

PRZEGŁAD GÓRNICZY

ČZASOPISMO NAUKOWO TECHNICZNE
POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM GÓRNICTWA

M I E S I E C Z N I K

Nr 4 (687)

KWIECIEŃ 1955

Tom XI (XLII)



WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE
STALINOGRÓD

TREŚĆ

1. Prof. mgr inż. Roman Dykacz, prof. dr inż. Bolesław Krupiński, prof. dr Błażej Roga, prof. mgr inż. Włodzimierz Stępiński: Przemysł węgla brunatnego w NRD	121
2. Mgr inż. Tadeusz Kawecki i mgr inż. Henryk Sikora: Technika strzelnicza w kamieniołomach drogowych	126
3. Mgr inż. Jan Rolle: Strzelanie mikrozwłoczne w kamieniołomach	131
4. Mgr inż. Jerzy Kolendowski: Elektryfikacja górnictwa odkrywkowego	133
5. Mgr inż. Jerzy Ślebodziński: Kamieniołom pińczowski	137
6. Prof. mgr inż. Julian Samujłło: Zagadnienie dopływu wód w odkrywkach	139
7. Mgr inż. Adam Trembecki: Transport liną zsuwną bloków kamiennarskich	143
8. Mgr inż. Henryk Friedberg i dr Leonard Starzycki: Eksploatacja surowców skalnych w świetle nowego prawa górniczego	153
9. KRONIKA	154
10. PRZEGLĄD ZAGRANICZNY	156
11. PRZEGLĄD DOKUMENTACYJNY GÓRNICTWA	
12. BIULETYN INSTYTUTU MECHANIZACJI GÓRNICTWA	

CONTENTS

1. R. Dykacz, Prof., Min. Eng., Krupiński, Prof. Dr Min. Eng., B. Roga Prof. Dr, W. Stępiński, Prof., Min. Eng.: Brown coal industry in the German Democratic Republic	121
2. T. Kawecki, Min. Eng., H. Sikora, Min. Eng.: Blasting technique in quarries	126
3. J. Rolle, Min. Eng.: Micro-delay blasting in stone quarries	131
4. J. Kolendowski, Min. Eng.: Electrification in the open cut mining	133
5. J. Ślebodziński, Min. Eng.: Stone quarry at Pinczów	137
6. J. Samujłło, Prof. Min. Eng.: Problem of water inflow in open cast working	139
7. A. Trembecki, Min. Eng.: Sliding rope transport of stone blocks for dressing	143
8. H. Friedberg, Min. Eng., L. Starzycki, Dr: Winning the rock raw materials in the light of the new mining law	153
9. CURRENT NEWS	154
10. FOREIGN REVIEW	156
11. MINING ABSTRACTS	
12. BULLETIN OF THE INSTITUTE OF MECHANIZATION IN MINES	

СОДЕРЖАНИЕ

1. Проф. mgr инж. Р. Дыкач, проф. др инж. Б. Крупинский, проф. др Б. Рога, проф. mgr инж. В. Степinski: Буроугольная промышленность в Немецкой Демократической Республике	121
2. Мgr инж. Т. Кавецки, мgr инж. Г. Сикора: Взрывная техника в каменоломнях, добывающих камень для мощения дорог	126
3. Мgr инж. Я. Ролле: Взрывание с миллисекундным замедлением в каменных карьерах	131
4. Мgr инж. Е. Колендовски: Электрификация карьеров	133
5. Мgr инж. Е. Слебодзиньски: Пиньчовский каменный карьер	137
6. Проф. мgr инж. Ю. Самуйлло: Вопросы притока вод в карьерах	139
7. Мgr инж. А. Трембецки: Транспорт каменных блоков при помощи опускаемых канатов	143
8. Мgr инж. Г. Фридберг, др Л. Стажицки: Разработка породного сырья в свете нового горного законодательства	153
9. ХРОНИКА	154
10. ИНОСТРАННОЕ ОБОЗРЕНИЕ	156
11. ОБЗОР ДОКУМЕНТАЦИИ ГОРНОГО ДЕЛА	
12. БЮЛЛЕТЕНЬ ИНСТИТУТА МЕХАНИЗАЦИИ ГОРНОГО ДЕЛА	

SOMMAIRE

1. R. Dykacz, Prof., Ing, B. Krupiński, Prof. Dr Ing., B. Roga, Prof. Dr, W. Stępiński Prof. Ing.: Industrie du lignite dans la République populaire allemande	121
2. T. Kawecki, Ing., H. Sikora, Ing.: Technique du tir dans les carrières	126
3. J. Rolle, Ing.: Tir à micro-retard dans les carrières	131
4. J. Kolendowski, Ing.: Electrification de l'exploitation à ciel ouvert	133
5. J. Ślebodziński, Ing.: Carrière de Pinczów	137
6. J. Samujłło, Prof. Ing.: Problème des venues d'eau dans l'exploitation à ciel ouvert	139
7. A. Trembecki, Ing.: Transport à câble des blocs de pierres à bâtir	143
8. H. Friedberg, Ing., L. Starzycki, Dr: Exploitation des matières premières rocheuses dans la lumière du nouveau droit de mines	153
9. CHRONIQUE	154
10. INFORMATIONS DU MONDE MINIER	156
11. BULLETIN BIBLIOGRAPHIQUE	
12. BULLETIN DE L'INSTITUTE DE LA MECANISATION DES MINES	

Adres Redakcji i Administracji: Stalinogród, ul. Stawowa 19, tel.: 324-44

Warunki prenumeraty: Abonament: opłata normalna rocznie zł 108. Cena pojedynczego zeszytu zł 9.

Konto PPK „Ruch” Stalinogród, 3-go Maja 16, PKO III 13763 110

Format A4

Ark. druku 6. Papier druk. sat. kl. V. 61×86 cm 60 g/m²

Nakład 2700 egz.

Nr zamówienia 1765 z dnia 23. III. 1955 r. Druk zakończono w kwietniu 1955 r.

Drukarnia: Robotnicza Spółdzielnia Wydawnicza „Prasa”, Stalinogród, ul. Opolska 22

R-6-3179

PRZEGLĄD GÓRNICZY

MIESIĘCZNIK

Nr 4 (687)

Kwiecień 1955 r.

Tom XI (XLII)

Numer niniejszy Przeglądu Górniczego poświęcony jest zagadnieniom górnictwa odkrywkowego. Zagadnienia te były przedmiotem obrad narady technicznej zorganizowanej przez Oddział Krakowski SNTI i TG. Część referatów wygłoszonych na powyższej naradzie zamieszczamy w tym numerze.

Redakcja

622.332(43)

PRZEMYSŁ WĘGLA BRUNATNEGO W NRD

Prof. mgr inż. Roman Dykacz, prof. dr inż. Bolesław Krupiński, prof. dr Błażej Roga,
prof. mgr inż. Włodzimierz Sępiński

Treść: Charakterystyka zakładów chemicznych Leuna, Lauchhammer oraz Espenhain pracujących na węglu brunatnym kopalni odkrywkowej Espenhain. Dane o odwadnianiu, sposobach urabiania, transportu oraz organizacji pracy w tej kopalni z podaniem szczegółów obsady robót, uzyskiwanych wydajności oraz kosztów produkcji węgla z odkrywki.

Polska ośmioosobowa delegacja biorąca udział w Zjeździe Górniczo-Hutniczym w Freibergu w okresie od 28. IX. do 2. X. 1954 r. miała możność zwiedzić kopalnię węgla brunatnego i zakłady pracujące na węglu brunatnym oraz kopalnię miedzi.

Odkąd w XVII stuleciu (1671 r.) lekarz dr Pilling, wydobywając alun i witriol z ilów nadwęglowych, wykrył koło Altenberge złożo węgla brunatnego, w Niemczech środków rozwoju się potężne górnictwo węgla brunatnego i nie mniej potężny przemysł chemicznej przeróbki tego węgla. Produkcja węgla brunatnego jest podstawą różnorodnych gałęzi chemii.

Temu stwierdzeniu największe świadectwo daje program produkcyjny licznych zakładów chemicznych, a między innymi zakładów w Leuna koło Mersburga.

Zakłady chemiczne Leuna

Jest to światowej sławy fabryka chemiczna. Zabudowany obszar urządzeń fabrycznych ma kształt prostokąta 4 km × 1,5 km.

Zakłady obejmują kilka wielkich oddziałów: Oddział syntezy niskociśnieniowej (metanol, amoniak), oddział syntezy wysokociśnieniowej (uwodornianie), instalacja do otrzymywania siarczanu amonu z anhydrytu oraz oddziały organiczny, farmaceutyczny i tworzyw sztucznych.

W środku zakładów Leuna mieści się olbrzymia fabryka maszyn specjalnej aparatury chemicznej oraz wielka siłownia.

Zakłady pracują na węglu brunatnym dostarczonym z sąsiednich odkrywek bądź fabryk innych zakładów

z kolei związanych z węglem brunatnym, jak np. Zakładów w Espenhain.

Program produkcyjny Zakładów Chemicznych Leuna

Program produkcyjny Zakładów Chemicznych Leuna jest bogaty, obejmuje około 200 różnych artykułów handlowych.

Oto najważniejsze z nich:

1. **Związki azotowe:** siarczan amonowy, chlorek amonu, węglan amonu, wielosiarczki amonowe, amoniak płynny, woda amoniakalna oraz mocznik.
2. **Paliwa syntetyczne:** benzyna, oleje napędowe, gaz pędny.
3. **Różne gazy techniczne:** propan, butan, dwumetyloeter, dwutlenek węgla (płynny), wodór, tlen, azot, tlenek węgla i inne.
4. **Katalizatory dla zakładów wielkiej syntezy chemicznej,** do syntezy amoniaku, metanolu i benzyny syntetycznej.
5. **Aminy, aldehydy i inne związki organiczne** jedno i dwumetyloamina, heksametylentetramina, alkazyd M, alkazyd Dik, kwas adipinowy oraz różne aminy, aldehydy i kwasy.
6. **Rozpuszczalniki i surowce przemysłu lakierniczego:** metanol, alkohol izokutyłowy, alkohol amyłowy, cykloheksanol, cykloheksanon, metylocykloheksanol i metylocykloheksamon, trójmetylopropan, dieprol, izohytynon itp.
7. **Półprodukty i tworzywa sztuczne:** fenol, krezol, ksylenole, kaprolaktan, sztuczne żywice, meza-moll, poliamid.

8. Kleje i lakiery: klej K, leupolit, leumattin itp.
9. Środki piorące: mersol, mepazin, amelgatory.
10. Artykuły dla przemysłu włókienniczego: melowin, leupurol.
11. Artykuły izolacyjne i budowlane: wełna mineralna, leunit, basileum alkylfenol.
12. Artykuły codziennego użytku: kit zwany kittifix, proszki do prania.
13. Środki dezynfekcyjne i artykuły farmaceutyczne: algamon aciflactin INH Leuna, heksametylentramin, leunalyd.
14. Różne artykuły przemysłu nieorganicznego i organicznego jak np. siarka, kwas solny, węgiel F, chlorek i siarczan, hydroksylaminy, suchy lód i inne.

Z ciekawszych instalacji opisać należy pokrótce dwie, a mianowicie: generatory Winklera oraz instalację do otrzymywania siarczanu amonu z anhydrytu.

Generatory Winklera

Generator Winklera jest typem generatora o ruchu ciągłym. Najważniejszą jego cechą jest to, że zgazowanie odbywa się w stanie fluidyzacji, mianowicie dzięki silnemu rozdrobnieniu paliwa (stosuje się jako paliwo węgiel brunatny lub półkoksu z węgla brunatnego) oraz dzięki odpowiedniej szybkości przepływu czynnika zgazowującego (jest nim tlen plus para wodna w przypadku produkcji gazu wodnego lub powietrze w przypadku produkcji gazu generatorowego). W tych warunkach pył węgla brunatnego (lub pył półkoksu węgla brunatnego) zachowuje się w generatorze Winklera jak warstwa wrzącego płynu, skutkiem czego paliwo tworzy wielką powierzchnię reakcji.

Dzięki zgazowaniu paliwa w stanie fluidyzacji i w sposób ciągły jeden generator Winklera daje 60 000 m³ gazu wodnego na godzinę, a w przypadku produkcji gazu generatorowego wydajność generatora osiąga 80 000 m³ na godzinę.

Zakłady chemiczne Leuna posiadają pięć generatorów Winklera, z tego cztery większe o wymiarach 13 m wysokości, 7 m średnicy, jeden mniejszy. Schemat instalacji systemu Winklera przedstawia się następująco: wysuszony pył półkoksu z węgla brunatnego (5 % H₂O) wprowadza się do zbiorników żelaznych pojemności około 200 m³ w atmosferze gazu obojętnego (CO₂ lub N₂). Ze zbiornika wprowadza się paliwo do generatora poziomymi przenośnikami ślimakowymi na wysokość 70 cm powyżej rusztu. Warstwa paliwa w generatorze ma wysokość około 1,5 m. Wypełnienie generatora wynosi 15 t paliwa (0,5 ÷ 3 mm). Główną część mieszanki tlenu i pary wodnej wprowadza się do generatora od dołu poprzez ruszt, pozostała ilość środka zgazowującego (tlen plus para wodna) wprowadza się do generatora powyżej warstwy paliwa w celu zupełnego zgazowania porwanych strumieniem gazu ziarn paliwa.

Ciepło fizyczne (tzw. namacalne) gazu wodnego (bądź generatorowego), który opuszczając generator ma temperaturę około 900 °C wykorzystuje się do produkcji pary wodnej. Z kolei gaz przechodzi przez urządzenie do odpylania suchego; po przejściu gazu przez zamknięcie wodne, resztę pyłu usuwa się z gazu w odśrodkowej płucce systemu Theisena. Popiół usuwa się z generatora poprzez ruszty żeliwne o szczelinach sze-

rokości 1,5 mm, za pomocą zgarniacza stalowego chłodzonego wodą.

W Zakładach Leuna mieszanka tlen + para zawiera około 50 ÷ 50 % tlenu. Na 1 tonnę półkoksu z węgla brunatnego zużywa się około 500 m³ tlenu oraz około 550 m³ pary wodnej. Dla generatora Winklera najodpowiedniejsze jest wysokoreaktywne paliwo i węgiel brunatny lub półkoksu z węgla brunatnego.

Na 1 m³ gazu wodnego (CO + H₂) potrzeba 0,32 m³ O₂ i 0,85 kg półkoksu. Ciśnienie w generatorze około 1,5 m słupa wody.

Temperatura w generatorze niska 900 °C, popiół usuwa się w formie proszku.

Fabryka siarczanu amonu z anhydrytu

Dobrze zmielony anhydryt (80 % poniżej 0,06 mm) miesza się z 13 ÷ 14 procentowym roztworem węglanu amonu (NH₄)₂CO₃. Stosuje się węgiel amonu w nadmiarze.

Reakcja przebiega w temperaturze 40 ÷ 50 °C. Otrzymany roztwór siarczanu amonu odparowuje się w aparatach Duplex, po czym odwirowuje się wykrystalizowany siarczan amonu.

Na 1 tonnę siarczanu amonu (NH₄)₂SO₄ zużywa się 1,1 tonnę anhydrytu (CaCO₃).

Zakłady chemiczne Espenhain

Zakłady chemicznej przeróbki węgla brunatnego w Espenhain przerabiają węgiel z pobliskiej kopalni, której produkcji w 1953 r. osiągnęła 11,5 mln tonn. Jest to węgiel mioceniński, zawierający w złożu około 54 % wody oraz zawiera popiołu około 12 %, licząc na węgiel podsuszony do zawartości 15 % H₂O.

Zakłady Espenhain obejmują następujące działy: brykietownię, wylewnię, instalację do odfenolowania wód, instalację do odsiarczania gazu (metodą Koppersa), destylarnię smoły oraz baterię pieców do produkcji koksu elektrodowego.

Węgiel w Espenhain idzie najpierw do brykietowania. W tym celu węgiel zmielony na ziarno 0 — 3 mm podaje się do suszenia w suszarkach rurowych, każda o powierzchni ogrzewalnej 2200 m², po czym węgiel podsuszony do 15 % H₂O brykietuje się w prasach „Stangpressen“ przy użyciu ciśnienia około 1100 at. Zakłady Espenhain posiadają 37 pras tego typu.

Brykiety poddaje się następnie wylewaniu w piecach szybowych systemu Lurgi. Kombinat Espenhain posiada 30 pieców Lurgi, o zdolności przerobu 500 t każdy piec; dobową zdolność przerobczą zakładu wynosi 15 000 t węgla brunatnego, brykietowanego.

W Espenhain otrzymuje się półkoksu w formie mialu (90 % ziarna poniżej 2 mm). Półkoksu ten przesyłany jest w specjalnych krytych wagonach do generatorów Winklera w Leuna i w Zeitz.

Prasmołę otrzymuje się z wydajnością 13,7 %, licząc na brykiety, czyli na 1 tonnę prasmoły wraz z olejaniem potrzeba 8,5 tonn brykietów.

Prócz brykietowni i wylewni, Espenhain posiada instalację do odfenolowania wód metodą fenosolwanową, instalację do odsiarczania gazu metodą Koppersa (przy użyciu potasu).

Ponadto Espenhain posiada destylację smoły i ropy (węgielskiej) oraz baterię pieców koksowniczych sy-

stemu Still (komory o wymiarach $0,45 \times 2,0 \times 10,0$ m), gdzie z paku utwardzonego otrzymuje się koks elektrodowy. Pak w formie płynnej wprowadza się do komory od góry; co pewien czas wsad uzupełnia się przez dodanie nowej porcji płynnego paku

Zakłady chemiczne Lauchhammer

Zdobyczą niemieckiej nauki i przemysłu ostatnich lat jest wytwórczość koksu z węgla brunatnego w zakładach w Lauchhammer.

Zakłady chemicznej przeróbki węgla brunatnego w Lauchhammer noszą nazwę „Grosskokerei Lauchhammer“. Otrzymuje się tu koks na bazie węgla brunatnego. Węgiel drobno zmielony brykietuje się pod ciśnieniem około 1500 at; po czym poddaje się suszeniu w strefie suszeniowej (jak w piecach Lurgi) a następnie wprowadza się suszone brykiety do pionowych pieców komorowych, które są ogrzewane przepływem.

Lauchhammer posiada suche gaszenie koksu. Gorący koks wypuszcza się z dołu pieców do wózka, który przesuwa się po torach wzdłuż baterii pieców do wy ciągu, którym podnosi się wózek z koksem do góry, po czym gorący koks wsypuje się do pieca szybowego systemu Sulzera, gdzie wykorzystuje się ciepło fizyczne (namacalne) koksu do produkcji pary wodnej w kotłach wodnorurkowych, splukiwanych recyrkulującymi gazami obojętnymi. Jedną instalację do suchego gaszenia koksu systemu Sulzera obsługują dwie baterie piecowe.

Temperatura koksovania około 1000 °C.

Do produkcji 1 tonny koksu trzeba zużyć około 6,8 t surowego węgla brunatnego.

Koks po rozsortowaniu daje następujący wypad sortymentów:

powyżej 45 mm	— 30 %
od 30 do 45 mm	— 30 %
od 10 do 30 mm	— 30 %
od 0 do 10 mm	— 20 %

Koks znajduje zastosowanie w hutnictwie niemieckim.

Zakłady Lauchhammer mają 24 bloki piecowe (każdy blok ma 4 piece po 6 komór). Czynna jest połowa zakładu, druga połowa w budowie.

Odkrywka węgla brunatnego w Espenhain

Surowiec dla kombinatów chemicznych pochodzi z kopalń węgla brunatnego w przeważającej ilości z kopalń typu odkrywkowego. Przykładem kopalń odkrywkowych węgla brunatnego jest odkrywka w okolicach Borna, na południe od Lipska, należąca do kombinatu Espenhain.

Przekrój odkrywki

Obszar górniczy odkrywki rozciąga się długim wielokilometrowym pasem, sięgającym od Espenhain aż do Lipska, w którym wycięto front odkrywki szerokości około 2,5 km. W nadkładzie występuje sześciometrowa warstwa dyluwialna a pod nią trzydziesto-

metrowa warstwa piasków glaukonitowych. Pokładów węgla jest dwa: 8 i 10 m grubości. Stosunek nadkładu do węgla wynosi 1:2,8; w okolicach miasta Lipska stosunek ten pogarsza się do 1:4,5. Na innych odkrywkach Niemiec środkowych stosunek ten jest jeszcze większy a pomimo to wyniki eksploatacyjne są pomyślne, ze względu na potężne wyposażenie mechaniczne, które decyduje o rentowności eksploatacji pokładów węgla brunatnego. Eksploatacja w odkrywce Espenhain jest prowadzona ścianą równoległą.

Odwadnianie

Odwadnianie jest wykonywane podwójną siecią chodników prowadzonych w piętrze pokładów węgla, sprowadzających wodę do centralnej pompowni. Ponadto dla osuszenia i utwardzenia powierzchni warstw, na których spoczywają urządzenia transportowe, odwadnianie wykonuje się grupowymi otworami wiertniczymi, wierconymi wachlarzowato w piętrze pokładów węgla. Średnica otworów jest 100 mm.

