwestycje wymagają poniesienia nakładów w wysokości:

- do momentu uzyskania wstępnego wydobycia ok. 415 mld zł, łącznie z nakładami przedprodukcyjnymi,
- do momentu zakończenia budowy - dalszych 2286 mld zł. Nakłady te byłyby finansowane wg wariantów scharakteryzowanych w opracowaniu.

Powyższą analizę wykonano na podstawie transakcyjnych cen zbytu węgla, przyjmując najmniej korzystny wariant finansowania.

6. Istnieje możliwość zaangażowania obcego kapitału do budowy kopalni, co wpłynęłoby na znaczną poprawę wyliczonych w analizie efektów ekonomicznych.

7. Realizowane i projektowane zamierzenia inwestycyjne przy budowie kopalni "Y" gwarantują jej przystosowanie do uwarunkowań regionalnych w zakresie ochrony środowiska (wzbogacanie miałów energetycznych, zagospodarowanie słonych wód, zagospodarowanie odpadów górniczych).

8. Z analizy przepływów kapitałowych wynika, że już w czwartym roku kontynuacji budowy kopalni rozpocznie się spłacanie zaciągniętych kredytów, które zakończyły się w 17 roku produkcji, przy czym istnieje możliwość szybszej spłaty kredytów.

9. Analiza wrażliwości inwestycji na zmiany nakładów inwestycyjnych, kosztów eksploatacji i wartości produkcji wykazuje dopuszczalność zmian:

- nakładów inwestycyjnych i kosztów eksploatacji dla 40% ich wzrostu
- ceny transakcyjne węgla w zakresie 30% jej spadku,
- po spłaceniu wszystkich kredytów spadek wartości produkcji w granicach do 50% nie spowoduje ujemnego salda kopalni.

10. Zakończenie budowy kopalni spowodowałoby wnoszenie do budżetu dochodów w postaci odsetek od kredytów i podatku dochodowego w miejsce aktualnie ponoszonych strat.

Ponadto nastąpiłby całkowity zwrot poniesionych nakładów.

8. PODSUMOWANIE

Na modernizację czynnej kopalni wraz z całą infrastrukturą gospodarka narodowa ponosi ogromne nakłady inwestycyjne. W związku z tym bardzo istotne jest poszukiwanie rozwiązań projektowych, które umożliwiałyby osiągnięcie możliwie najwyższych efektów gospodarczych. Kopalnia węgla kamiennego należy do tej grupy zakładów, w których proces inwestycyjny wykazuje cechy ciągłości. Prowadzona eksploatacja powoduje wyczerpywanie udostępnionych i przygotowanych pokładów. W stosowanym nakazowo-rozdzielczym systemie zarządzania ilość dyspozycyjnych środków umożliwiała realizację procesu inwestycyjnego o możliwie szerokim zakresie. Powstały w Polsce kryzys gospodarczy spowodował wprowadzenie polityki "trudnego pieniądza", wzrosło i to w sposób gwałtowny oprocentowanie kredytów bankowych. Możemy zatem powiedzieć, że powstała nowa sytuacja decyzyjna, w której zakres rzeczowy inwestycji oraz rozłożenie wykonywanych czynności a zarazem i nakładów w czasie stanowić powinno przedmiot rozważań i analiz. W analizach tych przedmiotem optymalizacji powinny być naszym zdaniem: zakres rzeczowy inwestycji i harmonogram prac inwestycyjnych.

Biorąc pod uwagę wprowadzoną do górnictwa gospodarkę rynkową oraz wynikające stąd zapotrzebowanie biur projektów oraz kopalń węgla kamiennego opracowano systemowo powiązane ze sobą następujące oprogramowanie procedury, a mianowicie:

- komputerową metodę projektowania parametrów poziomu wydobywczego w kopalni węgla kamiennego,
- system programów komputerowych do ustalania wstępnych parametrów projektu wentylacji,
- koncepcję etapowego zagospodarowania złoża w warunkach ograniczonych nakładów inwestycyjnych,
- oprogramowaną metodę opracowywania kierunków ograniczenia nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni do wielkości i zakresu nie eliminującego uzyskanie pierwszego wydobycia.