Urabianie i transport

Do urabiania stosuje się czerparki o wydajności od 700 do 1400 m³/godz, a do transportowania przewóz szynowy dla węgla i bezzszynowy dla nadkładu.

Załączony rysunek 1 wyjaśnia sposób urabiania i transportowania. Z rysunku widać, że do zdejmowania nadkładu stosuje się trzy czerparki. Ich ogólna wydajność wynosi 3150 m³/godz, co odpowiada wydajności odkrywki około 32 000 t/dzień węgla, a dla nadkładu, czerparki dają 3300 m³/godz, co daje około 4750 m³ skały urobionej, przyjmując wskaźnik zwiększenia skał $f = 1,4$ do 1,5. Most przerzutowy obsługujący nadkład ma następujące cechy:

długość mostu $L = 578$ m,
szerokość taśmy 1800 bądź też 2200 mm,
szybkość $V = 1,8$ i 4,25 m/sek ² .

Tam gdzie nadkład jest transportowany po szynach, w wagonach, pojemność wagonów wynosi 36 m³, pojemność wagonów węglowych 84 m³, co odpowiada 60 t ładunku węgla. Odkrywka dysponuje 150 wagonami, z czego w ruchu jest 50 %. Do transportu są używane lokomotywy elektryczne o wadze 110 t i 150 t.

Odkrywka dysponuje 20 lokomotywami.

Organizacja

Przytoczone liczby potwierdzają bogate wyposażenie odkrywki zapewniające sprawność ruchu.

Obok solidnego wyposażenia, drugim czynnikiem zapewniającym pewność ruchu tej potężnej kopalni jest organizacja kierownictwa odkrywki i organizacja pracy na niej.

W organizacji łatwo się zorientujemy z załączonego schematu (rys. 2).

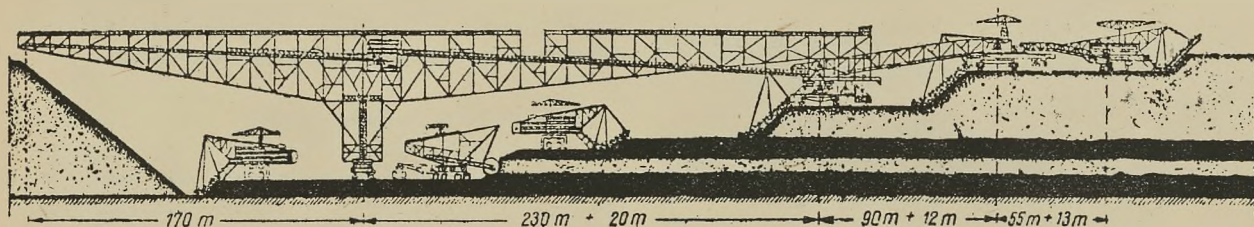
Gotowość do ruchu i pewność w ruchu zapewniają systematyczne stałe i okresowe przeglądy i remonty, dla których wyznacza się na odkrywce postoje zmianowe, a nawet dobowe. Postoje są wykorzystywane dla przeglądów i remontów. Zaplanowane terminy są rygorystycznie przestrzegane.

Obłożenie, wydajność i koszty w górnictwie odkrywkowym

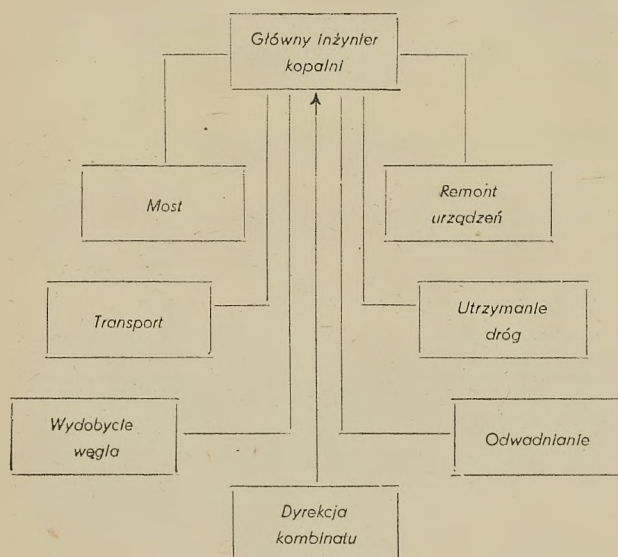
Z zebranych materiałów, a głównie opierając się na danych prof. dr. inż. E. Kirsta ¹⁾ podajemy bardzo ważne dla polskich czytelników dane o obsadzie, wydajności i kosztach zdejmowania nadkładu, które decy-

Plantowanie	$2 \times 3 = 6$
Rzemieślnik mostowy	$2 \times 3 = 6$
Transport lokomotywami	$2 \times 3 = 6$ 63

1/6 dla wyrównania tygodnia	11
Kolumna budowlana	20



Rys. 1. Przekrój przez odkrywkę Espenhain



Rys. 2. Schemat organizacji pracy na odkrywce Espenhain

dują przy wyborze rodzaju transportu i prowadzeniu eksploatacji odkrywkowej i, które mają zasadniczy wpływ na koszty produkcji węgla w odkrywce.

Obsada przy pracy na trzy zmiany

W podanym niżej zestawieniu ujęto oddzielnie obsadę poszczególnych stanowisk pracy.

Zastosowanie mostu przerzutowego

a. Most i czerparki bieżą na gąsienicach.

Kierownik czerparki	$1 \times 3 = 3$
Maszynista czerparki	$1 \times 3 = 3$
Taśmy: obserwacje koła zwrotnego (Schaufelrad)	$1 \times 3 = 3$
Taśma załadownicza	$1 \times 3 = 3$
Taśma główna	$1 \times 3 = 3$
Most łączący	$1 \times 3 = 3$
Zwałowania	$1 \times 3 = 3$
Taśma zwałowa	$2 \times 3 = 6$
Usuwanie kamieni	$1 \times 3 = 3$
Strzałowi	$1 \times 3 = 3$
Kierownik zwałów	$1 \times 3 = 3$
Przodowy mostu	$1 \times 3 = 3$
Obserwacje gąsienic	$2 \times 3 = 6$

Oczyszczanie węgla	8
Kolumna transportowa	15
Robotnicy pomocniczy	15
Inni	5
	74
+ 12 % chorzy i urlopowani	137
	17
	154
Udział warsztatów 70 %	108
	262

b. Most i czerparka bieżą na torze (2 tory normalne)

Personel dodatkowy	
służba drogowa	25
plac kolejowy	10
maszyna zwrotna	2
	37
obsługa nadkładu jak poprzednio	137
	174
12 % chorzy i urlopowani	21
	195
warsztaty 70 %	137
	332
Razem	332

Zastosowanie wagonów do transportu nadkładu

Obsada czerparki	$5 \times 3 = 15$
Obsada drugiej czerparki	$5 \times 3 = 15$
Elektrowozy	$6 \times 3 = 18$
Zwrotniczy	$2 \times 3 = 6$
Obsługa zwałowania	$4 \times 3 = 12$
Wywalacze	$5 \times 3 = 15$
Smarowniczy czerpaków i manewrowi	$2 \times 3 = 6$
	87
+ 1/6 dla wyrównania 48 godz	15
	102
Torowi czerparki	15
Torowi drugiej czerparki	15
Zwałowanie dla torów	20
Kolumna budowlana (ciesielska)	20
Oczyszczacze węgla	8
Przekładka torów	6
Plac kolejowy	12

¹⁾ Prof dr inż. E. Kirst: Braunkohlentagebau.

Nakładacze podkładów	6	
Roboty pomocnicze	12	114
		216
+ 12 % chorzy i urlopowani		26
		242
Usuwanie nadkładu		169
Udział warsztatu 70 %		
Razem		411

Wydajność

	Most		Wagony	
	gasie- nice	szyny	250 dni rob.	200 dni rob.
Załoga	262	332	11	11
Chorzy i urlopowani	17	21	28	28
Nieobecni	11	11	15	15
Załoga w pracy	234	300	404	404
Liczba dniówek ro- cznie, (360 dni)	84 200	108 000	132 480	132 480
Wydajność dzienna, m ³	60 000	60 000	56 100	60 000
Wydajność roczna Mio, m ³	16,2	16,2	14,0	16,2
Wydajność na robo- czodniówkę	192	150	96	111
Zarobki + świadcze- nia + socjalne, Mr/m ³	0,097	0,112	0,188	0,162

Koszty inwestycyjne

Most

	a	b
Ciężar mostu, t	8 000	7 500
Koszty urządzenia (3000 Mr/t)	24 000 000	22 000 000
Rata amortyzacyjna (6,66 %)	1 530 000	1 500 000
Tory 6000 m, 2 szyny 100 mm	—	600 000
Rata amortyzacyjna 20 %	—	120 000
Amortyzacja roczna	1 530 000	1 620 000

Wagony

	Koszty	Amortyzacja	
		%	rocznie
Sprzęt:			
Czerparka D 1200, ciężar 817 t, cena 3500 Mr/t	2 860 000	6,66	190 000
Czerparka D ₁₀₀₀ (700 t — 3500 Mr/t)	2 450 000	6,66	165 000
Zwałowarka A 1800 1990 t — 3500 Mr/t	6 800 000	6,66	450 000
Tabor			
7 E-lok ₁	2 800 000	6,66	185 000
70 wagonów nadkładu	3 150 000	6,66	210 000
1 wywrót	300 000	6,66	20 000
Tory (40 000 m · 100 Mr/m)	4 000 000	20	800 000
Amortyzacja roczna			2 020 000

Zestawienie kosztów inwestycyjnych

	Most		Wagony	
	a	b	a	b
Amortyzacja roczna	1 530 000	1 620 000	2 020 000	2 020 000
Roczna pro- dukcja, mln m ³	16,2	16,2	14,0	16,2
Inwestycje na m ³ , Mr/m ³	0,095	0,100	0,144	0,125

Koszt energii

Ruch mostowy $1,2 \text{ kWh/m}^3 \times 0,018 \text{ Mr/kWh} = 0,0216 \text{ Mr/m}^3$.

Ruch wagonowy $1,8 \text{ kWh/m}^3 \times 0,018 \text{ Mr/kWh} = 0,0324 \text{ Mr/m}^3$.

Koszty całkowite

	Most		Wagony	
	a gasie- nice	b szyny	a 14 mio m ³	b 16,2 mio m ³
Robocizna, Mr/m ³	0,097	0,112	0,188	0,162
Odpisy, Mr/m ³	0,095	0,100	0,144	0,125
Koszt energii	0,022	0,022	0,032	0,032
Razem	0,214	0,234	0,364	0,319

Eksplotacja przy zastosowaniu mostu przerzutowego jest tańsza od 8,5 do 15 fenigów na m³ zebranego nadkładu jak przy użyciu wagonów. Wydajność czerparek łańcuchowych i kubelkowych oblicza się z zasady: wydajność czerpaka w m³ na 1 godz jest równa pojemności kubła czerparki w litrach.

Koszt produkcji węgla

Przyjmując, iż koszt 1 tonny produkcji węgla z odkrywki loco zakład przerobczy składa się z kosztów zdejmowania nadkładu, kosztów urabiania i transportu węgla łącznie z kosztami odwadniania, można koszt produkcji węgla wyliczyć według wzoru

$$K = nK_n + K_w$$

gdzie

n — stosunek nadkładu do węgla, np. $n = 2,4$ dla odkrywki Espenhain,

K_n — koszt zbierania nadkładu 0,214 da 0,364 Mr/m³,

K_w — koszt urabiania i transportu węgla łącznie z odwadnianiem przyjmujemy równym, najwyższym kosztem zdejmowania nadkładu $K_w = 0,364 \text{ Mr/t}$,

zatem przy zastosowaniu mostu przerzutowego

$$K = 2,4 \times 0,214 + 0,364 = 0,88 \text{ Mr/t}$$

lub przy stosowaniu transportu szynowego

$$K = 2,4 \times 0,364 + 0,364 = 1,24 \text{ Mr/t}$$

Niskie koszty eksploatacji odkrywkowej, a szczególnie przy zastosowaniu mostów przerzutowych uzasadniają niską cenę węgla brunatnego jako surowca.

Niska cena surowca węglowego daje podstawę rentowności przeróbki tego surowca drogą chemiczną, a dla gorszych jego gatunków daje możliwość wykorzystania go jako paliwa.

Odkrywka — zakłady chemiczne — siłownia tworzą zamknięty cykl produkcyjny w kombinacie wyżej opisanym, nadający górnictwu niemieckiemu kompleksowy charakter.

622,235:622.35

TECHNIKA STRZELNICZA W KAMIENIOŁOMACH DROGOWYCH

Mgr inż. Tadeusz Kawecki, mgr inż. Henryk Sikora

Treść: Doświadczenia masowego strzelania otworami wiertniczymi w kamieniołomie porfiru w Miękinii z podaniem uzyskanych efektów oraz kosztów urabiania opisaną metodą strzelania. Również doświadczenia strzelania komorowego w kamieniołomach bazaltu, melafiru, gabra i piaskowca z podaniem wyników strzelania tą metodą w odniesieniu do kamieniołomów podzielonych na cztery grupy. Zalety oraz wady strzelania komorowego w porównaniu ze strzelaniem otworami wiertniczymi.

Kamieniołomy dla potrzeb budownictwa drogowego, kolejowego i przemysłowego eksploatują: bazalty, diabazy, gabra, melafiry, porfiry, kwarcyty oraz piaskowce to jest skały twarde o dużej zwieźłości, trudnej urabialności i wysokiej wytrzymałości na ściskanie.

Urabianie masywu skalnego odbywa się materiałami wybuchowymi takimi, jak amonity „0” i „2”, dynamit „5G” i trotyl „0”, przy czym stosowane obecnie systemy strzelania są różne w zależności od miejscowych warunków.

Przy wysokości eksploatowanej ściany nie przekraczającej 14 m powszechnie stosowaną metodą jest pojedyncze lub seryjne odpalanie ładunków umieszczonych w otworach małej średnicy (32 : 45 mm) oraz głębokości do 6 m.

W skałach o łatwej stosunkowo urabialności i wysokości ścian 8 ÷ 15 m znalazł zastosowanie system strzelania otworami małej średnicy z dnem poszerzonym.

mów, to strzelanie komorowe wprowadzono u nas dopiero w 1947 r.

Centralny Zarząd Kamieniołomów i Klinkierni Drogowych realizując śміiej coraz to nowsze, ekonomiczniejsze i bardziej postępowe metody w technice urabiania rozpoczął w 1954 r. próby nad wprowadzeniem masowego strzelania otworami wiertniczymi (odwiertami). Próby nad wprowadzeniem tej metody przeprowadza się w oddziale doświadczalnym, zorganizowanym przy kamieniołomie porfiru w Miękinii. Dokonane w 1954 r. próbne odstrzały w porfirze i wyniki z tych odstrzałów pozwalają już teraz wyciągnąć pewne wnioski i porównać osiągnięte wyniki z jednej strony z wynikami strzelania pojedynczymi otworami małej średnicy stosowanymi w kamieniołomie Miękinia, z drugiej strony z wynikami podanymi przez techniczną literaturę Związku Radzieckiego oraz z wynikami osiągniętymi przy masowym urabianiu systemem strzelania komorowego w naszych kamieniołomach bazaltu.

Tablica 1

Wielkości zasadnicze	Symbol	Jednostka	Odstrzały			Razem
			pierwszy	drugi	trzeci	
Wysokość ściany	H	m	10 ÷ 21	17	23	—
Zabiór przyspągowy	Z_p	m	6,25 ÷ 7,6	6,2 ÷ 10,15	7	—
Ilość odwiertów w odstrzale	I	sztuk	4	7	3	14
Łączna głębokość otworów	h_o	m	64	133	71	268
Wielkość ładunku odstrzału	E_o	kg	875	2930	1975	5780
Zużyta ilość spłonek	S	sztuk	200	100	100	400
Zużyta ilość zapalników elektrycznych	Z	sztuk	56	75	30	161
Zużyta ilość przewodów strzelniczych	p_{rz}	m	700	700	400	1800
Uzyskany urobek	Q_m	tysiące m ³	2,4	4	5,6	12
Uzyskany urobek	Q_t	tysiące	6	10	14	30

Trzecim wreszcie systemem stosowanym głównie w bazaltach jest system strzelania komorowego w ścianach wysokości 15 ÷ 60 m

Podczas gdy pierwsze dwa systemy są już dawno rozpowszechnione w technice strzelniczej kamieniołomów,

Otwory wiertnicze w oddziale doświadczalnym kamieniołomu Miękinia były wykonane wiertnicami linowo-udarowymi typu BU-20-2, dokumentacja zaś odstrzału w oparciu o literaturę Związku Sowieckich Republik Radzieckich.

Do obliczenia wielkości zabioru, rozstępu otworów jak również wielkości ładunków posługiwano się wzorami:

$$l_p = \frac{c(k-p) + \sqrt{c^2 \cdot (k-p)^2 + 4q \cdot m \cdot c \cdot H^2}}{2 \cdot q \cdot m \cdot H}$$

Z_p — wielkość zabioru przyspagowego, m

H — wysokość ściany, m

q — jednostkowe zużycie materiałów wybuchowych, kg/m³

c — wielkość ładunku materiału wybuchowego na 1 m otworu, kg/m

k — współczynnik przybitki $= \frac{l_p}{Z_p} \geq 0,75$

l_p — długość przybitki w odwiercie, m

m — współczynnik zbliżenia otworów $= \frac{a}{Z_p} \geq 1$

a — rozstęp odwiertów, m

p — współczynnik przewiertu $= \frac{P}{Z_p}$

P — głębokość przewiertu, m

L — wielkość ładunku w odwiercie, kg $L = q \cdot a \cdot Z_p \cdot H$.

Przy dokonanych odstrzałach w porfirze otrzymano wyniki zestawione w tablicy 1.

Wyniki odstrzałów otworami wiertniczymi w zestawieniu z wynikami z odstrzałów pojedynczymi otworami małej średnicy obrazuje tablica 2.

Tablica 2

Wyszczególnienie	Jednostka	Otworki	Odwierty
Zużycie materiałów wybuchowych	kg/t	0,120	0,192
Otworki strzałowe	m/t	0,159	0,0089
Pracochłonność robót wiertniczych i strzelniczych	rob. godz/t	0,120	0,106

W tablicy 3 zestawiono zasadnicze elementy kosztów urabiania obciążających jedną tonnę urobku.

Tablica 3

Wyszczególnienie	Jednostka	Otworki strzałowe	Otworki wiertnicze
Energia elektryczna i powietrze sprężone	zł/t	0,16	0,10
Materiały wybuchowe i środki zapalające	zł/t	0,54	0,91
Materiały pomocnicze i naprawy	zł/t	0,06	0,16
Amortyzacja	zł/t	0,02	0,36
Robocizna (wiercenie, strzelanie, ładowanie urobku)	zł/t	8,10	5,90
Razem	zł/t	8,88	7,43

Efekty uzyskane w kamieniołomie Miękinia przy próbnym odstrzałach otworami wiertniczymi w porów-

naniu z efektami podanymi w literaturze radzieckiej ilustruje tablica 4.

Dane zamieszczone w tablicy 3 wskazują, że metoda strzelania otworami wiertniczymi jest korzystniejsza od metody stosowanej dotychczas w kamieniołomie Miękinia i należy się spodziewać, że przy doborze odpowiednich parametrów i nabyciu praktyki przez wiertaczy wskaźniki te ulegną dalszej poprawie.

O ile dokonanie próbnym odstrzałów metodą otworów wiertniczych pozwala już obecnie twierdzić, że strzelanie tą metodą powinno być bezwzględnie stosowane w kamieniołomie Miękinia, o tyle porównanie strzelania otworami wiertniczymi ze strzelaniem komorowym nasuwa inne wnioski.

Masowe urabianie skały strzałami komorowymi rozpoczęte w 1947 r. w kamieniołomie Rębiszów rozpowszechniło się w latach następnych, osiągając swój szczyt w 1952 r.

W okresie lat 1947 ÷ 1954 w kamieniołomach podległych Centralnemu Zarządowi Kamieniołomów i Kliniarni Drogowych dokonano odstrzałów:

jednokomorowych	2
dwukomorowych	41
trójkomorowych	2
czterokomorowych	1
sześciokomorowych	1

Razem 47 odstrzałów

o łącznej ilości komór 100 sztuk.

Odstrzały trzy- i sześciokomorowe były zaprojektowane jako dwuszeregowe.

Łączny ładunek materiału wybuchowego	169 460 kg
Łączna długość zużytego lontu detonującego	3700 m
Całkowity uzysk urobku 456 000 m ³ , tj.	1 220 000 t
Długość wykonanych chodników	1 483 m
Objętość wszystkich wykonanych komór strzałowych	272 m
Najmniejszy ładunek w jednej komorze	80 kg
Największy ładunek w jednej komorze	12 430 kg
Najmniejszy ładunek jednego odstrzału	180 kg
Największy ładunek jednego odstrzału	26 000 kg
Średni ładunek w jednej komorze	1 695 kg
Średni ładunek w jednym odstrzale	3 606 kg

Średni uzysk urobku z odstrzału 1 komory	4565 m ³ — 12 200 t
Średni uzysk urobku z 10 odstrzałów	9700 m ³ — 26 000 t
Najmniejszy uzysk urobku z odstrzału komory	700 m ³ — 2000 t
Największy uzysk urobku z odstrzału komory	80 000 m ³ — 200 000 t
Średni rozchód materiałów wybuchowych	0,371 kg/m ³ — 0,139 kg/t
Średni rozchód lontu detonującego	0,008 m/m ³ — 0,003 m/t
Średni rozchód chodników (sztolnie i przecznice)	0,0032 m/m ³ ÷ 0,0012 m/t
Średni rozchód komór	0,0006 m/m ³ ÷ 0,0002 m ³ /t

Odstrzały komorowe dokonywano w kamieniołomach bazaltu, melafiru, gabra i piaskowca, przy czym szersze zastosowanie znalazły przy urabianiu bazaltu z tym, że stosowano je przy następujących założeniach:

Wysokość urabianej ściany $H = 8 \div 56$ m, średnio $H = 24$ m

Wielkość zabioru $Z = 0,31 \div 0,82 H$, średnio $Z = 0,52 H$

Kąt nachylenia czoła ściany $\alpha = 53 \div 90$; średnio $\alpha = 77^\circ$

Rozstęp komór $d_k = 0,8 \div 1,8 Z$, średnio $d_k = 1,25 Z$

Wielkość ładunku obliczano przeważnie według wzoru

$$L = Z^3 \cdot c$$

L = wielkość ładunku, kg

Z^3 = wielkość ładunku, kg

q = jednostkowe zużycie materiałów wybuchowych w kg/m^3 przyjmowano albo w zależności od rodzaju skały według Assonowa $q = 1,9 \div 3,25$, albo obliczano szczegółowo według wzoru Laresa

$$q = f \cdot s \cdot v \cdot \frac{e}{g} \cdot d$$

$$f = \frac{\sigma}{2000}$$

Tablica 4

Wyszczególnienie	Symbol	Jednostka	Miękinia	ZSRR
Średnica otworu wiertniczego	d	mm	200	200
Wysokość ściany średnio	H	m	17,5	20
Głębokość otworu średnio	h	m	19	21,5
Głębokość przewiertu	P	m	1,5	1,5
Wielkość zabioru średnio	Z_p	m	9	8,8
Rozstęp otworów średnio	a	m	6,6	6,3
Wielkość ładunku w odwiercie średnio	L	kg	412,5	448
Ilość urobku z jednego otworu średnio	Q_m	m^3	857	1104
Zużycie otworów		$\text{m}/1000 \text{ m}^3$	22,2	19,4
Zużycie materiałów wybuchowych		$\text{kg}/1000 \text{ m}^3$	480	406
Praca wiertaczy (w odniesieniu do I grupy zatrudnienia)		rob. godz/1000 m^3	397,4	348
Praca strzałowców (w odniesieniu do I grupy zatrudnienia)		rob. godz/1000 m^3	25,2	22

Tablica 5

Wyszczególnienie	Sym-bol	Jednostka	Grupa kamieniołomów				Razem średnio
			I	II	III	IV	
Wysokość ściany	H	m	$10 \div 30$	$17 \div 23$	$8 \div 50$	$18 \div 28$	$8 \div 50$
Ilość dokonanych odstrzałów	I	sztuk	3	4	6	5	18
Stosunek zabioru do wysokości ściany	$\frac{Z}{H}$	—	$0,57 \div 0,83$	$0,5 \div 0,77$	$0,46 \div 0,72$	$0,36 \div 0,7$	$0,36 \div 0,83$
Rozstęp komór w stosunku do zabioru	$\frac{d_k}{Z}$	—	$0,73 \div 1,1$	$1,1 \div 1,4$	$1,2 \div 1,8$	$1,1 \div 1,35$	$0,73 \div 1,8$
Wielkość ładunku	l_o	kg	12 103	16 985	30 027	18 495	77 610
Uzyskany urobek, m^3	Q_m^o	tysiące m^3	28	52,5	106,5	81	268
Uzyskany urobek, t	Q_t	tysiące t	75,5	142	273	221	711,5
Długość chodników (sztolnie i przecznice)	d_m	m	76,4	139,4	216	180,8	612,6
Lont detonujący	d_l	m	150	330	613	632	1 725
Objętość komór	V_k	m^3	16,6	33,3	51,8	25,6	127,3
Ilość komór	—	sztuk	6	8	14	11	39
Średni ładunek komory	—	kg	2 107	2 123	2 145	1 681	1 991
Średni ładunek odstrzału	—	kg	4 034	4 246	5 005	3 699	4 312

$c = f(n) \cdot q$ — współczynnik

$f(n)$ = funkcja wskaźnika działania, którą przyjmowano w zależności od zabioru według dwóch autorów:

Według Dambrena,

$$f(n) = \left(\sqrt[3]{\frac{Z+1}{Z}} - 0,41 \right)^3$$

Według Filippowicza

$$f(n) = \left(\frac{Z+1}{2_z} \right)^{\frac{3}{2}}$$

σ = wytrzymałość skały na ściskanie, kg/cm^2 ,

$s = 1,0 \div 1,45$ współczynnik określający strukturę, cios i oddzielność skały,

$v = 1,2 \div 1,4$ współczynnik określający rodzaj działania strzału oraz ilość odsłoniętych powierzchni skały w miejscu strzału,

$e = 1,2 \div 1,7$ współczynnik charakteryzujący siłę wybuchu materiału wybuchowego,

$g = 0,85 \div 1$ współczynnik uwzględniający gęstość załadowania materiału wybuchowego,

$d = 1$ współczynnik uwzględniający rodzaj i długość przybitki.

W niektórych przypadkach wielkość ładunku obliczono według wzoru M. N. Kosaczewa

$$L = q \cdot z^3 \cdot e \cdot m$$

L = wielkość ładunku, kg,

$q = 0,5 \div 1,08$ współczynnik zależny od rodzaju skały i odpowiadający po części wielkości c z wzoru poprzedniego,

e = współczynnik zależny od rodzaju materiału wybuchowego,

m = stosunek wielkości rozstępu dwóch sąsiednich komór do średniej arytmetycznej wielkości zabiorów tych komór.

Przy skałach łatwourabialnych stosowano zazwyczaj wzór pierwszy i przyjmowano wartość funkcji wskaźnika działania według Dambrena; dla trudnych warunków odstrzału stosowano albo wzór pierwszy i wartość funkcji wskaźnika działania według Filippowicza albo wzór Kosaczewa.

Warunki, w jakich do tej pory odstrzelivano komory były różne. Jeżeli, uwzględniając różnorodność warunków, podzielimy kamieniołomy na cztery grupy, to przekonamy się, że wyniki odstrzałów komorowych dla każdej z tych grup są inne. Wyniki te uwidocznia tabela 5.

Do grupy I zaliczono kamieniołomy eksploatujące bazalt trudnourabialny o oddzielności grubo-blokowej i słupowej przy dużej szczelinowatości (szczeliny kilkunastu-centymetrowe słabo wypełnione gliną piaszczystą). Słupy ułożone przeważnie pionowo.

Do grupy II zaliczono kamieniołomy eksploatujące bazalt o średniej trudności urabiania. Występuje w nich bazalt w formie masywnych, zbitych bloków o ułożeniu stojącym przy nieznacznej szczelinowatości i dobrym wypełnieniu szczelin.

Do grupy III zaliczono kamieniołomy eksploatujące bazalt łatwourabialny, drobno słupowy o ułożeniu słupów stojącym lub zmiennym, małej szczelinowatości i dobrym wypełnieniu szczelin oraz bazalt o oddzielności słupowej przy mocno spękanych słupach i szczelinach poprzecznych i podłużnych, wypełnionych gliną piaszczystą.

Do grupy IV zaliczono kamieniołomy eksploatujące bazalt łatwourabialny o oddzielności blokowej i słupowej (słupy stojące), o silnym spękaniu ze szczelinami wypełnionymi gliną.

Wskaźniki techniczne wyżej wymienionych grup kamieniołomów w odniesieniu do 1000 m³ i 1000 t urobku obrazuje tabela 6.

Dla porównania strzelania komorowego z systemem strzelania otworami wiertniczymi zestawiono w tabeli 7 wyniki średnie i najgorsze ze strzelania komoro-

Tabela 6

Zużycie na 1000 m ³	Symbol	Jednostka	Grupa kamieniołomów				Średnio
			I	II	III	IV	
Materiały wybuchowe na odstrzał główny	$\frac{L_o}{Q_m}$	kg	432	324	282	228	289
Chodniki	$\frac{d_{ch}}{Q_m}$	m	2,73	2,66	2,03	2,23	2,29
Komory	$\frac{V_k}{Q_m}$	m ³	0,59	0,63	0,49	0,32	0,48
Wyrobiska podziemne ogółem	$\frac{d_{ch} + V_k}{Q_m}$	m	3,32	3,29	2,52	2,55	2,77
Materiały wybuchowe na roboty przygotowawcze	—	kg	9	12	6	10	9
Lont detonujący	$\frac{d_l}{Q_m}$	m	5,36	6,29	5,76	7,8	6,44
Zużycie na 1000 t							
Materiały wybuchowe na odstrzał główny	$\frac{L_o}{Q_t}$	kg	160	120	110	84	109
Chodniki	$\frac{d_{ch}}{Q_t}$	m	1,01	0,98	0,79	0,82	0,86
Komory	$\frac{V_k}{Q_t}$	m ³	0,22	0,24	0,19	0,12	0,18
Wyrobiska podziemne ogółem	$\frac{d_{ch} + V_k}{Q_t}$	m	1,23	1,22	0,98	0,94	1,04
Materiały wybuchowe na roboty przygotowawcze	—	kg	3	4	2	4	3
Lont detonujący	$\frac{d_l}{Q_t}$	m	2	2,32	2,25	2,86	2,43

wego oraz średnie wyniki otrzymane ze strzelania otworami wiertniczymi.

Biorąc pod uwagę wskaźniki techniczno-ekonomiczne zestawione w tablicy 7 widzimy, że strzelanie komorowe przedstawia się na razie korzystniej i bezwarunkowo nie należy zaniechać tego systemu. Wysiłki pionu inżynieryjno-technicznego powinny iść w kierunku poprawienia wyników przez zwiększenie wydajności przy robotach przygotowawczych (wytrobiska podziemne) oraz w kierunku mechanizacji pracochłonnych robót przy załadunku materiału wybuchowego i zakładaniu przybitki.

Zalety strzelania otworami wiertniczymi:

1. możliwość operowania krótszym frontem robót eksploatacyjnych,
2. łatwiejsze i wygodniejsze warunki pracy przy robotach przygotowawczych,
3. mniejsze ryzyko odstrzału,
4. korzystniejszy procent niegabarytu, którego ilość, jak podają czasopisma techniczne, przez zastosowanie ładunków o zmiennej szybkości wybuchu i odpalaniu mikrozwołocznym można zmniejszyć do kilku procent,
5. mały zakres działania strefy spękań.

Tablica 7

Wyszczególnienie	Jednostka	Wskaźniki techniczno-ekonomiczne w odniesieniu do					
		1000 m ³			1000 t		
		metoda strzelania			metoda strzelania		
		komorowa	otworami wiertniczymi		komorowa	otworami wiertniczymi	
Rodzaj skały	—	bazalt	bazalt	porfir	bazalt	bazalt	porfir
Zużycie materiału wybuchowego na odstrzał główny	kg	289	432	480	109	160	192
Zużycie materiału wybuchowego łącznie z robotami przygotowawczymi	kg	298	441	480	112	163	192
Zużycie lontu detonacyjnego	mb	6,44	5,36	—	2,43	2	—
Zużycie lontu zwykłego	mb	53	60	—	19	22	—
Zużycie spłonek	sztuk	35	40	13,5	13	15	5,4
Zużycie zapalników elektrycznych	sztuk	—	—	13,5	—	—	5,4
Zużycie przewodów strzałowych	mb	—	—	150	—	—	60
Zużycie otworów wiertniczych o \varnothing 32 ÷ 45 mm	mb	20	21	—	8	8	—
Zużycie wyrobisk podziemnych i odwiertów	mb	2,8	3,3	22,3	1	1,2	8,9
Zużycie czasu wiertaczy, sztolników i pomocy	rob/godz	53	54	238	19	20	96
Zużycie czasu strzałowych i pomocy	rob/godz	21	19	18	6	7	7
Zużycie czasu robotników razem	rob/godz	74	73	256	25	27	103
Obciążenie kosztami (odstrzał główny bez rozdrabniania wtórnego i załadunku urobku)	zł	2320	3142	5610	857	1155	2258
Średni postęp na zmianę	m/zm	0,88	0,98	1,87	—	—	—
Procent niegabarytu	—	30	60	30	—	—	—

Zalety strzelania komorowego w porównaniu ze strzelaniem otworami wiertniczymi:

1. możliwość wykonywania robót tanimi i dostępnymi dla każdego kamieniołomu pneumatycznymi młotkami wiertniczymi,
2. mniejsza pracochłonność robót przygotowawczych,
3. mniejsze zużycie środków zapalających,
4. mniejsze zapotrzebowanie wyrobisk podziemnych na m³ masy skalnej.

Wady strzelania komorowego w porównaniu ze strzelaniem otworami wiertniczymi:

1. konieczność utrzymywania dłuższego frontu robót eksploatacyjnych,
2. mniej korzystny procent niegabarytu,
3. niski postęp robót przy drążeniu i prowadzeniu chodników,
4. mniej korzystna strefa spękań,
5. cięższe warunki pracy przy robotach przygotowawczych,
6. większe ryzyko odstrzału.

Najbardziej istotne wady strzelania otworami wiertniczymi:

1. konieczność stosowania drogich aparatów wiertniczych,
2. mały postęp robót przy skałach twardych i bardzo twardych.

Wnioski

Na podstawie wyników uzyskanych dotychczas przy robotach strzelniczych w kamieniołomach drogowych, nastawionych na produkcję kruszyw, można wyciągnąć następujące wnioski:

1. W skałach średniej twardości i twardych, gdzie postęp wiercenia wiertnicami będzie wyższy niż 2,5 do 3 m na zmianę oraz w skałach, gdzie ze względu na budowę geologiczną strzelanie komorowe będzie mało efektywne należy stosować strzelanie otworami wiertniczymi.

2. W skałach twardych i bardzo twardych w dobrych warunkach urabiania materiałami wybuchowymi (mała

ilość niegabarytu) zachować system strzelania komorowego.

3. W skałach bardzo twardych w trudnych i niekorzystnych warunkach urabiania (duży procent niegabarytu przy strzelaniu komorowym) zastosować połączenie obu systemów z tym, że ładunki komorowe byłyby jako urabialne, otwory wiertnicze zaś jako pomocnicze dla zmniejszenia procentu niegabarytu.

Literatura

M. N. Kosaczew: Proizvodstvo otkrytych wzrywnych rabot. Ugletiechizdat. Moskwa 1949.

Wsiesojuznyj Nauczno-issledowatielnyj Institut: Uluczshenje organizacii kariernowo chozajstwa nie-rudnych stroitielnych materialow. Ugletiechizdat. Moskwa 1949.

W. A. Assonow i B. D. Rossi: Sprawocznik po burowzrywnym rabotam, część I.

N. W. Mielnikow: Sprawocznik inżyniera i technika po otkrytym gornym rabotam.

P. J. Taranow: Analiz metoda wywoda formuł dla rassezeta zawiadow rychlenija.

A. Ohnesorge i H. Boida: Entwerfen und Berechnen vom Kammerminen-Sprengungen.

622.235.45:622.35

STRZELANIE MIKROZWŁOCZNE W KAMIENIOŁOMACH

Mgr inż. Jan Rolle

Treść: Podano opis strzelania mikrozwłocznego w kamieniołomach. Zalety i wady tej metody strzelania.

Wprowadzenie maszyn do masowych robót eksploatacyjnych nie wyeliminowało całkowicie robót pracochłonnych, których zmechanizowanie napotyka na poważne trudności. Do robót tych należy urabianie skał, zwłaszcza twardych, gdzie mechanizacja ogranicza się, jak dotychczas, do powszechnego stosowania materiałów wybuchowych i zastąpienia wiercenia ręcznego otworów strzałowych wierceniem mechanicznym za pomocą powietrza sprężonego, rozdrabnianie natomiast dużych brył i ładunek odstrzelonego urobku do wozów odbywa się zazwyczaj nadal ręcznie.

Ograniczony uzysk urobku otrzymywanego z płytkich otworów strzałowych pociąga za sobą przy wzroście wydobywania zwiększenie liczby wiertaczy i, co za tym idzie, wzrost wielkości i wydajności sprzęzarek, długości i przekrojów rurociągów powietrza sprężonego, zainstalowanej mocy itd. Ponieważ norma wydobywania kamienia na jednego robotnika produkcyjnego jest wielkością prawie stałą, przeto każdemu zwiększeniu wydobywania towarzyszyć musi proporcjonalny wzrost ilości zatrudnionych robotników, co w obecnych warunkach jest niejednokrotnie niemożliwe do zrealizowania. Wzrost produkcji kamienia zmusza zatem do przejścia na inne metody masowego urabiania skał, jaki są: odstrzały komorowe i odstrzały głębokimi otworami o dużych średnicach. Pierwsza metoda znana

już od kilkudziesięciu lat, stosowana jest głównie przy eksploatacji skał pochodzenia wulkanicznego i nie daje się stosować w skałach o dużej szczelinowatości lub wyraźnym uwarstwieniu oraz tam, gdzie występują zjawiska krasowe, a więc przede wszystkim w kamieniołomach wapieni, dolomitów, marglu, gipsu itp.

W kamieniołomach tych, w których dotychczas stosowano tylko strzelanie płytkimi otworami, stosuje się dziś powszechnie strzelanie otworami głębokimi, choć metoda ta ze względu na pewne ograniczenia uległa w ciągu ostatnich kilku lat znacznym przemianom.

Stwierdzono bowiem, że równoczesne odpalanie większej liczby głębokich otworów powoduje nadmierne wstrząsy, zagrażające okolicznym budynkom a ponadto otrzymywany z odstrzału urobek zawiera bardzo znaczny odsetek brył ponadgabarytowych, co pociągało za sobą konieczność wtórnego wiercenia i strzelania bądź stosowania wielkich maszyn do ładowania, transportu i przeróbki.

Te ujemne strony równoczesnego strzelania głębokimi otworami stały się bodźcem do szukania nowych dróg oraz rozwiązań i doprowadziły do wynalazku tzw. strzelania mikrozwłocznego.

Już pierwsze próby wykazały przewagę tego systemu nad odpalaniem równoczesnym, przede wszystkim przez prawie zupełne wyeliminowanie wstrząsów a na-

„Nauka staje się wielką, niepokonaną, twórczą i przeobrażającą miliony ludzi siłą, gdy przenika do mas, gdy nie zamyka się i nie odgradza od mas, gdy potrafi utrzymywać codzienną, żywą łączność z pracą i życiem, z dążeniami i walką wyzwolenczą mas pracujących“

B. Bierut

stopnię przez równomierniejsze uziarnienie otrzymanego urobku.

Przy strzelaniu mikrozwłocznym sąsiadujące z sobą otwory lub rzędy otworów odpala się kolejno z opóźnieniem wynoszącym tysiączne części sekundy. Skutek tego opóźnienia jest taki, że po odpaleniu pierwszego otworu, w którym wybuch oddziałuje na litą skałę, każdy następny odstrzał oddziałuje na warstwę skały znajdującej się w momencie wybuchu w stanie pewnego wewnętrznego naprężenia, przez co odstrzał taki daje lepszy efekt w postaci bardziej rozdrobnionego urobku przy równoczesnym zmniejszeniu do minimum drgań gruntu. Stosowanie milisekundowej zwłoki pozwala zarazem zmniejszyć rozrzut kamienia przy wybuchu i uzyskać usypiska bardziej skupione. Względem na bezpieczeństwo robotników pracujących przy robotach strzelniczych oraz dążenie do zwiększenia wydajności były podjęte do szukania dalszych ulepszeń w tym systemie strzelania. Posługiwanie się mechanicznymi wyłącznikami oraz używanie przewodów elektrycznych stanowiło stałą groźbę niewypałów bądź przedwczesnej eksplozji wywołanej zewnętrznymi źródłami, jak np. wyładowaniami atmosferycznymi, prądami błędzającymi lub falami radiowymi. Aby temu zapobiec zaczęto stosować lont detonujący w połączeniu z zapalnikami czasowymi. Z czasem okazało się, że stosowanie w różnych warunkach eksploatacyjnych panujących w kamieniołomach, zapalników czasowych o jednakowym okresie zwłoki dawało często niekorzystne wyniki głównie z powodu dużej ilości brył nadgabarytowych oraz tworzenia się po odstrzałach niebezpiecznych zwisów kamienia na ścianach. Zaczęto zatem używać zapalników o różnych okresach zwłoki, wynoszących od 0,008 do 0,055 sekundy, tzn. o 8 do 55 milisekund.