Jednym z podstawowych czynników przy projektowaniu modelu kopalni są szyby, a zwłaszcza określenie ich parametrów, funkcji i lokalizacji. Układ szybów jest czynnikiem trwałym, którego w czasie istnienia kopalni nie da się zmienić, a każda zmiana wymaga znacznych kosztów, prowadząc do rozwiązań kompromisowych obarczonych licznymi błędami. Dla projektowanych kopalń głębokich najkorzystniejszym układem szybów jest "para szybów" - szyb wdechowy i wydechowy, usytuowane centralnie w obszarze górniczym (dla kopalń zespołowych układ dwóch lub trzech par szybów usytuowanych centralnie w odrębnych obszarach jednostkowych). Układ pary szybów zapewnia największy zasięg wentylacji w obszarze górniczym ze względu na rozporządzalne spiętrzenie wentylatora głównego, jak również warunki klimatyczne.

Najbardziej czasochłonnymi i kapitałochłonnymi zadaniami w budowie kopalni są: udostępnienie pionowe - głębienie, zbrojenie, uruchomienie urządzeń wyciągowych oraz udostępnienie złoża na poziomie. Przy budowie kopalni głębokiej rzędu 1000 m w trudnych warunkach geologicznych efektywny czas budowy szybu z jego umaszynowieniem wynosi około 5 lat, a czas wykonania niezbędnych wyrobisk udostępniających na poziomie do uzyskania pierwszego wydobycia około 2 lat. Koszt budowy szybów i poziomu z ich wyposażeniem w niezbędne urządzenia i maszyny stanowi co najmniej 80% ogólnych kosztów budowy kopalni.

Równoległa, prawie równoczesna budowa wszystkich szybów oraz rozwinięcie szerokiego frontu robót udostępniających na dole ma na celu możliwie szybkie osiągnięcie planowanego docelowego wydobycia kopalni. Taka organizacja budowy z zamrożeniem olbrzymich kapitałów przy zawsze dużym ryzyku wynikającym z ewentualnych nieprzewidzianych trudnych warunków naturalnych eksploatacji złoża i nieuzyskania planowanych efektów ekonomicznych budzi poważne zastrzeżenia.

Racjonalnym rozwiązaniem organizacji techniczno-ekonomicznej budowy kopalni jest etapowa realizacja inwestycji.

W przedmiotowym opracowaniu przedstawiono dwa warianty etapowej budowy kopalni z możliwością przyszłego wspomagania budowy kopalni z kopalń sąsiednich, a mianowicie:

- Wariant pierwszy - kopalnia udostępniona trzema parami szybów, etap pierwszy - udostępnienie i eksploatacja pola centralnego dwoma szybami wydechowymi wydobywczym i wdechowym zjazdowo-materiałowym,
  etap drugi - udostępnienie parą szybów pola drugiego z równoległym przygotowaniem i rozcinką tego pola z szybów głównych pola pierwszego,
  etap trzeci - udostępnienie i przygotowanie pola trzeciego po zakończeniu tych robót w polu drugim.

- Wariant drugi - etap pierwszy - kopalnia udostępniona centralnie parą szybów, wydechowym wydobywczym i zjazdowo-materiałowym,
  etap drugi - udostępnienie pól skrzydłowych na dole od szybów centralnych i zgłębienie szybów wentylacyjno-pomocniczych na granicy kopalni.
  W etapie drugim, po włączeniu do sieci wentylacyjnej szybów peryferyjnych, szyb skipowy zostaje szybem wdechowym.

Z przedstawionych rozwiązań budowy i rozwoju kopalni przy ograniczonych nakładach inwestycyjnych preferuje się wariant pierwszy, umożliwiający optymalne rozwiązanie sieci wentylacyjnej, transportu dołowego i rozwinięcie frontu eksploatacyjnego.
W aspekcie optymalnego gospodarowania nakładami finansowymi idea etapowej budowy kopalni jest w pełni uzasadniona.

LITERATURA

[1] **Ackoff R.L.**: Decyzje optymalne w badaniach stosowanych. PWN, Warszawa 1963.

[2] **Bąbiński Cz.**: Inżynieria projektowania technicznego. WNT, Warszawa 1967.

[3] **Bąbiński Cz., Chorobiński A.**: Metody optymalizacji w projektowaniu planów generalnych zakładów przemysłowych. "Arkady", Warszawa 1971.