Dobór systemu strzelania oraz odpowiedniej zwłoki zależy od wielu czynników, jak budowa geologiczna złoża, charakter skały, jej twardość i urabialność, wysokość ściany skalnej, system i wielkość eksploatacji, rodzaj pożądanego urobku, odległość od zabudowań i wiele innych. Strzelanie mikrozwłoczne można stosować przy każdej wysokości ściany, począwszy już powyżej 2 m aż do 60 i więcej metrów. Można je zatem stosować także przy strzelaniu płytkimi otworami, co pozwala w pewnych warunkach na masowe odstrzeliwanie kilkuset nawet otworów. Otwory płytkie do 8 m wierci się wiertarkami ręcznymi lub częściej z trójnogów lub wiertnic przewoźnych, otwory o głębokości ponad 8 m i średnicach powyżej 100 mm aparatami linowo-udarowymi lub obrotowymi. Przeprowadzono także udane próby drażenia otworów w skałach pochodzenia wulkanicznego płomieniem rozpylonej nafty, spalanej w strumieniu tlenu o wysokim ciśnieniu, za pomocą specjalnie skonstruowanej dyszy opuszczanej w miarę zgłębiania otworu. Płomień taki wywołuje temperaturę, w której skała wybuchowa topi się, a stopione cząstki wydmuchiwane są strumieniem pary powstałej z wody użytej do chłodzenia dyszy.

Otwory wierci się normalnie w jednym lub kilku rzędach zależnie od warunków złożowych, wysokości ściany, pożądanego wielkości wydobywania i innych czynników lokalnych. Ilość odstrzeliwanych otworów jest teoretycznie nieograniczona, praktycznie zaś zależy od tych samych czynników, które decydują o właściwym doborze systemu strzelania.

Przy strzelaniu mikrozwłocznym stosuje się różne schematy odpalania, najczęściej używa się odpalania kolejnego pojedynczych otworów odwierconych w jednym rzędzie lub też całych rzędów, stosując pomiędzy rzędami odpowiednią zwłokę, np. 25 milisekund. W tym przypadku pierwszy rząd jest odpalony równocześnie z zapłonem, drugi 25 milisekund później, trzeci 50 milisekund po pierwszym, czwarty 75 milisekund itd. Stosuje się także niekiedy system grupowego odstrzeliwania otworów, np. do uzyskania włomu dla odsłonięcia wolnej powierzchni ściany. W stosowaniu strzelania mikrozwłocznego zarysowują się obecnie dwie zasadnicze metody: jedna z użyciem mechanicznie napędzanych wyłączników elektrycznych, kabli oraz spłonek, i druga, polegająca na użyciu lontu detonującego i zapalników czasowych lub tzw. „wstawek” do lontu detonującego, mających urządzenie opóźniające.

Między poszczególnymi producentami materiałów wybuchowych a konsumentami istnieje różnica poglądów na sprawę inicjowania zapłonu, które następować może na dnie otworu strzałowego lub u góry przy powierzchni terenu. Umieszczanie zapalników u spodu otworu ma swoje uzasadnienie w tym, że odstrzały, zwłaszcza wielorzędowe, powodują powstawanie na podeszwie kamieniołomu tzw. „progów”, czyli wybrzuszeń, które utrudniają poruszanie się koparek i pracę spycharek oraz taboru transportowego, przy czym usuwanie tych progów wymaga dodatkowych robót wiertniczych i strzelniczych. Aby temu przeciwdziałać przewierca się otwory, zależnie od ich głębokości, od 0,5 do 3 i więcej metrów poniżej podeszwy kamieniołomu. Użycie skupionego ładunku na dnie otworu połączone ze stosowaniem silniejszych materiałów wybuchowych oraz inicjowanie zapłonu u dna otworu usuwa w poważnej mierze niedogodność tworzenia się progów.

Zróznicowanie warunków eksploatacyjnych w kamieniołomach uniemożliwia jakiegokolwiek uogólnienie zalet lub wad poszczególnych systemów strzelania. Wybór odpowiedniej metody nastąpić musi na podstawie prób i oceny uzyskiwanych wyników.

Najogólniejszy podział systemów strzelania można ująć następująco:

1. Pod względem sposobu odpalania:
 - a. elektryczne za pomocą wyłączników,
 - b. lontem detonującym za pomocą zapalników czasowych lub wstawek.
2. Pod względem inicjowania zapłonu:
 - a. na dnie otworu,
 - b. u góry otworu przy powierzchni terenu.
3. Pod względem schematu połączeń:
 - a. kolejne,
 - b. grupowe.

W praktyce rzadko stosuje się powyższe systemy w czystej formie, lecz najczęściej w różnych kombinacjach, co w połączeniu z szeroką skalą produkowanych obecnie zapalników czasowych, pozwala na dostosowanie się do wszelkich możliwych warunków występujących w kamieniołomach.

W niektórych kamieniołomach warunki lokalne z góry narzucają pewien system strzelania, a wykluczają inne, jak np. położenie w pobliżu zamieszkałych osiedli ogranicza ilość i wielkość odstrzałów a obecność silnej radiostacji w pobliżu kamieniołomu wyklucza stosowanie odpalania elektrycznego.

Dobór wielkości zabioru i odległości pomiędzy otworami oraz odstępów pomiędzy rzędami otworów uwzględniać musi oprócz normalnie przyjętych współczynników także i warunek zabezpieczenia przed zerwaniem przewodu lub lontu przez oderwaną wybuchem partię skały. Powoduje to bowiem powstawanie niewypalów, których usunięcie jest trudne i bardzo niebezpieczne. Odpowiedni dobór trwania zwłoki w odstrzeliwaniu poszczególnych otworów zmniejsza częściowo to niebezpieczeństwo, lecz nie wyklucza go całkowicie.

Wielkość zwłoki w odpalaniu otworów ma również duży wpływ na równomierność uziarnienia urobku; ogólnie biorąc obowiązuje zasada, że im dłuższa zwłoka i ruch mas skały powolniejszy, tym uziarnienie urobku jest drobniejsze i równomierniejsze.

Stosowanie strzelania mikrozwłocznego przynosi, jak widać z pobieżnego opisu, niewątpliwe korzyści, które dają się ująć w następujących punktach:

1. Zwiększenie bezpieczeństwa pracujących dzięki możliwości dobrania najbezpieczniejszego w danych warunkach systemu strzelania.
2. Zmniejszenie wstrząsów a zatem możliwość stosowania metod masowego urabiania skał w pobliżu osiedli i budynków.

3. Uzyskanie większej równomierności uziarnienia urobku, co:

- a. ogranicza do minimum potrzebę wtórnego wiercenia i strzelania,
- b. pozwala zmniejszyć wielkość maszyn do ładowania i rozdrabniania kamienia i obniżyć koszt ich utrzymania.

4. Zmniejszenie rozrzutu kamienia po wybuchu, pozwala lepiej wykorzystać maszyny ładujące.

Zużycie materiału wybuchowego nie wykazuje większych różnic w porównaniu ze strzelaniem równocześnie, zwłaszcza jeżeli porównamy całkowite zużycie materiału wybuchowego, tj. do strzelania zasadniczego i do wtórnego dla rozdrabniania brył ponadgabarytowych. Wskaźnik zużycia materiału wybuchowego wynosi przeciętnie $6 \div 8$ tonn masy skalnej na 1 kg materiału wybuchowego; w najkorzystniejszych warunkach wskaźnik ten dochodzi do 10 tonn/kg. Wprowadzenie w niektórych kamieniołomach w Polsce strzelania głębokimi otworami zmusza konsekwentnie do wprowadzenia w jak najkrótszym czasie strzelania mikrozwłocznego, tym bardziej, że system ten nie ogranicza się tylko do głębokich otworów, lecz może być z powodzeniem stosowany do masowego odstrzeliwania większej ilości otworów płytkich.

621.311.1:622.015.1

ELEKTRYFIKACJA GÓRNICICTWA ODKRYWKOWEGO

Mgr inż. Jerzy Kolendowski

Treść: Artykuł omawia: wybór rodzaju linii zasilających, doprowadzenie energii elektrycznej do maszyn ruchomych, układanie przewodu oponowego na spagu, zamianę przewodów ślizgowych na oponowe, zagadnienie jednostkowych norm zużycia energii elektrycznej, konieczność stosowania odbieraków bocznych elektro-wozów, podział maszyn ze względu na charakter pracy, napędy koparek, sterowanie półautomatyczne, sprzęgło elektromagnetyczne poślizgowe, porównanie energetyczne czerparki wieloczerpakowej łańcuchowej i kołowej, zagadnienie potrzeby podniesienia stanu łączności, konieczność centralizowania zagadnień elektryfikacji górnictwa odkrywkowego i budownictwa hydroenergetycznego, konieczność podnoszenia kwalifikacji obsługi maszyn.

Nowoczesne górnictwo odkrywkowe cechuje pełna mechanizacja i elektryfikacja, a stąd w całości jego zagadnień elektryfikacja skupiać musi wiele uwagi.

W kopalni odkrywkowej znajduje się mała ilość dużych ruchomych maszyn pracujących zwykle ze zmiennym obciążeniem. Powyższe warunki narzucają pewne specjalne wymagania zarówno w stosunku do zasilania jak i samych napędów.

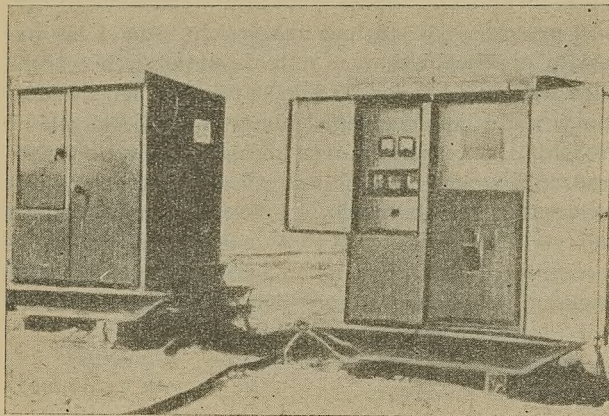
Wśród zagadnień zasilania ważny jest wybór rodzaju linii zasilającej, przede wszystkim linii 6 kV. Mogą to być linie napowietrzne, kablowe lub przewody oponowe. Koszt linii napowietrznej przy tej samej długości i mocy jest mniejszy niż linii kablowej. Przeniesienie linii w miarę postępu robót górniczych łatwiejsze jest w przypadku linii kablowej niż napowietrznej. Najłatwiejszy do przenoszenia jest przewód oponowy. Uszkodzenia linii napowietrznych wynikają głównie z warunków atmosferycznych. Linie kablowe narażone są na uszkodzenia mechaniczne, a w kopalniach z trakcją elektryczną na uszkodzenia przez prądy błądzące. Na te ostatnie uszkodzenia szczególnie narażone są kable znajdujące się w pobliżu podstacji

prostowniczych. Przewody oponowe narażone są na uszkodzenia mechaniczne.

Jedną z zalet linii napowietrznej jest widoczność miejsca uszkodzenia przewodu. Uwzględnienie wymienionych warunków skłania do przyjęcia zasady stosowania linii napowietrznej tam gdzie linia nie jest przenoszona przez długi okres (kilku lat). W przypadku często przenoszonych linii zasilających należy stosować przewód oponowy 6 kV.

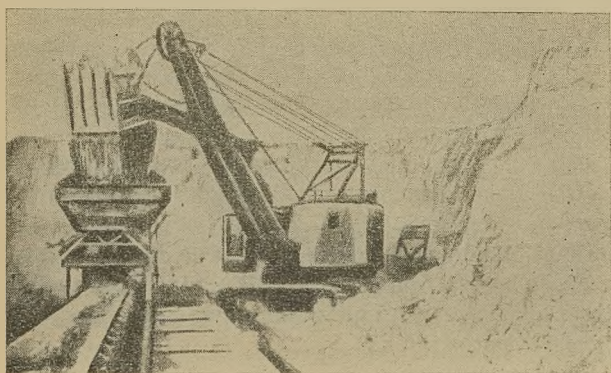
Energię elektryczną do maszyn ruchomych doprowadza przewód oponowy lub przewody ślizgowe. Przewód oponowy stosowany jest na doprowadzeniu do wszystkich maszyn. Przewody ślizgowe służą do zasilania czerperek wieloczerpakowych i zwałowarek na podwoziu szynowym. Do nowoczesnych czerperek doprowadza się zwykle napięcie 6 kV, nawet i w tym przypadku gdy w czerparce nie ma silników na wysokim napięciu, przy czym transformator zasilający silniki czerparki umieszczony jest w samej maszynie. Często czerparki (szczególnie wieloczerpakowe) mają bęben obrotowy dla nawijania przewodu oponowego. Stosowanie bębna zmniejsza zużycie przewodu, komplikuje jednak doprowadzenie przez konieczność użycia

dodatkowego zespołu pierścieni ślizgowych i szczotek na bębnie. Koparki i zgarniarki wysięgnikowe na ogół nie mają takiego bębna i wtedy w odległości kilku lub kilkunastu metrów od koparki na spągu ułożone są zwoje przewodu rozwijane w miarę posuwania się maszyny. Często z braku suchego miejsca w pobliżu maszyny, zwoje leżą w błocie i źle widoczne mogą być łatwiej uszkodzone a rozwijanie ich sprawia trudności obsłudze. Dlatego należałoby u nas wypróbować układanie zwojów na dużej platformie z desek umieszczonej na niskich saniach ciągniętych przez koparkę. Do przenoszenia przewodu w czasie jazdy czerparki należy używać specjalnych kleszczy z izolowanymi uchwytyami.



Rys. 1. Przesuwna rozdzielnia

Czerparki wieloczerpakowe na podwoziu szynowym mogą być zasilane z przewodów ślizgowych. Stare typy maszyn na prąd stały zasilane są z sieci trakcyjnej, nowe czerparki mają napędy na prąd zmienny i zasilane są z odrębnej trójprzewodowej sieci ślizgowej na 6 kV. Sieć trójprzewodowa zawieszona jest na stalowych słupach przymocowanych do toru czerparki. Sieć



Rys. 2. Ładowanie urobku na przenośnik taśmowy za pośrednictwem ruchomego leja zsypanego

taka wymaga starannej konserwacji a możliwość porażenia ludzi, zwarć i przerw w zasilaniu (przez odłączenie odbieraka od sieci) jest większa aniżeli w przypadku stosowania przewodu oponowego. W kopalni „Turów” przejście z doprowadzenia do zwałowarki przewodami ślizgowymi na doprowadzenie przewodami oponowymi dało dobre wyniki zarówno pod względem wypadków porażenia jak i przerw w zasilaniu. Przewody oponowy umieszczono na wózku jadącym po szynach i połączonym z podwoziem zwałowarki.

Zalety eksploatacyjne zasilania maszyn przewodem oponowym powinny spowodować poprawę jakości dostarczanych przewodów. Według doświadczeń zagranicznych przy stosowaniu przewodów oponowych należy przeprowadzać zapobiegawczo badania stanu izolacji przewodów. Badania takie zmniejszają możliwość porażenia i przedłużają czas użyteczności przewodu oponowego.

Przy zasilaniu kopalni odkrywkowej w energię elektryczną w pewnych warunkach celowe może być stosowanie przesuwanych lub przewoźnych stacji transformatorowych i rozdzielni. Przewoźne stacje transformatorowe produkowane przez M-10 mają moc 100, 125, 160 i 200 kVA. Przewoźne lub przesuwne stacje transformatorowe produkowane przez Zakłady Centralnego Zarządu Mechanicznego Budownictwa Przemysłowego mają moc 315 i 400 kVA. Te ostatnie dzięki stosunkowo dużej mocy mogą zasilac mniejsze i średnie czerparki z napędem prądu zmiennego nie posiadające zabudowanego na maszynie transformatora. Przewoźne lub przesuwne (rys. 1) rozdzielnie powinny być zastawiane z lekkiej aparatury, np. nie powinny zawierać wyłączników mocy a tylko odłączniki mocy.

Jednym z pilnych do opracowania zagadnień jest ustalenie jednostkowych norm zużycia energii elektrycznej. Rozliczenie zużycia energii podzielić można na trzy grupy:

1. zużycie energii przy pojedynczej czynności, np. przy urabianiu w określonym gruncie przez pewną maszynę,
2. zużycie energii przez cały oddział, np. przewóz, odwadnianie, zbieranie nadkładu,
3. ogólne zużycie energii przez całą kopalnię.

W celu ustalenia norm jednostkowego zużycia energii elektrycznej liczniki energii mogą być instalowane w rozdzielniach na odpływach do pojedynczych maszyn lub w samych maszynach. W dużych czerparkach szczególnie wieloczerpakowych licznik energii elektrycznej należy do wyposażenia przewidzianego przez wytwórnictwo. Akcję ustalania wielkości zużycia energii elektrycznej należałoby rozpocząć od doprowadzenia do stanu użyteczności uszkodzonych lub zdekompletowanych liczników znajdujących się w czerparkach.

W kopalni mającej trakcję elektryczną i koparki ładujące do wagonów, lokomotywy obsługujące wyrobiska koparek powinny mieć odbieraki boczne. Stosowanie lokomotyw z odbierakami górnymi tzn. zawieszenie przewodu jezdnej w osi toru staje się powodem zwarć sieci jezdnej z ziemią albo przez zetknięcie łyżki z przewodem, albo na skutek docięnięcia przewodu do ścian wagonu przez urobek przy opróżnianiu łyżki.

Przy usuwaniu nadkładu można stosować podstawę przenośnikiem taśmowym na zwały, unikając trakcji wzdłuż wyrobiska koparki. Przenośnik ustawiony na spągu wyrobiska ładowany jest przez koparkę za pośrednictwem ruchomego leja zsypanego poruszającego się wraz z koparką (rys. 2). Ten sposób transportu jest o wiele tańszy od trakcji elektrycznej i oszczędza kłopotów z siecią jezdnią w pobliżu koparki.

Ze względu na charakter poboru mocy można podzielić napędy poszczególnych maszyn na 3 grupy:

1. Napędy pracujące ze stałym zmiennym obciążeniem wahającym się w szerokich granicach przy stałej zmianie wielkości i kierunku obrotów: koparki, zgarniarki (rys. 3).

2. Napędy pracujące ze względnie stałym obciążeniem i rzadkimi zmianami wielkości i kierunku obrotów: czerparki wieloczerpakowe, zwałowarki (rys. 4).

3. Napędy pracujące ze stałym obciążeniem oraz stałą wielkością i stałym kierunkiem obrotów: pompy, przenośniki.

Pierwsza grupa napędów przysparza ze względu na zasilanie najwięcej kłopotów. Tę grupę odbiorników cechuje duży współczynnik zapotrzebowania mocy

$k_z = \frac{P_{sz}}{P_i}$ przy dużym stosunku mocy maksymalnej do średniej (rys. 5).

P_{sz} — potrzebna moc na szynach rozdzielni zasilającej czerparkę.

P_i — zainstalowana moc silników prądu zmiennego czerparki.

Poprzestając na koparkach jako na najczęściej stosowanych czerparkach jednoczerpakowych stwierdzić można, że ze względu na przebieg obciążenia przy tej samej pojemności łyżki lepiej pracuje napęd na prąd stały w układzie Leonarda aniżeli napęd na prąd zmienny jednosilnikowy lub wielosilnikowy. Szczyty mocy napędu Leonarda są mniejsze od szczytów mocy napędu prądu zmiennego. Według obcych doświadczeń wyższość napędu Leonarda między innymi przejawia się w około dwa razy mniejszej ilości postojów wynikłych z uszkodzeń w przypadku napędu na prąd stały w porównaniu z napędem prądu zmiennego. Jeżeli prądnice sterujące układu Leonarda koparki napędza silnik asynchroniczny, z reguły jest to silnik asynchroniczny klatkowy na wysokie napięcie. Silniki klatkowe dochodzą do znacznych mocy. Silnik asynchroniczny klatkowy koparki E-7 ma moc 380 kW.

Niezależnie od rodzaju napędu, zabezpieczenia na doprowadzeniu do koparki nie powinny wyłączać krótkotrwałych przeciążeń.

Koparki o małej pojemności łyżki mają często jeden silnik napędzający wszystkie mechanizmy. Przy obliczaniu transformatora i linii zasilającej tych koparek, wielkość urządzeń zasilających ustalić należy nie ze względu na rozruch silnika, ale ze względu na stałe powtarzające się przeciążenia. Szczególnie w przypadku bloku: transformator-silnik koparki; transformator i przekrój doprowadzenia wystarczający ze względu na rozruch jest niewystarczający dla ciągłej pracy napędu.

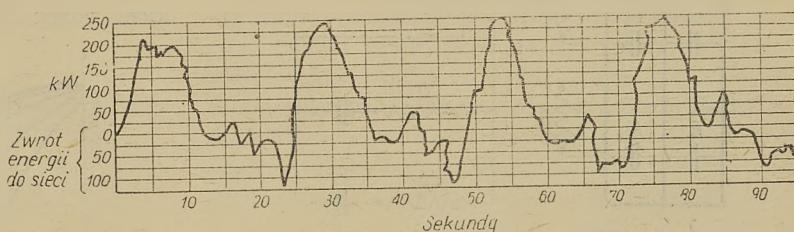
Obecność koparek w kopalni pozwala na szerokie stosowanie silników klatkowych do napędzania innych maszyn nie wymagających regulacji obrotów i dopuszczających krótki czas rozruchu (np. pompy), ponieważ koparki muszą być zasilane z dostatecznie sztywnej sieci, pozwalającej na rozruchy silników asynchronicznych klatkowych.

Praca drugiej grupy napędów nie stawia sieci tak wysokich wymagań jak poprzednia. Potrzebną moc zasilania czerparki wieloczerpakowej z indywidualnymi napędami poszczególnych mechanizmów przyjmuje się równą około 0,6 ÷ 0,7 mocy zainstalowanej.

Przechodząc do napędów maszyn górniczych stwierdzić można, że napęd elektryczny wypiera inne rodzaje

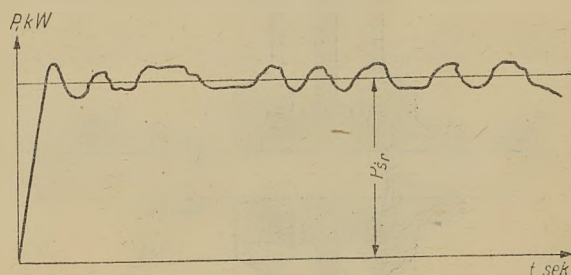
napędów. Jako napęd dużych nowoczesnych czerparek używany jest tylko napęd elektryczny. Napęd parowy utrzymuje się w trakcji, a spalinowy w małych czerparkach często zmieniających miejsce pracy. Jednak i w tych ostatnich dwóch rodzajach maszyn (lokomotywy, małe czerparki) pojawia się silnik elektryczny jako element napędu spalinowo-elektrycznego. Napęd ten w trakcji jest napędem spalinowo-elektrycznym na prąd stały, a w czerparkach często napędem spalinowo-elektrycznym na prąd zmienny.

Poza trakcją elektryczną, napęd prądu stałego pracuje wyłącznie w układzie Leonarda (mowa o nowych maszynach). Może to być układ Leonarda z trójzwojową prądnicą sterującą, stosowany w koparkach (zwykle w ilości 3 zespołów w 1 maszynie). Może to być układ Leonarda napędu jazdy czerparki wieloczerpakowej i zwałowarki lub zginiarniarki linowej, czy

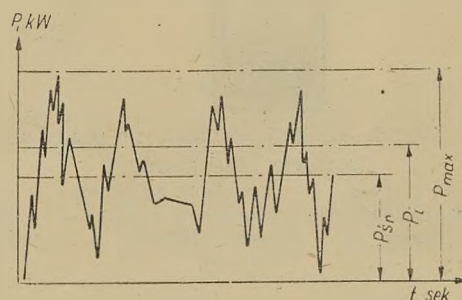


Rys. 3. Przebieg poboru mocy przez napęd podnoszenia koparki

dźwigni liniowej. Napędy Leonarda z trójzwojowymi prądnicami sterującymi mają koparki: radziecka SE-3 i czeska E-7. Do sterowania układu Leonarda średnich i dużych czerparek stosuje się coraz częściej wzmacniacze elektromaszynowe: amplidyny.



Rys. 4. Przebieg poboru mocy przez napędy czerparki wieloczerpakowej — P_{sr} — moc średnia

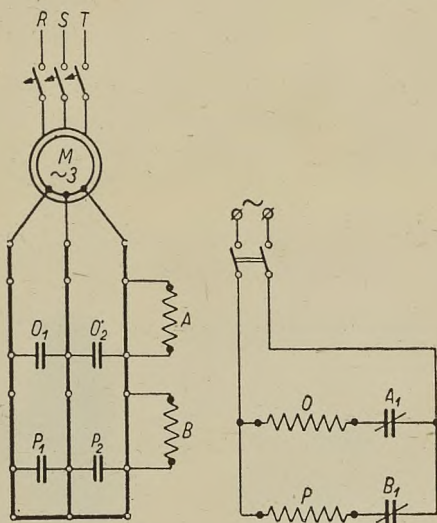


Rys. 5. Uproszczony przebieg poboru mocy przez napędy koparki

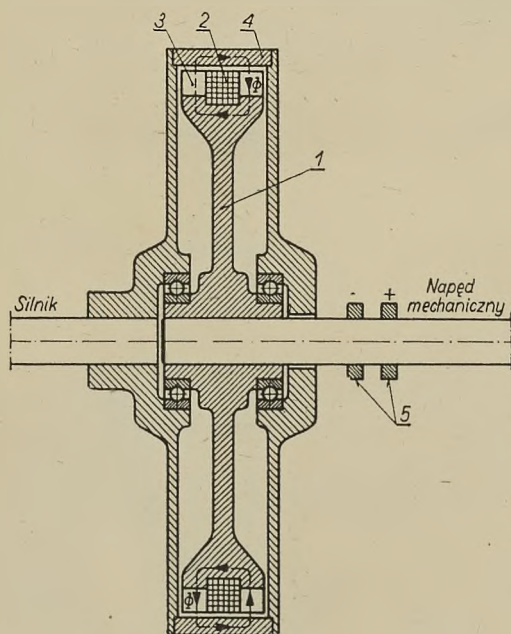
P_{sr} — moc średnia, P_i — zainstalowana moc silników koparki, P_{max} — chwilowa moc maksymalna

Napęd koparek w układzie Leonarda stosowany jest w maszynach o średniej i dużej pojemności łyżki (od 3 m³ wwyż). Mniejsze koparki mają albo napęd asynchroniczny wielosilnikowy lub napęd asynchroniczny

jednosilnikowy. W jednym i drugim rodzaju napędu w nowych maszynach konstruktorzy wprowadzają tzw. sterowanie półautomatyczne. Ten system sterowania pozostawia maszyniście pełną swobodę wyboru operacji, w przypadku jednak przeciążenia silnika powoduje samoczynne przejście napędu na inną charakterystykę mechaniczną. W silniku asynchronicznym pier-



Rys. 6. Zasada działania sterowania półautomatycznego
A, B — przekaźniki nadmiarowe, OP — styczniki



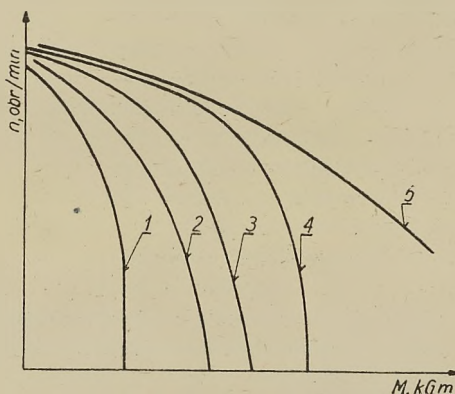
Rys. 7. Zasada działania sprzęgła na prądy wirowe (sprzęgła poślizgowego)

1 — rdzeń stalowy, 2 — uzwojenie wzbudzenia, 3 — zęby powodujące powstanie zmiennego w przestrzeni strumienia magnetycznego, 4 — pierścień stalowy, 5 — pierścień ślizgowy

ścieniowym samoczynne przechodzenie z jednej charakterystyki oporowej na drugą powodują przekaźniki nadmiarowo-prądowe zwłoczne umieszczone w obwodzie wirnika. Na rys. 6, podającym zasadę działania sterowania półautomatycznego styki przekaźników nadmiarowych zwłocznych A i B w przypadku przeciążenia przerywają kolejno obwody cewek styczników O i P, które otwierając swe styki główne wtrącają opory w obwód wirnika (ostatni stopień opornicy załączony

jest stale w obwód wirnika tak, że silnik nie pracuje w ogóle na charakterystyce własnej jako zbyt sztywnej). Jeżeli maszynista nie usunie przyczyny przeciążenia, silnik zatrzymuje się, dając na wale moment równy zwykle około $1,4 \times M_n$. Dalsze utrzymanie przeciążenia napędu powoduje po chwili wyłączenie wyłącznika nadmiarowego w obwodzie stojana.

W silniku asynchronicznym klatkowym (napęd jednosilnikowy) możliwość uzyskania różnych charakterystyk mechanicznych daje sprzęgło elektromagnetyczne. Jednym z typów tych sprzęgieł są sprzęgła na prądy wirowe (rys. 7). W sprzęgle tym na rdzeniu stalowym 1 nawinięta jest cewka 2 wytwarzająca strumień magnetyczny przy przepływie przez nią prądu. Nacięcie na zewnętrznym obwodzie rdzenia 1 zębów 3 powoduje powstanie zmiennego w przestrzeni strumienia magnetycznego. Strumień ten przechodzi przez stały pierścień 4. Pierścień połączony jest z silnikiem, rdzeń zaś z mechanizmem napędzanym. Obrót



Rys. 8. Charakterystyki mechaniczne elektromagnetycznego sprzęgła poślizgowego

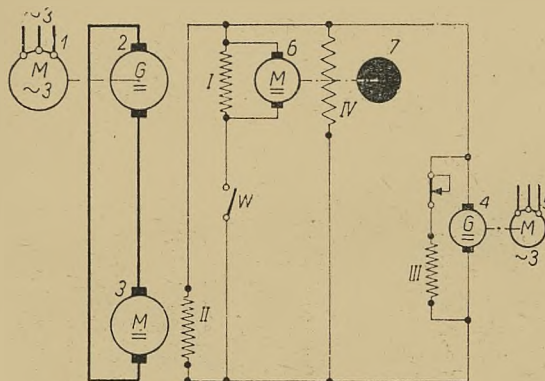
Charakterystyki 1, 2, 3, 4, 5, odpowiadają różnym prądom wzbudzenia uzwojenia 2 z rys. 7

pierścienia 4 względem rdzenia 1 powoduje powstanie prądów wirowych w pierścieniu 4 i obrót rdzenia 1. Rys. 8 podaje charakterystyki mechaniczne sprzęgła podobne do charakterystyk sprzęgła hydraulicznego. Stosowanie sprzęgła pozwala ograniczyć wielkość momentu maksymalnego napędu i umożliwia uzyskanie półautomatycznego układu sterowania.

Przykładem ważności doboru napędu ze względu na wielkość momentu maksymalnego są zgarniarki wysięgnikowe ESz-1. Miały one silniki o zbyt dużym momencie utyku, co prowadziło do uszkodzeń mechanicznych w przypadku opóźnionego zadziałania zabezpieczenia nadmiarowego. Produkowana obecnie zgarniarka ESz-4/40 ma silniki o mniejszym momencie utyku i zwiększonym poślizgu.

W czerparksach wieloczerpakowych napęd mechanizmu urabiania czerparki łańcuchowej pracuje w cięższych warunkach aniżeli czerparki kołowej. Powoduje to duża bezwładność łańcucha z czerpakami i napędzanie łańcucha za pośrednictwem wału gwiaździstego. Na skutek dużych oporów ruchu łańcucha czerpakowego i równoczesnego urabiania przez dużą ilość czerpaków napęd mechanizmu urabiania czerparki łańcuchowej przy tej samej wydajności czerparki ma większą moc niż napęd mechanizmu urabiania czerparki kołowej, przy czym pracę transportu urobku na wysięgniku czerparki kołowej przejmuje osobny silnik przenośnika taśmowego.

Jak już wspomniano napęd mechanizmu jazdy dużej czerparki pracuje w układzie Leonarda. W układzie tym dla uzyskania płynnego rozruchu mechanizmu jazdy czerparki wieloczerpakowej stosuje się układ, którego schemat podaje rys. 9. Równolegle z uzwojeniem wzbudzenia I prądnicy sterującej połączony jest twornik 6 małego silnika bocznikowego, na którego wale



Rys. 9. Schemat układu Leonarda z urządzeniem do uzyskania łagodnego rozruchu

1 — silnik napędzający prądnicę sterującą, 2 — prądnica sterująca, 3 — silnik układu Leonarda, 4 — wzbudnica, 5 — silnik napędzający wzbudnicę, 6 — silnik prądu stałego z twornikiem bocznikującym uzwojenie I, 7 — koło zamachowe, I, II, III, IV, — kolejne uzwojenia wzbudzenia prądnicy sterującej, silnika układu Leonarda, wzbudnicy, silnika 6

znajduje się koło zamachowe 7. Po zamknięciu wyłącznika W niemal całkowity prąd przepływa przez twornik 6 mający znacznie mniejszy opór niż uzwojenie wzbudzenia I. Duża bezwładność koła 7 opóźnia rozruch silnika 6. W miarę powolnego wzrostu szybkości twornika 6 wzrasta jego SEM-czna przeciwnie skierowana niż przyłożone z zewnątrz napięcie, na skutek czego powoli wzrasta przepływ prądu przez uzwojenie wzbudzenia I. Obecnie do sterowania napędem jazdy dużych czerparek stosowana jest amplidyna.

W naszym górnictwie odkrywkowym powinien ulec poprawie stan łączności. Od tego zależy skuteczność

systemu centralnego dysponowania. Dla wprowadzenia i przestrzegania zorganizowanej pracy transportu oraz maszyn, dyspozytor musi mieć możliwość bezpośredniego porozumiewania się z obsługą maszyn. W kopalniach mających trakcję elektryczną stosować można trolejfony, w których częstotliwość nośną przenoszą przewody jezdne.

Jednym z pilnych zadań elektryfikacji górnictwa odkrywkowego jest podnoszenie kwalifikacji obsługi maszyn. Duże maszyny mają wyłącznie napędy elektryczne. Skompilowane układy sterowania i zabezpieczenia tych maszyn wymagają stosowania różnorodnych urządzeń elektrycznych. Niedostatecznie kwalifikowana obsługa niedocenia lub nie zna czasem znaczenia niektórych urządzeń, nie dbając o ich stan. W tych warunkach nawet kwalifikowani monterzy dozoru nie zapobiegają uszkodzeniom urządzeń lub przyrządów.

Obecnie, i tym bardziej w przyszłości, sposobem odkrywkowym wydobywać będą różne gałęzie górnictwa. Celowe zatem powinno być centralizowanie pewnych zagadnień dla wszystkich gałęzi górnictwa. Niektóre zagadnienia powinny być centralizowane zarówno dla górnictwa jak i zamierzonego budownictwa hydroenergetycznego posługującego się tymi samymi maszynami co górnictwo. Do wspólnych zagadnień zaliczyć można budowę i sprowadzanie maszyn oraz zagadnienia elektryfikacji kopalń odkrywkowych i budownictwa hydroenergetycznego.

Literatura

Straszewski Al.: Właściwe warunki zasilania prądem koparek elektrycznych. Przegląd Elektrotechniczny nr 5 — 6/1952.

Dombrowskij N. C.: Powyszenie proizvoditeličnosti odnokowszewych ekskawatow. Strojizdat — Moskwa 1951.

Pearcon F. C., Brown A., Ermert E. E.: Power facilities at a modern anthracite open — pit mine. Mining Engineering t. 4, nr 6, Juny 1952.

622.35

KAMIENIOŁOM PIŃCZOWSKI

Mgr inż. Jerzy Ślebodziński

Treść: Przykład przezwyciężenia trudności powstających przy żywiołowym rozwoju produkcji kamieniołomu przystosowanego do niewielkiego wydobycia. Reorganizacja i mechanizacja robót przy dużej pomocy sąsiednich zakładów i czynników nadrzędnych. Nowe asortymenty produkcji.

Wstęp

Kamieniołom pińczowski został w 1945 r. przejęty przez Samopomoc Chłopską, a następnie kolejno przez Zjednoczenie Budowlane i Przemysł Terenowy Materiałów Budowlanych. Wydobycie wówczas prowadzone zaspokajało lokalne zapotrzebowanie na kamień budowlany. Wszystkie te przedsiębiorstwa przejmujące kamieniołom nie planowały wzrostu wydobycia porzucając w planie 6-letnim na liczbie około 50 m³ bloków rocznie. Zmiany nastąpiły po przejęciu kamieniołomu przez podległe Zjednoczeniu Przemysłu Kamienia Budowlanego przedsiębiorstwo — Krakowskie

Zakłady Kamienia Budowlanego, które utworzyło w Pińczowie samodzielny oddział wydobycia i obróbki wapienia. W roku 1953 zostało utworzone w Pińczowie samodzielne przedsiębiorstwo — Pińczowskie Zakłady Kamienia Budowlanego.

Duży wzrost zapotrzebowania na wapień pińczowski nastąpił przez zainteresowanie się architektów wapieniami białymi jako dekoracyjnym, a nie stosowanym u nas na większą skalę kamieniem okładzinowym. Największy jednak rozgłos uzyskał wapień pińczowski po zakwalifikowaniu go jako surowca, z którego wykonane zostaną fragmenty elewacji Pałacu Kultury i Nauki im. J. Stalina w Warszawie oraz w związku

z wprowadzeniem za wzorem Związku Radzieckiego, Francji i innych Państw produkcji wapiennych kształtek budowlanych.

dzi materiał osadowy, znajdowały się prawdopodobnie w kierunku północno-wschodnim od złoża (według mgr inż. St. Bukowińskiego).



Rys. 1. Środkowa część ściany wyrobiska w Pińczowie

Złoże wapienia pińczowskiego (położenie i geologia złoża)

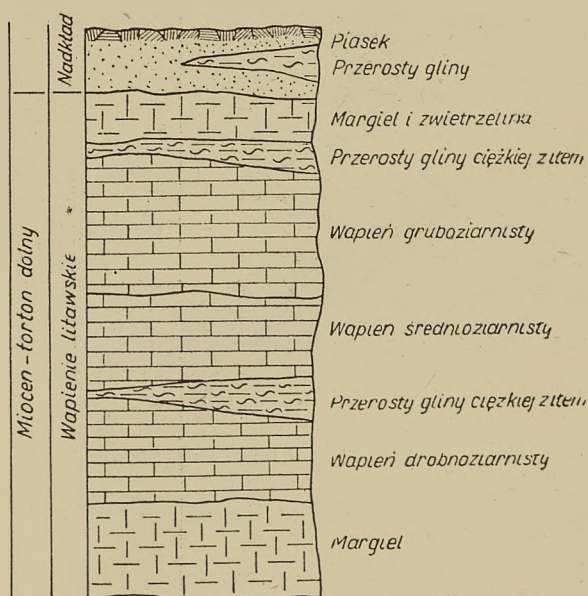
Złoże wapienia pińczowskiego położone jest w szczytowej partii wyniosłości ciągnącej się na lewym brzegu Nidy na linii Skowronno—Nowa Wieś—Bogucina. Różnica wysokości względnej od doliny Nidy jest dla wyniosłości około 100 m, szerokość koło Skowronna 1 km, wzrasta w kierunku wschodnim tworząc w okolicy Nowej Wsi płaskowyż.

Wapień eksploatuje się w kamieniołomie w Nowej Wsi odległym o 2 km na północ od Pińczowa. Do kamieniołomu dochodzi bocznicą kolejki wąskotorowej, z której następuje przeładunek na tor normalny w Jędrzejowie.

Złoże zalega w rejonie fałdu wojczowsko-pińczowskiego, mającym przebieg zgodny z kierunkiem wyniosłości. W Nowej Wsi złoże wapieni litawskich, do którego należy wapień pińczowski, zalega w niecce. Warstwy widoczne w przekopie szosy na wschód od kamieniołomu zapadają w kierunku południowo-zachodnim pod kątem około 30°. Wychodnia złoża w kierunku zachodnim znana jest w miejscowości Skowronno. Nachylenie złoża jest w samym kamieniołomie nieznaczne około 6° (zmienne) w kierunku południowo-zachodnim.

Wapień pińczowski jest wapieniem okruchowym, osadzonym w pobliżu raf litotamniowych w płytkim morzu miocenijskim. Rafy litotamniowe, z których pocho-

Nadkład składa się z utworów czwartorzędowych, tj. glin i piasków o zmiennej grubości średnio 3 m. Piaski te tworzą liczne pagórki typu wydumowego, co w nie-



Rys. 2. Orientacyjny profil ściany kamieniołomu w Nowej Wsi

których miejscach zwiększa nadkład nawet o kilka metrów. Pod nadkładem występuje zwietrzały wapień marglisty o grubości około 3 m. Charakteryzuje się on

dużą zawartością części ilastych i jest zbierany wraz z nadkładem jako nieużyteczna część złoża. Następnie zalegają o zmiennych grubościach warstwy wapienia użytecznego z przerostami gliniastymi. Grubość poszczególnych warstw wapienia dochodzi do 2 m, a przerostów do 1 m. Orientacyjny wygląd ściany kamieniołomu przedstawiony jest na rys. 2.