[4] **Chudek M., Niemiec G.**:Metoda projektowania lokalizacji zakładów wydobywczych w zagospodarowanym rejonie węglowym. Zeszyty Naukowe Pol. Śl. s. Górnictwo, z. 149, Gliwice 1989.

[5] **Chudek M., Niemiec G.**: Naukowe metody projektowania w rozwiązywaniu problemów związanych z modelem i strukturą kopalni węgla kamiennego. Konferencja Naukowo-Techniczna z okazji 40-lecia GBS i PG, Katowice 1988.

[6] **Ciszak E.**: Zamierzenia, realizacja i efekty zagospodarowania Rybnickiego okręgu Węglowego. Projekty-Problemy Budownictwo Węglowe, nr 1-2, 1985.

[7] **Derendal T.**: Zmiany modelu kopalń Rybnickiego Okręgu Węglowego projektowanych w minionym 25-leciu. Projekty-Problemy Budownictwo Węglowe, nr 12, 1980.

[8] **Drenda J., Niemiec G., Pszczółka M.**: Koncepcja wentylacji kopalni - obliczenia komputerowe prowadzone na etapie projektu koncepcyjnego kopalni. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., s. Górnictwo (w druku).

[9] **Ferensztajn B., Pozor L., Wróbel E.**: Komputerowa metoda przygotowania informacji o złożu dla celów projektowania kopalń. System GEO. Przegląd Górniczy nr 5, 1981.

[10] **Frycz A.**: Klimatyzacja kopalń. "Śląsk", Katowice 1981.

[11] GBSiPG: Wytyczne do treści i układu koncepcji programowej inwestycji centralnej budowy kopalni węgla kamiennego. Katowice 1984.

[12] **Jawień M., Magda R.**: Metoda gradientowa uwzględniająca czynniki wpływające na lokalizację powierzchni głównej kopalni. Projekty-Problemy Budownictwo Węglowe nr 7/8, 1979.

[13] **Jawień M., Magda R.**, Rola teorii projektowania oraz postępu technicznego w procesie górniczego zagospodarowania złóż. Konferencja Naukowo-Techniczna z okazji 40-lecia GBSiPG. Katowice 1988.

[14] **Jawień M., Suchan S.:** Zasady projektowania kopalń głębinowych cz. I. Skrypt uczelniany AGH nr 737, Kraków 1980.

[15] **Karbownik A.:** Metoda projektowania optymalnej struktury poziomu wydobywczego kopalni węgla kamiennego. Praca doktorska. Pol. Śl., Gliwice 1978.

[16] **Karbownik A.:** Podstawy teorii projektowania. Zagadnienia wybrane dla kierunków górniczych. Skrypt uczelniany, Pol. Śl. Gliwice 1981.

[17] **Karbownik A., Poloczek F., Chroszcz H.:** Podstawy projektowania kopalń. Cz. II. Ćwiczenia projektowe i laboratoryjne. Skrypt uczelniany Pol. Śl. nr 1185, Gliwice 1984.

[18] **Karbownik A.:** Studium wielkości wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego z uwzględnieniem niepewności informacji. Zeszyty Naukowe Pol. Śl. s. Górnictwo z. 893, Gliwice 1986.

[19] **Krupiński B.:** Zasady projektowania kopalń. Cz. 1 i 2. Wyd. 2. Wyd. Górniczo-Hutnicze, Katowice 1960, 1963.

[20] **Magda R.:** Optymalizacja lokalizacji zakładu przeróbczego i szybów wydobywczych ze względu na transport urobku i produkty wzbogacania. Praca doktorska AGH, Kraków 1977.

[21] **Mazurek A.:** Prace studialno-badawcze bazą projektowania nowoczesnych zakładów górniczych. Projekty-Problemy Budownictwo Węglowe, nr 7-8, 1983.

[22] **Niemiec G.:** Kształtowanie się parametrów wielkości i modelu kopalni węgla kamiennego w aspekcie pogarszających się warunków geologiczno-górniczych złoża. Zeszyty Naukowe Pol. Śl. s. Górnictwo (w druku).