Poszczególne warstwy wapienia eksploatowanego spękanе są pionowo. Niektóre pęknięcia pionowe przechodzą przez wszystkie warstwy oddzielając od siebie większe kompleksy złoża. Spękanie złoża oraz warstw podległych ułatwia odpływ wody z wyrobiska tak, że zarówno podczas roztopów jak i podczas ulewnych deszczów woda nie zatrzymuje się w kamieniołomie.

Własności technologiczne wapienia pińczowskiego

Rozróżniane są w zależności od wielkości rozdrobnionego materiału litotamniowego trzy rodzaje wapienia pińczowskiego: wapień grubo-, średnio- i drobno-

zmian, a z reszty około 1/3 z drobnymi uszkodzeniami, a 2/3 rozsypało się.

Wyniki badania składu chemicznego (tablica 2) wykazują dużą zawartość węglanu wapnia przy niedużej zawartości innych domieszek, co umożliwia wykorzystanie odpadów (kamień łamany) do wypału wapna. Bardzo niska wytrzymałość na ciśnienie i struktura wapienia budzi pewne zastrzeżenia, co do takiego wykorzystania. W kamieniołomie pińczowskim wypalano wapno, przy czym wypał z nieznanых przyczyn został zarzucony. Według wypowiedzi jednego ze starszych pracowników początkowo miano wypalać wapno z wapienia miejscowego, później pracowano na surowcu dowożonym i wreszcie zaprzestano wypałów wapna, eksploatowało jedynie kamień budowlany.

Wapień pińczowski jest po wydobyciu bardzo miękki i daje się łatwo obrabiać ręczną piłą do drewna, siekierami, tasakami oraz innymi prostymi narzędziami ręcznymi. Po utracie wilgoci skalnej zachodzi proces

Własności fizyczne wapienia pińczowskiego

Tablica 1

			Wapień		
			grubo	średnio	drobno
			ziarnisty		
Wytrzymałość na ściskanie	bez wysuszenia	g/cm²	68 (41 ÷ 87)	107 (86 ÷ 131)	97 (71 ÷ 139)
	po wysuszeniu	g/cm²	101 (35 ÷ 124)	128 (103 ÷ 131)	117 (71 ÷ 139)
Przyrost wytrzymałości po wysuszeniu		%	148,5	119,6	120,6
Ciężar objętościowy		g/cm³	1,72	1,82	1,75
Nasiąkliwość		%	16,3 (15,2 ÷ 19,6)	13,3 (11,0 ÷ 15,2)	14,2 (13,3 ÷ 16,1)

Uwaga: Liczby wypośrodkowane. Liczby podane w nawiasach wyrażają wyniki skrajne.

ziarnisty. Ścisłego rozgraniczenia lub też określenia technicznego powyższych rodzajów wapienia nie ma. Podział ten jest przyjęty na podstawie doświadczenia pracowników kamieniołomu oraz przez odbiorców.

Wapień gruboziarnisty jest najmniej wytrzymały i stosowany tylko w budownictwie wiejskim do niskich budowli przemysłowych. Wapień średnio- i drobnoziarnisty jest używany na elewację budynków, przy czym cenniejszy jest wapień drobnoziarnisty, zwany „ciosem rzeźbiarskim“. Orientacyjne dane wytrzymałościowe oraz własności fizyczne trzech podanych rodzajów wapienia zamieszczono w tablicy 1.

Wytrzymałość na zamrażanie jest zmienna dla poszczególnych rodzajów. Największą ilość próbek, które przetrwały 25-krotne rozmrażanie bez zmian uzyskano z wapienia drobnoziarnistego. Zdarzały się jednak próbki tego wapienia rozpadające się (sporadycznie), czy też wykazujące drobne uszkodzenia. Wapień średnioziarnisty daje w badaniach 50 % próbek bez uszkodzeń, reszta natomiast wykazuje drobne uszkodzenia lub też (rzadziej) rozsypuje się. Przy badaniach wapienia gruboziarnistego ponad 50 % próbek pozostało bez

Skład chemiczny wapienia pińczowskiego

Tablica 2

	Wapień		
	grubo	średnio	drobno
	ziarnisty		
Wilgoć	0,25	0,37	0,63
Straty żarowe	42,75	41,74	41,31
Zawartość krzemionki rozpuszczalnej SiO ₂	ślady	0,63	0,03
Zawartość części nie rozpuszczalnych HCl	1,69	2,86	5,26
Zawartość sumy tlenków (R ₂ O ₃)	0,62	0,55	0,90
Zawartość tlenku wapniowego CaO	54,42	53,20	51,67
Zawartość tlenku magnezowego MgO	0,23	0,36	0,13
Zawartość tlenku siarkowego So ₃	0,10	0,14	0,07
Z przeliczenia zawartość węglanu wapnia (CaCO ₃)	96,72	94,94	92,21

cementacji, wapien twardnieje uzyskując znaczny wzrost wytrzymałości. Własność tę wykorzystuje się wykonując rzeźby oraz elementy budowlane profilowane z świeżo wydobytych bloków. Bloki wapienia wydobyte w ziemie pękają lub złuszcza się, jeżeli wcześniej nie utraciły wilgoci skalnej. Po utracie wilgoci i równoczesnej cementacji wapień uzyskuje odporność na działanie mrozu. Wobec tego eksploatowano złoża od marca do października, ograniczając się w okresie zimowym do robót przygotowawczych.

Wapień pińczowski przeszedł najbardziej miarodajną próbę przydatności jako naturalny kamień budowlany — próbę kilkusetletniego stosowania w budownictwie bez wykazania uszkodzeń i zmian spowodowanych niszcącym działaniem czynników atmosferycznych.

Według ustnych relacji miejscowej ludności miał od być użyty w dużej ilości w budowlach wznoszonych przez Kazimierza Wielkiego. Z zachowanych zabytków, do których użyto wapienia pińczowskiego na elementy budowlane należy wymienić budowlę Pińczowa i Krakowa. W Pińczowie na wzgórzu ponad miastem stoi kościółek św. Anny wybudowany w XVII w. oblicowany wapieniem średnio- i gruboziarnistym. Tylko na niektórych blockach widoczne są ślady łuszczenia się powierzchni kamienia. Przed tym kościołkiem znajduje się figura rzeźbiona w wapieniu drobnoziarnistym z wyrytą datą 1826 r. i pamiątkowym napisem. Figura ma bardzo dobrze zachowane szczegóły rąk (paznokcie), twarzy — bez śladów uszkodzeń spowodowanych działaniem czynników atmosferycznych. W samym mieście obłożona jest wapieniem drukarnia ariańska, pochodząca z XVII w. Również kościół Arian posiada z wapienia we wnękach murów dobrze zachowane figury zakonników. Poza tym istnieje w Pińczowie wiele budynków wykonanych w okresie przed- i powojennym z blocków wapiennych. W Krakowie spotyka się elementy budowlane z wapienia pińczowskiego w kościele Mariackim, kaplicy OO Dominikanów (portal), w Sukiennicach (attyka) oraz portalach w kilku zabytkowych kamieniczkach przy ulicy Kanonicznej. W budowlach wznoszonych po wojnie z wapienia pińczowskiego wykonano elewację gmachu Ministerstwa Rolnictwa w Warszawie, a obecnie szereg elementów budowlanych dla Pałacu Kultury i Nauki im. J. Stalina.

Przewycięzenie trudności eksploatacyjnych związanych z szybkim rozwojem kamieniołomu

W początkach 1953 r. przyjął Centralny Zarząd Przemysłu Kamienia Budowlanego zamówienie na dużą ilość elementów z wapienia dla budowy Pałacu Kultury i Nauki w Warszawie. Zamówienie obejmowało tylko wapień drobno- i średnioziarnisty, przy czym wapień średnioziarnisty pod warunkiem jednorodności struktury (bez wkładek z materiału grubszego) w bloku czy wyprodukowanym elemencie.

Kamieniołom był dotychczas nastawiony na wydobywanie nie większe niż 180 do 200 m³ bloków miesięcznie. Dla tej ilości zdjęto nadkład, zwietrzelinę oraz odgruzowano i przygotowano przodki. Prace te wykonano w około 70 % do kwietnia 1953 r. a pozostałe 30 % miano prowadzić bieżąco wraz z wydobywaniem w miesiącach letnich.

Dla wywiązania się z przyjętych dostaw konieczny był poważny wzrost wydobywania, który można było osiągnąć przez znaczne rozszerzenie frontu robót, odgruzowanie nie eksploatowanych przodków środkowej części ściany wyrobiska, rozszerzenie eksploatacji na nowe obszary złoża oraz należytą mechanizację. Wzrost ten musiał być stopniowy i dochodzić w okresie szczytowego wydobywania w miesiącach letnich do 15-krotnie wyższej ilości od dotychczasowego.

Prawie cały rok 1953 pracowano w kamieniołomie sprzętem dzierżawionym lub pracującym na zlecenie. W pierwszej połowie roku rozpoczęły pracę dwie koparki o napędzie spalinowym o pojemności czepaka 0,5 m³, spycharka typu D-157, samochody samowyładowcze typu ZIS o ładowności 3 t i dźwigi samochodowe (ZIS nośność 3 t, MAZ nośność 5 t). W następnych okresach dzięki zakupom i przerzutom z innych przedsiębiorstw ilość sprzętu stale wzrastała.

W bardzo niekorzystnych warunkach przystąpiono do wykonania dojazdów, zdejmowania nadkładu i wywożenia gruzu z wyrobiska. W wyrobisku brak było miejsca na ustawienie dźwigów i koparek. Pomędzy frontem skrywki a ścianą wyrobiska nie było zupełnie w miejscach nie eksploatowanych potrzebnego wyprzedzenia, a w miejscach eksploatowanych wyprzedzenie było nie wystarczające. Piaszczysty i nierówny teren uniemożliwiał przejazd samochodów do miejsc załadunku urobionego nadkładu, a wydmowy charakter uniemożliwiał doprowadzenie torów bez odpowiednich robót przygotowawczych. Drogi w kamieniołomie dostosowane były do transportu konnego torami wąskimi. Nasilenie prac zdejmowania nadkładu i odgruzowania trwało przez cały II kwartał 1953 r. z tym, że równocześnie prowadzono eksploatację na wszystkich odgruzowanych przodkach.

Początkowo nadkład i zwietrzelinę w miejscach, w których nie było wyprzedzenia, lecz pionowe ściany dochodziły do powierzchni terenu, musiano zrzucić do wyrobiska i stąd po załadowaniu koparką wywożono na zwały. Po uzyskaniu 5-metrowego wyprzedzenia przed eksploatowaną ścianą ładowano urobiony nadkład piaszczysty koparkami na samochody dojeżdżające prowizorycznymi drogami na górny poziom skrywki. Zwietrzelinę natomiast załadowywano ręcznie i wywożono furmankami na zwały. Wywóz furmankami zwiększał niewspółmiernie koszty. Koszt transportu furmankami był wyższy o około 60 % w porównaniu z kosztem racjonalnego transportu mechanicznego wprowadzanego w kamieniołomie w 1954 r.

W sierpniu 1953 r. wykorzystując 3- do 5-metrowe wyprzedzenie robót zdejmowania zwietrzeliny od ściany eksploatacyjnej, przystąpiono do uruchomienia wydobywania na całej długości odgruzowanej ściany. To nieduże wyprzedzenie oraz posuwająca się ściana eksploatacyjna zmuszała do coraz intensywniejszego zdejmowania zwietrzeliny (zdejmowanie nadkładu sykięgo urabianego koparką i wywożonego samochodami nie było już problemem i front tych robót został odsunięty na wystarczającą odległość).

Dla pokonania tej trudności zdecydowano urabiać zwietrzelinę oraz margiel zalegający w nadkładzie materiałem wybuchowym (amonit, proch). Dokładna analiza wpływu eksploatacji na calinę wykazała konieczność pozostawienia około 1 m warstwy ochronnej. W tej warstwie zanikały drgania wywołane eksplozją

nie dochodząc do calizny w sile mogącej wywołać spękania. Otwory wiercono do głębokości maksymalnej 2,5 m stosując nieduże ładunki materiału wybuchowego. Przy próbie mechanizacji załadunku (dla wywozu samochodami) okazało się, że urobek nie może być ładowany posiadanymi koparkami o pojemności czaraka 0,5 m³. Koparki miały bardzo duże przestoje spowodowane napotykaniami brył nie mieszczących się w czerpakach, które trzeba było rozbijać. Wskutek tych przyczyn współczynnik wykorzystania czasu pracy koparki malał poniżej 0,5, a nawet 0,3. Stosowanie koparek w tych warunkach było nieekonomiczne, a dostosowanie czy wyliczenie odpowiednich ładunków dla uzyskania drobniejszego urobku, wobec spekań warstwy ochronnej było bardzo trudne. Dlatego w dalszym ciągu przewożono urobiony margiel i zwietrzelinę wozami konnymi. Załadunek odbywał się ręcznie. Jednak w miarę wprowadzania należytego rozmieszczenia otworów, dzięki zastosowaniu odpowiedniej odległości otworów w szeregu oraz odległości szeregów od siebie i dobieraniu ładunków, otrzymywano urobek coraz drobniejszy tak, że w 1954 r. stworzono warunki do zastąpienia transportu konnego transportem torowym z załadunkiem koparkami.

W urabianiu skały na bloki nie zaszły zmiany. Wykonywanie otworów na kliny i odklinowywanie nie sprawiało trudności w miękkim wapieniu i wprowadzenie innych niż dotychczas stosowanych narzędzi, np. narzędzi pneumatycznych byłoby nie celowe.

Bolączką był brak skalników o pełnych kwalifikacjach. Przez okres przeszkolenia prowadzonego od czerwca 1953 r. praca odbywała się w większych zespołach po pięciu robotników w poszczególnym przodku pod kierunkiem starszego skalnika. W miarę przeszkalanania wydajność pracy znacznie wzrastała. Wzrost ten dla okresu od marca do października 1953 r. przedstawiono na wykresie procentowego przekraczania normy w marcu (rys. 3). W październiku na zebraniu załogi przeprowadzono rewizję norm, które wskutek mechanizacji odstawy, lepszego przygotowania i przeszkolenia załogi stały się nieaktualne i zostały podwyższone.

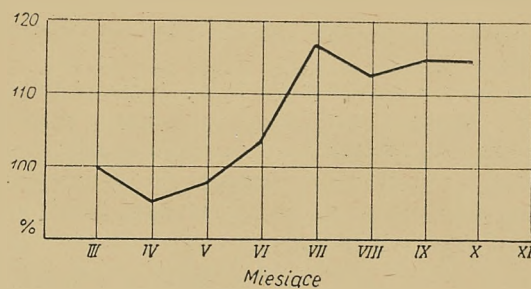
Eksploatacja odbywała się na krótkim froncie robót, około 250 m na dwie zmiany. Na zmianie pierwszej były czynne wszystkie przodki, na drugiej tylko mniej załadowane. Średnia długość przodku wynosiła około 30 m, a na jednego robotnika przypadało około 6 m frontu robót. Nadzór nad przodkiem miał przodowy (brygadzysta) pracujący na pierwszej zmianie i udzielający wskazówek swemu zastępcy (skalnikowi) zaczynającemu drugą zmianę. Całkowita obsada robót przedstawiała się następująco (w przodku) dla przodków urabiających złoża na dwie zmiany:

zmiana I — 5 robotników + przodowy, w tym skalnicy, paserowacze i odgruzowacz,

zmiana II — 5 robotników z tym samym podziałem jak poprzednio.

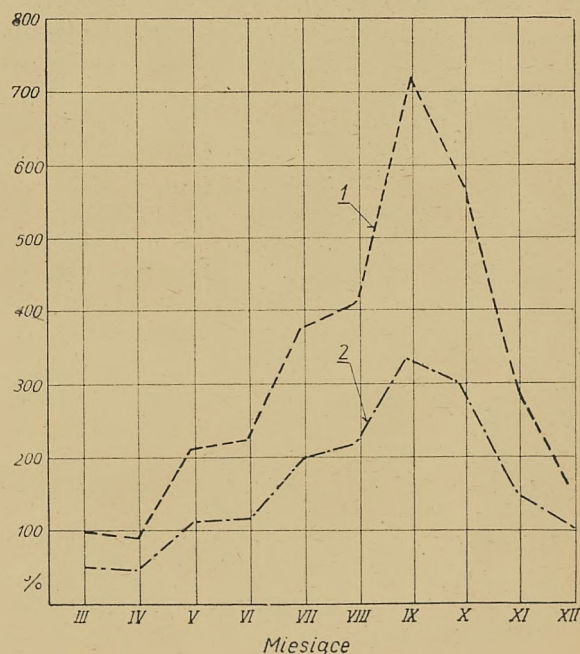
Przodki, w których wydobyte prowadzono na jedną zmianę, były na drugiej zmianie odgruzowywane przez 3 robotników. Na uruchomionej trzeciej zmianie prowadzono prace przygotowawcze dla utworzenia poziomów eksploatacyjnych i nowych przodków. Praca na trzy zmiany była prowadzona tylko w okresie letnim w czasie wzmożonego wydobywania (od elektryfikacji karmieniołomu w lipcu 1953 r.). Sprzęt mechaniczny pra-

cował tylko przez 10 do 12 godzin na pierwszej i drugiej zmianie z braku operatorów, koniecznych napraw bieżących i przeglądów.



Rys. 3. Wzrost wydajności pracy według procentowego przekraczania norm (100 % przekroczenie przyjęto w marcu 1953 r.)

Konieczność wydobywania nie użytecznych chwilowo bloków była może najtrudniejszym problemem, który nawet w pierwszych okresach zdawał się być nie do rozwiązania, wiaćwszy pod uwagę wzrost wydobywania bloków w miesiącach szczytowej produkcji (od lipca do listopada 1953 r. wydobyte przekraczało 2000 m³ bloków a dochodziło we wrześniu do 3000 m³). Wapień drobnioziarnisty zalega pod warstwami grubo- i średnioziarnistego o procentowym udziale w użytecznej grubości złoża około 25 ÷ 30 % a łącznie z wapieniem średnioziarnistym 40 ÷ 70 %. Orientacyjnie tylko 60 % wapienia spełniało warunki zamówienia dla Pałacu Kultury i Nauki. Dlatego też bloki wapienia nie



Rys. 4. Wydobywanie bloków w 1953 r.

1 — procentowy wzrost wydobywania w stosunku do marca 1954 r., 2 — procentowy wzrost wydobywania w poszczególnych miesiącach 1953 r. w stosunku do całorocznego wydobywania w 1952 r.

zakwalifikowanego, tj. około 40 % wydobywania, składano lub też w miarę posiadanych luzów w transporcie wysyłano na inne zamówienia. Skutkiem tego powstały nadmierne ilości bloków zmagazynowanych, które dopiero w 1954 r. zostały częściowo rozładowane, przede wszystkim przez użycie do produkcji kształtek budowlanych.

Obrazem przezwyciężenia trudności eksploatacyjnych w nieprzygotowanym do tak wysokiego wydobycia kamieniołomie pińczowskim jest wykres procentowego wzrostu wydobycia bloków w stosunku do wydobycia w marcu 1953 r. oraz w stosunku do wydobycia w 1952 r. (rys. 4).

Nie łatwym zagadnieniem była odstawa i transport bloków, kamienia łamanego i odpadów z przodków. Ustawione dla odciągania i załadunku bloków żurawie masztowe (uruchomione dopiero po doprowadzeniu energii elektrycznej) nie mogły obsłużyć całego frontu robót. Powodem tego było pracochłonne przeciąganie lin od żurawi do bloków na odległości 50 m, a nawet większe. Poza tym na odcinkach rozciągniętych lin wstrzymywano ze względów bezpieczeństwa pracę w czasie ściągania bloków. Stałe umieszczenie żurawi masztowych za szybko posuwającą się ścianą eksploatacyjną wydłużało odległości i stwarzało konieczność przeniesienia dźwigów na mniejszą odległość od oddalającej się ściany. Załadowywano więc dźwigami samochodowymi typu ZIS i Star-20 o udźwigu 3 t oraz MAZ o udźwigu 5 t. Dźwigi te znacznie sprawniej obsługiwały przodki mogąc dojechać blisko do przodku. Nie można było nimi jednak ściągać bloków z miejsc położonych wyżej, w większej odległości lub z boku dźwigu. Dla umożliwienia pracy dźwigom samochodowym, ściągały bloki ciągniki na gąsienicach (typ D-157 oraz Fiat L-55). W 1954 r. otrzymano dźwig Abus o nośności 6,3 t na podwoziu gąsienicowym, który może zarówno ściągać bloki z dalszych odległości jak i leżące z boku i dojechać do miejsc niedostępnych dla dźwigów samochodowych. Zastosowanie dźwigów tego typu rozwiązuje zagadnienie odstawy i załadunku bloków w wyrobisku.

Transport z wyrobiska odbywał się samochodami ZIS, Star-20 o nośności 3 t, Skoda o nośności 7,5 t oraz ciągnikami Ursus z przyczepami o nośności 3 t (w pierwszym okresie zwiększonego wydobycia również pomocniczo furmankami), po drodze dojazdowej do wyrobiska pozbawionej stałej nawierzchni. Znaczny spadek przy wjeździe i powstające w dni deszczowe błoto powodowało ślizganie się kół samochodowych paraliżując ruch. Z pomocą przychodziły ciągniki na gąsienicach, co było jednak poważnym zakłóceniem prac przy odstawie i ściąganiu bloków oraz znacznie ograniczało wywóz bloków z wyrobiska.

Późną jesienią 1953 r. ukończono budowę drogi do wyrobiska o utrwalonej nawierzchni.

Wyładunki i załadunki na placach obróbczych odbywały się dźwigami samochodowymi, a załadunek na rampie kolejowej niedużą ręczną suwnicą mostową i pomocniczo dźwigami samochodowymi. Zmontowany

i oddany do ruchu z początkiem 1954 r. dźwig wieżowy samojezdny o nośności 4,5 t obsługuje wagony kolejowe i magazyn bloków bez pomocy innych urządzeń.

Wszystkie przedstawione trudności dotyczyły samego wydobycia. W tym samym okresie kiedy nastąpił wzrost produkcji (maj, czerwiec 1953) rozpoczęto na szeroką skalę zakrojone roboty inwestycyjne przy budowie nowego zakładu obróbczego. Inwestycje obejmowały: budowę hali obróbki ręcznej i maszynowej, budowę warsztatów, magazynów, budynku administracyjnego, dróg i kolejek przemysłowych dla transportu wewnętrznego w zakładzie oraz do kamieniołomu, niwelację placów przeznaczonych na magazynowanie bloków, półfabrykatów, placów obróbki ręcznej itd. Budowy te przeprowadzone były na terenie, przez który przechodziły drogi transportowe z wyrobiska na rampę załadowniczą oraz częściowo do miejsc zwałowania nadkładu i odpadów. Było to duża przeszkodą w ruchu pojazdów. Dla niwelacji terenów pod budowę wielokrotnie wypożyczano z wyrobiska koparki i spycharki. Rozpoczęto w III kwartale 1953 r. w Pińczowie budowę budynków mieszkalnych, hotelu robotniczego oraz pomieszczeń socjalnych dla wzrastającej załogi kamieniołomu i zakładu obróbczego.

Przedsiębiorstwo pińczowskie było w tym okresie w stadium organizacji. Braki odczuwano w szczególności w obsadzie stanowisk technicznych, a nawet wymagających odpowiednich kwalifikacji administracyjnych. Z pomocą przyszedł Centralny Zarząd Przemysłu Kamienia Budowlanego oddelegowując na kilkumiesięczne okresy swoich pracowników lub przenosząc wysoko kwalifikowanych pracowników z innych podległych sobie przedsiębiorstw. Najbliżej Pińczowa położone przedsiębiorstwa — Kieleckie Zakłady Kamienia Budowlanego oraz Szydłowiecko-Kunowskie Zakłady Kamienia Budowlanego pomagały stale w sprzęcie i wyposażeniu, środkach transportowych, urządzeniach i potrzebnych materiałach. Pomoc w zakresie dostaw przydziałów maszyn i urządzeń oraz przerzutów z innych gałęzi przemysłu, a poza tym specjalną opiekę nad zaopatrzeniem technicznym i materiałowym udzielało Ministerstwo Przemysłu Materiałów Budowlanych.

Całość zorganizowanej pomocy a przede wszystkim ofiarna praca pińczowskich skalników i robotników, dozoru technicznego i pracowników administracyjnych umożliwiła wywiązanie się z przyjętych dostaw.

Planowany wzrost ilości wydobycia i przeróbki wapienia oraz wzrost zużycia wapienia w budownictwie w nadchodzącym pięcioleciu gwarantuje dalszy rozwój kamieniołomu (tablica 3). Kamieniołom pińczowski nastawia się na produkcję kształtek budowlanych

Tablica 3

Wydobycie bloków oraz ilość wykonanych elementów w latach od 1956 do 1960 r.

(bez uwzględnienia wydobycia na kształtki budowlane)

Produkt	Rok				
	1956	1957	1958	1959	1960
Wydobycie bloków, m ³	19 600	22 800	23 600	28 500	28 500
Wyrób płyt, m ²	100 000	120 000	140 000	150 000	160 000
Ciosów obrobionych, m ²	22 000	24 000	28 000	30 000	30 000

będących wielokrotnością cegły, których produkcja rozpoczęła się w 1954 r. W 1955 r. produkcja kształtek dla całego Przemysłu Kamienia Budowlanego ma wzrosnąć do ilości 10 000 000 szt (referat ministra MPMB ob. mgr inż. J. Grzymka — Materiały Budowlane, luty 1955), z czego znaczna część produkcji przypadnie na Pińczów. Dlatego należy dążyć do całkowitej mechanizacji wydobycia stosując wycinanie bloków i kształtek ze złoża maszynami typu Stolarowa, kombajnu Zilberglita, czy też opracowanymi nowymi modelami maszyn, dostosowanymi do miejscowych warunków złożowych. Zamówienia na elementy budowlane z wapienia będą wykonywane przez zakład obróbczy, któ-

rego budowa dobiega końca. W pełni będzie się wykorzystywać odpadowy kamień łamany, którego jednak ilość zmaleje po przejściu na całkowitą mechanizację wydobycia.

Wysyłka będzie odbywać się prawdopodobnie kolejną normalnotorową przez budowę odcinka bocznicy do linii Kielce—Busko.

Mało znany dotychczas wapień pińczowski zajął porównywalne miejsce wśród innych naturalnych kamieni stosowanych w budownictwie monumentalnym, a produkcja kształtek dostarczy nowego, taniego materiału dla budownictwa przemysłowego, mieszkaniowego a głównie wiejskiego.

622.015.1:624.131.6

ZAGADNIENIE DOPŁYWU WÓD W ODKRYWKACH

Prof. mgr inż. Julian Samujłło

Treść: Cel i zadania odwadniania odkrywek węgla brunatnego. Ujemne skutki niedostatecznego odwadniania. Zasadnicze pojęcia rodzaju wód i wzory dla obliczenia zasobów wód i przepływu wody.

Obecność wody w nadkładzie i złożu wykazuje poważnie niekorzystny wpływ nie tylko na stateczność ociosów, ale także na całokształt robót górniczych w kopalniach węgla brunatnego.

Nadkład składa się przeważnie z piasków, glin lub żwiru pochodzenia trzeciorzędowego, dyluwialnego lub aluwialnego.

Odwodnienie warstw nadkładu ma poważne znaczenie, gdyż w razie występowania poziomów z wodą naporową jest stałe niebezpieczeństwo zakłócenia normalnej pracy w wyrobisku z powodu ruchów podłoża, wskutek czego urządzenia eksploatacyjne nie mogą działać w sposób przewidziany.

Przy niewystarczającym odwodnieniu podłoże wyrobiska jest mokre i zamulone, a koparki zbierają urobek mokry i zanieczyszczony. Czerpanie odbywa się w warunkach niekorzystnych, dlatego praktyczna wydajność urządzeń obniża się o 30 do 60 %. Właściwe wykorzystanie koparek jest możliwe tylko wówczas, gdy urobek jest suchy.

Zawodnione i zamulone podłoże utrudnia poza tym transport urobku, gdyż stan torów i torowisk pozostawia wiele do życzenia, a zawilgocone masy ładowane do naczyń transportowych powodują konieczność przewożenia nieużytecznego ciężaru, którym jest woda.

Eksploatacja nieodwodnionych pokładów węgla brunatnego powoduje również spadek wydajności w brykietowniach, gdzie trzeba użyć dodatkowej energii na usunięcie wilgoci nadmierowej.

Wydajność i ekonomika zakładów węgla brunatnego jest w dużym stopniu zależna od należytego odwodnienia nadkładu i złoża. Z tego też względu środki odwodnienia i sposób odwadniania powinny być zaplanowane z całą starannością.

Przygotowaniem do odwodnienia są prace badawcze, polegające na studiach warunków geologicznych i hydrogeologicznych złoża i bezpośredniej okolicy. Studia te potrzebne są do ustalenia budowy warstw nadkładu, złoża i warstw podległych, własności skał zalegających w nadkładzie i w spągu złoża, wielkości ziarn i składu ziarn w skałach, chemicznego składu węgla, rodzaju wód i zasobów wód.

Skały, zwłaszcza sypkie i miękkie, w przypadku zawodnienia są nasycone wodą higroskopijną i kapilarną.

Woda higroskopijna otacza każdą cząsteczkę skały, a jej ilość wzrasta wraz ze zwiększeniem łącznej powierzchni cząstek w stosunku do jednostki ich objętości. Na przykład czysty piasek kwarcowy zawiera objętościowo około 1 % wody higroskopijnej, a glina do 18 %.

Woda grawitacyjna zajmuje przestrzeń wolną od wody higroskopijnej, wody kapilarnej (włoskowatej) i powietrza. Może ona swobodnie poruszać się w porach i szczelinach skalnych pod działaniem siły ciężkości.

Woda kapilarna pod wpływem działania adhezji utrzymuje się w niewielkich przestrzeniach między cząsteczkami skały. Może ona wbrew prawom ciężenia poruszać się w górę ponad poziom wody gruntowej. Ilość wody kapilarnej zależna jest od poziomu wody gruntowej, pory roku, wiatrów i od własności skały. Woda kapilarna w przeważającej ilości znajduje się tuż ponad poziomem wody gruntowej i zanika stopniowo ku górze. W piasku znajduje się od 10 do 20 % wody kapilarnej, a w glinie od 30 do 40 %. Graniczną wysokość wody kapilarnej nad poziomem wody gruntowej dla niektórych gruntów podano w tablicy 1.

Usunięcie wody higroskopijnej jest w praktyce nie do przeprowadzenia, jest zresztą niewskazane, gdyż skała pozbawiona wilgoci naturalnej jest trudniejsza do urabiania, a zwałowanie jest utrudnione, gdyż skała

Tablica 1

Wysokość wody kapilarnej nad poziomem wody gruntowej

Nazwa gruntu	Wysokość słupa wody kapilarnej cm
Piasek gruboziarnisty	3,5 ÷ 12
Piasek średnioziarnisty	12 ÷ 35
Piasek drobnoziarnisty	35 ÷ 150
Piasek gliniasty	1,2 ÷ 3,5
Gлина piaszczysta	3,5 ÷ 6,5
Gлина lekka	6,5 ÷ 12

taka przybiera później wodę i staje się mniej stateczna.

Głównym zadaniem odwadniania jest zawsze usuwanie wody grawitacyjnej, przez obniżenie poziomu wód gruntowych.

Drobnoziarnistość gruntu, a zwłaszcza piasku ma wielkie znaczenie dla szybkości i stopnia odwodnienia. Jednostką porównawczą łatwości odwodnienia jest tzw. wartość kapilarna, mierzona za pomocą kapilarometru. Im łatwiejsza do osuszenia jest skała, tym mniejsza jest dla niej wartość kapilarna. Materiał o wartości kapilarnej od 0 do 7 jest bardzo łatwy do odwodnienia, od 7,1 do 18 łatwy, powyżej 18 trudny do odwodnienia. Wartość kapilarna jest mniejsza dla skał drobnoziarnistych, a większa dla gruboziarnistych.

Umownie przyjmuje się następujący podział ziarnistości:

żwir — ziarna od 2 mm wzwyż,

piasek gruboziarnisty — ziarna od 2 do 0,2 mm,

piasek drobnoziarnisty — ziarna od 0,2 do 0,02 mm,

pył piaszczysty — ziarna od 0,02 do 0,002 mm,

cząstki koloidalne — ziarna poniżej 0,002 mm.

Piasek i glina mają krańcowo różne własności hydrogeologiczne. Piasek jest przepuszczalny, glina nieprzepuszczalna. Mieszaniny piasku i gliny mają zmienne własności, których określenie możliwe jest tylko dla konkretnych warunków. W pewnych przypadkach piasek traci własność przepuszczalności przy zawartości cząsteczek gliny do 50 %, w innych przy mniej niż 10 %.

Podziemne wody, które przedostają się do złoża lub nadkładu, bez względu na ich pochodzenie, podlegają tym samym prawom, które kierują ruchem wód powierzchniowych.

Po wybraniu pewnej ilości nadkładu lub złoża sposobami górniczymi wody podziemne poczynają płynąć ku obnażonym powierzchniom. Przy dostatecznej szybkości woda wlece piasek, żwir a nawet odłamki skalne. Woda wyciekająca z ociosów w zależności od szybkości porywa i wynosi materiał: przy prędkości od 0,15 do 0,2 m/sek, piasek i drobny żwir; przy 0,3 ÷ 0,7 m/sek gruby żwir; przy 1,0 ÷ 1,2 m/sek — grubsze odłamki skalne. Wynoszenie materiału wywołuje tworzenie się pustek w skałach wyrobiska, co grozi obwałami. Wraz z usunięciem wody grawitacyjnej skały się stabilizują. Ilość wody grawitacyjnej, zajmującej wszystkie wolne przestrzenie w skałach, może być określona według wzoru na wodochłonność

$$W_t = \frac{p}{\delta}$$

gdzie

W_t — wodochłonność, %

p — porowatość,

δ — ciężar objętościowy suchej skały.

Przy odwadnianiu warstwy wodonośnej usunięta może być woda wolna i część kapilarnej, natomiast pozostaje woda higroskopijna oraz ta ilość wody, która odpowiada molekularnej wodochłonności skały.

Różnica między całkowitą wodochłonnością złoża, a jego wodochłonnością molekularną nazywa się wodą nadmiarową.

Porowatość czynna może być określona na podstawie wzoru

$$p_c = p - p_m$$

$$p_c = w_h \cdot \delta$$

gdzie

w_h — woda nadmiarowa,

p_c — porowatość czynna,

p_m — maksymalna objętościowa wodochłonność molekularna, którą określa się laboratoryjnie.

Rodzaj ruchu wód podziemnych zależy jest od kształtu i wymiarów porów i pustek w skałach, w których one przepływają oraz od spadku hydraulicznego.

Spadek hydrauliczny wyrażony jest wzorem

$$I = \frac{h}{l}$$

gdzie

h — straty ciśnienia zależne od długości filtracji strumienia wody, m,

l — długość drogi filtracji strumienia, m.

W skałach luźnych i w skałach o drobnych szczelinach powstaje ruch laminarny (równoległo-strumieniowy) wody określony przez linię prawo filtracji

$$Q = F \cdot K \cdot I$$

oraz

$$v = K \cdot I$$

gdzie

Q — przepływ strumienia, m³/dobę,

F — powierzchnia przekroju poprzecznego strumienia, m²,

v — szybkość filtracji, m/dobę,

K — współczynnik filtracji, określający przesiąkliwość skały i zależny od jej własności fizycznych, m/dobę.

W skałach o wielkich szczelinach odbywa się ruch turbulentny (zaburzony), który oznacza się równaniem

$$Q = F \cdot K \cdot \sqrt{I}$$

oraz

$$v = K \cdot \sqrt{I}$$

W luźnych skałach okruchowych np. żwirach oraz w skałach o wielkich szczelinach częściowo wypełnionych materiałem luźnym możliwy jest mieszany ruch wody, dla którego równania przybierają postać

$$Q = F \cdot K^{\frac{1}{m}}$$

oraz

$$v = K \cdot I^{\frac{1}{m}}$$

gdzie

m — współczynnik zawarty w granicach od 1 do 2.

Krytyczna prędkość filtracji dla piasków gruboziarnistych wynosi średnio 0,5 m/sek. Powyżej tej prędkości następuje zakłócenie ruchu laminarnego.

Współczynnik filtracji może być określony trzema sposobami:

1. na podstawie pompowania badawczego, które daje najdokładniejsze wyniki,
2. laboratoryjnie,
3. według wzorów empirycznych.

Na zawodnionej powierzchni mogą znajdować się zasoby wody podziemnej statyczne i dynamiczne.

Zasoby statyczne wód podziemnych stanowią wody znajdujące się w porach i szczelinach nadkładu i złoża w granicach złoża oraz poza nimi w obrębie leja de-

presyjnego. Ilość tę podczas odwadniania trzeba usunąć. Wzór na obliczenie zasobów statycznych ma postać

$$V = P \cdot H \cdot p_c + \frac{H \cdot R \cdot L \cdot p_c}{3} = H \cdot p_c \left(P + \frac{R \cdot L}{3} \right), m^3$$

gdzie

V — zasoby statyczne wody, m^3 ,

P — powierzchnia odwadniana,

H — średnia grubość zawodnionej warstwy, m

p_c — porowatość czynna,

R — promień oddziaływania odwodnienia liczony od zewnętrznych granic odwadnianej powierzchni, m

L — obwód odwadnianej powierzchni, m .

Zasoby dynamiczne wód podziemnych określone są przez wydajność strumienia wody przepływającego ku odwodnionej powierzchni.

Zasoby te oblicza się:

1. na podstawie prędkości filtracji i przekroju poprzecznego (dla wód gruntowych i artezyjskich)

$$Q = F \cdot K \cdot I = B \cdot H \cdot K \cdot I \text{ m}^3/\text{dobę},$$

2. na podstawie powierzchni przesiąkania i modułu podziemnego spływu (dla wód gruntowych)

$$Q = 86,4 \cdot F' \cdot M \text{ m}^3/\text{dobę},$$

gdzie

F — powierzchnia przekroju poprzecznego podziemnego strumienia, m^2 ,

B — szerokość warstwy zawodnionej, m ,

H — grubość warstwy zawodnionej, m ,

I — spadek hydrauliczny,

F' — powierzchnia przesiąkania określona za pomocą planimetrowania z mapy hydrogeologicznej, m^2 ,

M — moduł podziemnego spływu (10 ÷ 30 % całkowitego spływu określonego na podstawie mapy zawierającej izolinie spływu).

Równanie bilansu podziemnych wód przed rozpoczęciem robót górniczych przedstawia się następująco:

$$Q - Q_1 + W \cdot P = p_c \cdot \Delta h \cdot P, m^3/\text{dobę},$$

gdzie

Q — dynamiczny dopływ do złoża, $m^3/\text{dobę}$,

Q_1 — odpływ wód ze złoża, $m^3/\text{dobę}$,

W — wielkość infiltracji, $m/\text{dobę}$,

P — powierzchnia złoża, m^2 ,

p_c — porowatość czynna,

Δh — podwyższenie lub obniżenie poziomu wody w złożu w ciągu doby, m .

Największy spływ wód atmosferycznych z powierzchni do 60 km^2 można określić według wzoru

$$Q = C \cdot a \cdot P \cdot \psi, m^3$$

gdzie

Q — największy spływ wód atmosferycznych, m^3/sek ,

C — współczynnik klimatyczny, charakteryzujący wielkość opadów atmosferycznych, $m^3/\text{sek}/km^2$,

a — współczynnik uwzględniający opóźnienie spływu oraz wsiąkanie wody w grunt,

P — powierzchnia spływu, km^2 ,

ψ — współczynnik uzupełniający zależny od przepuszczalności podłoża.

Wielkość ψ dla silnie przepuszczalnych gruntów, jak piaski, luźne nagromadzenia żwiru lub odłamków skalnych, silnie spękane wapienie i gipsy wynosi 0,5; dla powierzchni powyżej 20 km^2 zarośniętych drzewami — 0,7; dla warstw nieprzepuszczalnych, jak np. tłuste gliny, lite skały itp. — 1,3.

Wielkość C przyjmuje się na podstawie map zawierających izolinie opadów (średnio 10 do 12).

Literatura

1. Der Aufschluss von Braunkohlentagebauen. Otto Gold. Halle 1952.

2. Sprawocznik po stroitelstwu ugotnych karierow. Ugletiechizdat. Moskwa 1953.

621.869.392

TRANSPORT LINĄ ZSUWNĄ BLOKÓW KAMIENIARSKICH

Mgr inż. Adam Trembecki

Treść: Podano wykreslny i analityczny sposób wyznaczania wielkości charakteryzujących transport na linie zsuwnej. Obliczonymi wielkościami charakterystycznymi są: współrzędne położenia martwego, wysokości punktów zaczepienia liny oraz punkty wyznaczające tor eliptyczny zsuwającego się ciężaru. Na zakończenie podano przykłady praktyczne obliczania kinetyki transportu liną zsuwną w kamieniołomach typu stokowego. W opracowaniu podkreślono aspekt ekonomiczny, to jest obniżenie kosztów wydobycia przez usprawnienie cyklu transportu liną zsuwną bloków kamiennarskich.