[23] **Niemiec G.:** Model matematyczny metody projektowania lokalizacji zakładów wydobywczych w zagospodarowywanym rejonie węglowym. Projekty-Problemy Budownictwo Węglowe nr 9, 1986.

[24] **Parysiewicz W.:** Struktura kopalni węgla. "Śląsk", Katowice 1970.

[25] **Paździora J.:** Koncepcja modelu górniczego zagospodarowania i eksploatacji złoża LZW z uwzględnieniem ochrony i kształtowania środowiska. Zeszyty Naukowe Pol. Śl. s. Górnictwo z. 96, Gliwice 1979.

[26] **Paździora J.:** Prognozowanie rozwoju optymalnej struktury modelu kopalni węgla kamiennego. Praca doktorska. Pol. Śl. Gliwice 1972.

[27] **Paździora J.:** Wybrane zagadnienia projektowania kopalń. Skrypt uczelniany Pol. Śl. nr 920, Gliwice 1980.

[28] **Piątek E., Karczmarczyk J.:** Zasady wyznaczania rejonów lokalizacji szybów. Projekty-Problemy Budownictwo Węglowe nr 3, 1982.

[29] **Pozor L., Szmurawa J.:** Komputerowe wspomaganie projektowania w branży górniczej. Konferencja Naukowo-Techniczna z okazji 40-lecia GBSiPG Katowice 1988.

[30] Praca zbiorowa: Analiza dotychczasowych metod określenia optymalnych parametrów modelu, struktury i systemów technologicznych pod kątem możliwości ich zastosowania w kopalniach głębokich. Praca IPBKiOP, Pol. Śl., Gliwice 1974 (praca niepublikowana).

[31] Praca zbiorowa: Projektowanie modelu i struktury kopalni węgla kamiennego warunkującego maksymalną efektywność wykorzystania złoża przy ograniczonych nakładach inwestycyjnych. Praca IPBKiOP Pol. Śl. 1988-1989. (praca niepublikowana).

[32] Praca zbiorowa: Trafność oceny geologicznej złoża na tle doświadczeń projektowych i realizacyjnych nowych kopalń węgla kamiennego w ROW. GBSiPG, Katowice 1977.

[33] **Sienkiewicz H.**: Ocena dokumentacji geologicznej dla prac projektowych. Zeszyty Naukowe Pol. Śl. s. Górnictwo z. 96, Gliwice 1979.

[34] **Wolski J.**: Metoda wyznaczania optymalnej wysokości poziomu dla głębienia kopalń węgla kamiennego. Projekty-Problemy Budownictwo Węglowe nr 3, 1964.

[35] Wzorcowe cykle realizacji wybranych inwestycji i obiektów kopalni węgla kamiennego. Instytut Organizacji, Zarządzania i Ekonomiki Przemysłu Budowlanego "ORGBUD", Warszawa 1987.

[36] **Zambo J.**: Optimum location of mining facilities. Akademia Kiado, Budapest 1969.

PROJEKTOWANIE KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO W ASPEKCIE MAKSYMALNEJ EFEKTYWNOŚCI. WYKORZYSTANIA ZŁOŻA PRZY OGRANICZONYCH NAKŁADACH INWESTYCYJNYCH

S t r e s z c z e n i e

Cechą nowoczesnego projektowania technicznego jest poszukiwanie rozwiązań optymalnych lub zbliżonych do optymalnych, jak również dążenie do przyspieszenia procesu projektowania poprzez komputerowe wspomaganie. Poszukiwanie to jest również realizowane poprzez tworzenie metod opartych na matematycznym modelowaniu projektowanego systemu oraz procesów w nim zachodzących. Biorąc pod uwagę wprowadzoną do przemysłu wydobywczego gospodarkę rynkową oraz wynikające stąd zapotrzebowanie biur projektów oraz kopalń węgla kamiennego opracowano systemowo powiązanie ze sobą następujących procedur, a mianowicie:

- komputerową metodę projektowania parametrów poziomu wydobywczego w kopalni węgla kamiennego,
- system programów komputerowych do ustalania wstępnych parametrów projektu wentylacji,
- koncepcję etapowego zagospodarowania złoża w warunkach ograniczonych nakładów inwestycyjnych,
- oprogramowaną metodę opracowywania kierunków ograniczenia nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni do wielkości i zakresu nie eliminującego uzyskanie pierwszego wydobycia,
- modelowe opracowanie wytycznych do analizy techniczno-ekonomicznej celowości wznowienia i kontynuacji budowy kopalni węgla kamiennego.

Kryzys gospodarczy w Polsce spowodował wprowadzenie polityki tzw. trudnego pieniądza, wzrosło i to w sposób gwałtowny oprocentowanie kredytów. Powstała więc w przemyśle sytuacja decyzyjna, w której zakres rzeczowy inwestycji jak również rozłożenie w czasie nakładów inwestycyjnych i wykonywanych czynności stanowić powinno przedmiot wnikliwych rozważań i analiz. Kompleksowa analiza powinna obejmować zakres rzeczowy inwestycji i harmonogram praz inwestycyjnych. Na przykładzie kopalni "X" oraz "Y" przedstawiono szczegółowe analizy techniczno-ekonomiczne dalszej budowy poziomu 950 m, jak również wznowienia budowy kopalni.

DESIGNING OF COLLIERS IN VIEW OF MAXIMUM OFFICIENCY OF DEPOSIT USE WITH LIMITED INVESTMENT COSTS

S u m m a r y

A characteristics of modern technical designing is the search for optimum or close to optimum solutions, as well as aiming at acceleration of the designing process through computer aiding. The search is also realized through the creation of methods based on mathematical modelling of the designed system, and the processes taking place. Taking into account the free-market economy introduced to the mining industry and the resulting demand of the designing offices and collieries the following programmed procedures, systematically combined with each other, have been developed:

- computer method of designing the parameteres of an extracting level in colliers,
- system of computer programs for determing the initial parameters of ventilation project,
- concept of stage development of a deposit in the conditions of limited investment costs,
- programmed method of elaborating trends of limiting the investment costs for the mine construction without elimination of the first winning,
- model elaboration of the guidelines for technical-economic advisability analysis related to restart and continuation of the construction of colliers.

The economic crisis in Poland caused the introduction of the policy of the so-called difficult money, the interest on credits has rapidly increased. A decision situation has thus been created in industry in which the investment range as well as time placing of the investment costs and activities should be the subject of deep considerations and analyses. A complex analysis should include the subject area and time scale of the investment works. Using an example "X" colliery and "Y" colliery detailed technical-economic analyses of further construction of 950 m level,,as well as of restarting the mine construction has been presented.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАМЕННОУГОЛЬНЫХ ШАХТ В АСПЕКТЕ МАКСИМАЛЬНОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЗАЛЕЖА ПРИ ОГРАНИЧЕННЫХ КАПИТАЛОВЛОЖЕНИЯХ

Р е з ю м е

Свойством современного технического проектирования является поиск оптимальных или приближенных к оптимальным решений, а также стремление к ускорению процесса проектирования путем компьютеризации. Поиск этот реализуется также разработкой методов, основанных на математическом моделирования проектируемой системы и происходящих в ней процессов. Принимая во внимание введенную в добывающей промышленности рыночную экономику, а также вутекающую отсюда потребность проектных бюро каменноугольных шахт, разработано системно связанные с собой следующее программное обеспечение:

- компютерный метод проектирования параметров рабочего горизонта в каменноугольной шахте,
- системы компьютерных программ для определения вступительных параметров проекта вентиляции,
- концепцию поэтапной разработки залежа в условиях ограниченных капиталовложений,
- проектное обеспечение метода разработки направления ограничения капиталовложений на строительство шахты до величины и объема не исключающих получения пкрвой добычи,
- модельная разработка указаний для технико-экономического анализа целесообразности возобновления и продолжения строительства каменноугольной шахты.

Экономический кризис в Польше повлек за собой введение политики, так называемых, "трудных денег", что привело к резкому росту начисленния процентов за кредиты.

Таким образом, в промышленности возникла ситуация, в которой объем инвестиций как и распределение во времени капиталовложений и выполняемых работ должно быть предметом внимательного анализа и размышления. Комплеосный анализ должен охватывать инвестиций и график инвестиционных работ. На примере шахты "У" предствлен технико-экономический анализ дальнейшего строительства горизонта шахты 950 и возрбновления строительства шахты.