Wstęp

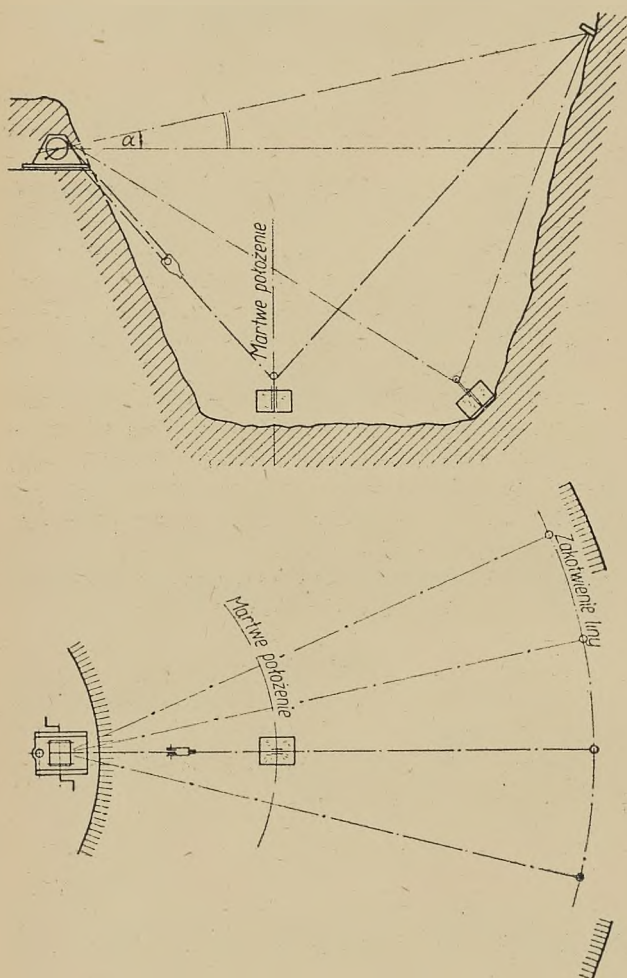
W kamieniołomach monolitów eksploatujących bloki kamiennarskie dla celów budowlanych dużą trudnością w właściwym zorganizowaniu wydobycia jest prawidłowe rozwiązanie transportu bloków kamiennarskich pomiędzy przodkiem wydobywczym, a miejscem załadunku bloków na wozy.

Znany kilka sposobów tego transportu. Są one rozwiązaniami transportu napowietrznego, który w kamieniołomach bloków może się odbywać:

1. dźwignicami ramieniowymi czyli tzw. derikami,
2. dźwignicami linowymi, czyli tzw. podnośnikami linowymi,
3. zsuwniami linowymi.

Dwa pierwsze sposoby transportu bloków kamiennarskich wymagają kosztownych inwestycji i tak w przypadku derika musimy konstruować dźwignicę masztową, w przypadku podnośników linowych wysokie wieże, które są niekiedy wahadłowe i przesuwne. W obu przypadkach konstrukcje te są wykonywane dla zaczepienia lin udźwigowych, nośnych, pociągo-

wych w odpowiednich punktach. Przy dużych ciężarach podnoszonych (w praktyce eksploatacji bloków sposobem odkrywkowym wchodzi w rachubę ciężary powyżej 5 t) wspomniane konstrukcje wież i masztów stają się skomplikowane. Komplikuje się zarówno ich dokumentacja techniczna jak również i ich wykonawstwo. Przeprowadzenie tego rodzaju inwestycji z zakresu transportu w kamieniołomach jest kosztowne i wymaga dłuższego czasu. Inwestycje tego typu są przystosowane do warunków lokalnych poszczególnych kamieniołomów i trudno jest użyć tej samej dokumentacji w innych kamieniołomach.



Rys. 1. Zsuwanie bloku po linie w kamieniołomie wgłębnym (Kunów)

Wspomniane rozwiązanie transportu można uznać za jego pełną mechanizację uzyskaną kosztownymi i wysokosprawnymi urządzeniami technicznymi. Urządzenia te amortyzują się w przypadku odpowiedniego nasilenia eksploatacji w długich okresach amortyzacyjnych.

Na tle dodatkowych trudności z napędem lin podnoszących bloki i przesuwających konstrukcje nośne uwypuklają się zalety trzeciego z zacytowanych sposobów transportu zsuwniami linowymi. Przy wykonywaniu inwestycji związanych z tym rozwiązaniem transportu borykamy się ze znacznie mniejszymi trudnościami od poprzednio opisanych. Koszty inwestycji takiego transportu są znacznie mniejsze w porównaniu z kosztami derików i podnośników linowych. Zsuwnie linowe można uznać jako małą mechanizację transportu bloków kamiennarskich. Sprawność pracy zsu-

wni linowych jest znacznie mniejsza od derików i podnośników linowych, jednak w wielu przypadkach jest dostateczna dla zaplanowanego w poszczególnych kamieniołomach wydobycia.

Praca zsuwni linowej polega na samoczynnym zsuwie bloku zawieszonego w sposób ruchomy na linie nośnej. Lina nośna napięta jest pomiędzy dwoma stałymi punktami. Takimi stałymi punktami mogą być zarówno zakotwienia w ścianach kamieniołomów lub też niewysokie wieże prostej konstrukcji drewnianej. Zamiast stałych wież stosuje się często przenośne ko- były, na których umieszcza się rolki podpierające linę.

Linę nośną zapinamy poprzez krążek do przenoszono- go bloku, przy czym jeden koniec liny przymocowujemy do punktu zakotwienia, drugi zaś poprzez krążek zamocowany na drugiej podporze przymocowujemy do urządzenia napinającego. Najprostszym urządzeniem napinającym linę zsuwną jest winda budowlana, do której lina ta jest zapięta bezpośrednio, albo dla zwiększenia napięcia liny nośnej przez wielokrążek.

Praca zsuwni linowej polega na napięciu liny nośnej, co uzyskujemy przez skrócenie tej liny. Gdy napięcie liny nośnej jest dostateczne, poczyną się po niej zsuwać zawieszony na krążku blok kamiennarski.

Samoczynny zsuw następuje aż do położenia równowagi, czyli do położenia martwego. W tym położeniu blok znajduje się nad podstawionym wozem, na który opuszczamy go popuszczając linę zsuwną. Podczas zsuwu zarówno położenie punktów zaczepienia liny jak i długość liny zsuwnej pozostaje bez zmiany. Przy dużych nachyleniach liny zsuwnej dla niedopuszczenia do nieopanowanego zsuwu ciężaru dodajemy linę hamującą.

Zasadę działania liny zsuwnej można z łatwością odczytać z rysunku 1.

Zagadnienie transportu liną zsuwną rozwiązane zostało przez autora jeszcze w roku 1948, w jego pracy dyplomowej i wykorzystane w kilku następnych pracach oraz w projektach przewozu w kamieniołomach monolitów. Obserwacja obecnego stanu transportu bloków skłoniła do ogłoszenia drukiem dawniej rozwiązanych problemów technicznych. Publikacja niniejsza może być pożyteczna zarówno dla zakładów nie umiających w sposób sprawny posługiwać się liną zsuwną, jak również i dla studentów rozwiązujących w ramach studium górnictwa odkrywkowego ten rodzaj transportu, jako proste i tanie rozwiązanie dla kamieniołomów monolitów.

W dotychczasowych publikacjach omawiany sposób transportu bloków uważany jest jako jedno z prymitywnych rozwiązań dźwignic linowych. Stanowisko to jest o tyle niesłuszne, że zsuwnią linową nie podnosimy bloków, co jest cechą dźwignic, lecz właśnie urządzenie to służy przede wszystkim do jednoczesnego pionowego i poziomego zsuwania bloków. Zsuwnia linowa nie jest dźwignią, udźwig kamienia jest tu bowiem tylko czynnością pomocniczą a nie główną. Zastosowanie urządzenia jako dźwigni jest ograniczone tylko do położenia martwego, to jest do takiego położenia, przy którym blok nie zsuwa się samoczynnie na boki. Rozkład sił napinających linę, niezbędnych do podniesienia bloku, jest niekorzystny, co ogranicza w praktyce zastosowanie tego sposobu do podnoszenia bloków tak, że trudno się w tym sposobie dopatrzeć działania dźwigni.

Autorowi nie jest znany przypadek by lina zsuwna była zastosowana do podnoszenia bloków na wyższe poziomy. Przeciwnie przy linach nośnych odpowiednio nachylonych może nastąpić groźba nieopanowanego przesuwu bloku po linie, co może zagrazać bezpieczeństwu pracy. W tym przypadku stosuje się dodatkową linę ograniczającą szybkość zsuwu bloku po linie.

Nieścisły jest również opublikowany pogląd, że liny zsuwne stosowane są najczęściej w kamieniołomach stokowych, wręcz przeciwnie są one stosowane ze znacznie mniejszymi trudnościami w kamieniołomach typu węgelnego, np. w Sławniowicach.

Jak wynika z dalszych rozważań zastosowanie liny zsuwnej w kamieniołomach węgelnych jest łatwiejsze niż w kamieniołomach stokowych, ze względu na znacznie większą dowolność w wyborze punktów zamocowania liny. Umiejętność operowania tego rodzaju transportem zależy przede wszystkim od umiejętności trafnego wyznaczenia położenia martwego ciężaru na linie, co jest głównym tematem niniejszych rozważań autora.

Wyznaczenie położenia martwych możemy dokonać zarówno przez wypróbowanie, czyli na drodze empirycznej lub też w sposób teoretyczny. Przedmiotem tego opracowania jest metoda wyznaczania położenia martwych liny zsuwnej.

Przewóz zsuwny na linie jest najtańszą formą transportu powietrznego w kamieniołomie, który można zrealizować minimalnymi środkami, częstokroć sposobem gospodarczym. Wymaga on znacznie mniejszych inwestycji niż przy dźwignicach ramieniowych, a tym bardziej przy podnośnikach linowych. Niezwykła prostota jego wykonania, łatwość obsługi jest dużą jego zaletą, co winno zapewnić szerokie zastosowanie tego sposobu. Celem niniejszego opracowania jest skłonienie kierownictwa kamieniołomów monolitów do powszechniejszego niż obecnie zastosowania zsuwni linowych w kamieniołomach. Cel ten zamierzam osiągnąć przez gruntowną analizę kinetyki ruchu ciężaru posuwającego się po linie.

Wyznaczenia położenia punktów martwych liny zsuwnej wykonałem zarówno metodą graficzną, jak i analityczną. Metoda graficzna jest bardzo pogładowa, wymaga jednak dziś dużej wyobraźni przestrzennej, dla jej zrozumienia. Metoda analityczna jest skomplikowana w rozważaniach teoretycznych, jednak w wyniku tych rozważań prowadzi do bardzo prostych wzorów, którymi można posługiwać się bez przygotowania teoretycznego i przy użyciu zamieszczonego przykładu może być dostępna dla każdego technika na średnim poziomie wiadomości fachowych.

Przed przystąpieniem do szczegółowych rozważań podam przyjęte założenia upraszczające. Ciężar jest zawieszony na linie nieważkiej i nierozciągliwej oraz nie podlegającej wydłużeniom termicznym. Założenie to znacznie upraszcza rozważania dając dostateczną dla praktyki dokładność rozumowania.

Ciężar zawieszony na linie napiętej pomiędzy dwoma stałymi punktami przesuwając się po niej zakreśla elipsę o ogniskach będących punktami zawieszenia liny. Długość liny zależy od stosunku ¹⁾ ciężaru na niej

zawieszonego i napięcia pierwotnego liny (to jest napięcia liny przed powieszeniem na niej ciężaru).

Każdemu różnemu pierwotnemu napięciu liny odpowiada przy stałym ciężarze przesuwalnym i niezmienniej odległości punktów zamocowania liny, odmienna elipsa toru przesuwanego ciężaru. Wszystkie elipsy torów punktu przesuwanego mają stałe ogniska w niezmiennych punktach zamocowania liny i tworzą pęk elips współogniskowych. Jeśli cały ten układ przekręcimy o dowolny kąt, to otrzymamy układ elips współogniskowych torów punktu przesuwanego nachylony do poziomu pod tym właśnie kątem. Wspomniany kąt nazwijmy kątem nachylenia osi optycznych (kątem wizowania).

Kąt osi optycznych można zdefiniować jako kąt zawarty pomiędzy prostą wyznaczoną osią wizowania przez punkty zaczepienia liny z kierunkiem poziomym.

Z mechaniki wiadomo, że jeżeli punkt materialny (a za taki możemy uważać masę przesuwanego ciężaru zredukowaną do punktu), może poruszać się tylko po jakimś ściśle określonym torze, to tylko w takim punkcie możliwa jest równowaga statyczna, w którym styczna do tego toru jest prostopadła do sił zewnętrznych działających na ten punkt. Równowaga ta może być stała, niestała lub obojętna.

W naszym przypadku mamy warunek równowagi stałej spełniony w punkcie styczności poziomej do toru przesuwanego punktu. Ten punkt styczności nazwijmy położeniem martwym.

Znalezienie punktów położenia martwego toru przesuwanego punktu sprowadza się do znalezienia miejsca geometrycznego styczności pędu elips współśrodkowych z pękiem prostych poziomych.

Sposób wykreślny znajdowania położenia martwych

Najprostszym sposobem znajdowania punktów styczności do elipsy jest posłużenie się kołem spowinowaconym tej elipsie. Znalezienie punktu styczności spowinowaconego koła nie napotyka na trudności. Znając punkt styczności spowinowaconego koła wyznaczamy z tego powinowactwa punkt styczności elipsy. Omawiane zagadnienie sprowadza się do konstrukcji zaznaczonej na rys. 2 i 3. Wynik tej konstrukcji jest kolejno naniesiony na rys. 4 i 5, z których rys. 5 uwiadamia zależność położenia martwego od stosunku napięcia liny u jak również od kąta nachylenia osi optycznej φ .

Na rys. 2 podano konstrukcję wyznaczania punktu styczności elips metodą powinowactwa z układem kół. Oś powinowactwa oddziela układ kół od układu spowinowaconych elips. Na rysunku zaznaczono układy spowinowacone kół i elips dla $n = 0,6$, $n = 1$, $n = 2$, $n = 3$. W układzie kół poprowadzono styczne, aż do osi powinowactwa. Punkty styczności tych kół leżą na wspólnym promieniu. Odrzutowując poszczególne punkty styczności układów kół na odpowiadające tym kołom elipsy (w układzie elips) otrzymuje się odpowiednie punkty styczności elips. Łącząc punkty styczności elips ze śladami stycznych do kół, otrzymamy odpowiadające styczne do elips. Mierząc kąt stycznych do elips zauważymy, że kąt ten zależy od stosunku n . Na podkreślenie zasługuje fakt, że wszystkie styczne w układzie kół są równoległe, zaś odpowiadające im styczne w układzie elips nie są równoległe.

¹⁾ Stosunek ten nazwano w dalszych rozważaniach literą u .

Na rys. 3 przedstawiona jest przybliżona konstrukcja toru położen martwych, który otrzymamy przy zmiennym n i stałym φ . W konstrukcji tej posłużono

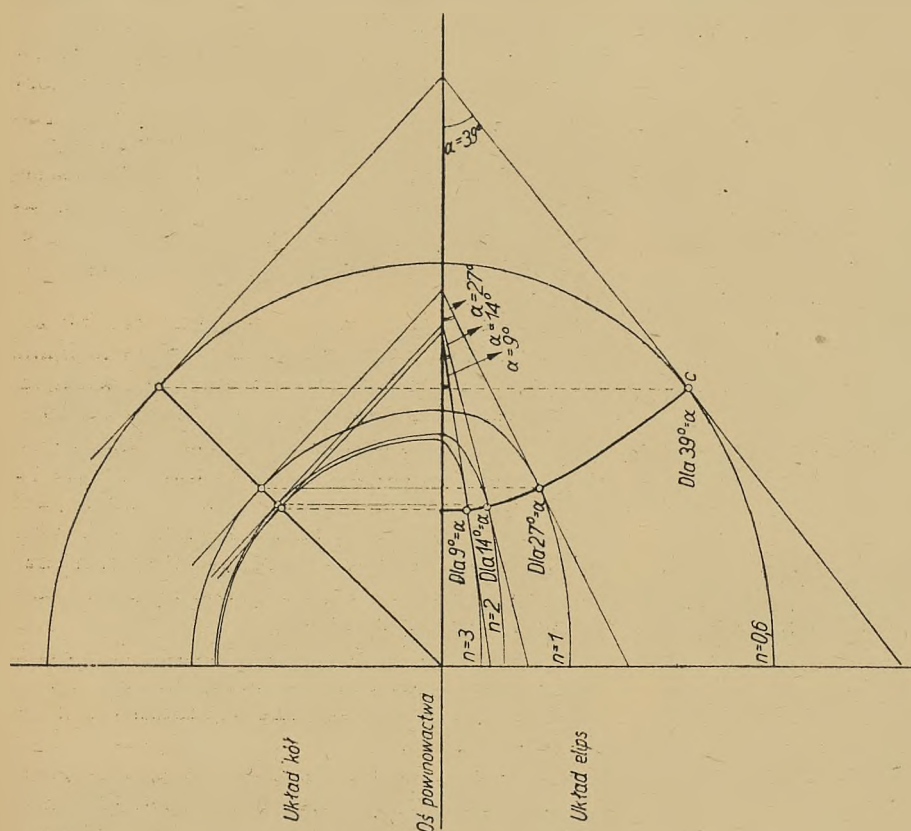
się podobnie jak na rys. 2 spowinowaconymi układami kół i elips. Rozważana konstrukcja sprowadza się do wyznaczania na poszczególnych elipsach o różnym n punktu styczności do stycznej nachylonej, np. pod kątem $\varphi = 5^\circ$. Łącząc te punkty styczności w układzie elips otrzymujemy szukany tor położen martwych dla $\varphi = 5^\circ$.

Przybliżona konstrukcja wyznaczania stycznej w układzie elips dla danego n i dowolnego φ przedstawia się następująco:

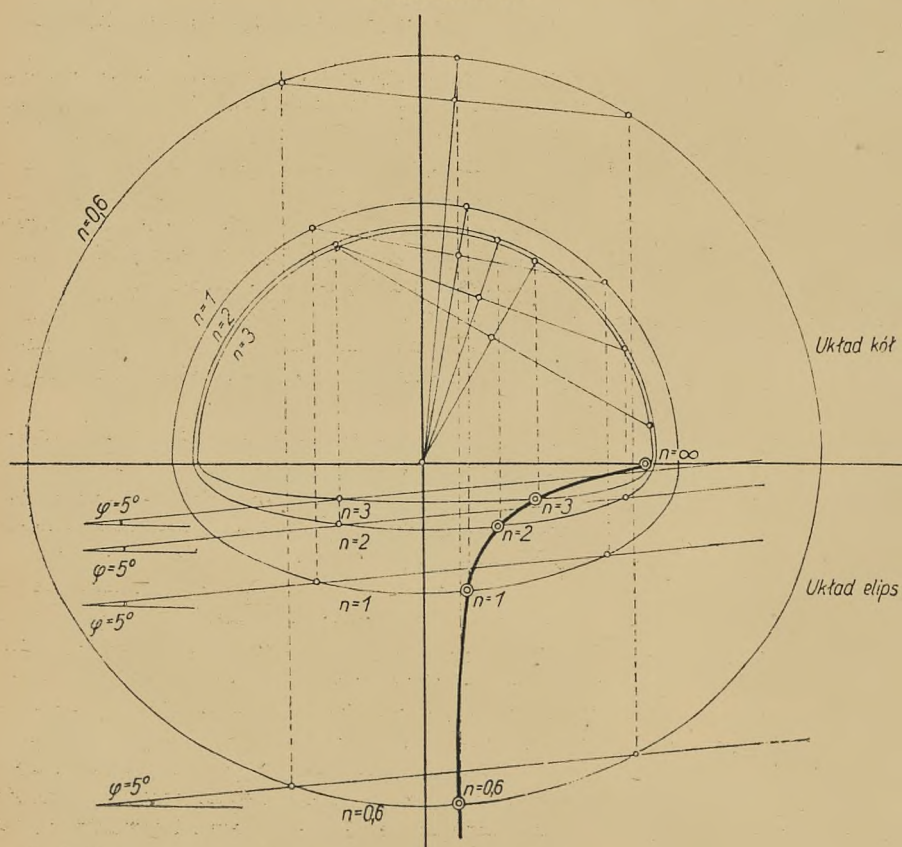
Przetnijmy elipsę o dowolnym n sieczną nachyloną do osi powinowactwa pod kątem $\varphi = 5^\circ$. Przerzutowujmy punkty końcowe tej siecznej na odpowiedni układ koła. Łącząc te przerzutowane w układzie koła punkty otrzymujemy cięciwę koła. Znajdujemy środkowy punkt cięciwy koła. Ze środka koła rzutujemy promieniem tego koła środkowy punkt cięciwy koła. Otrzymujemy punkt styczności koła, dla którego odpowiadała w układzie elips styczna jest nachylona do osi powinowactwa pod kątem $\varphi = 5^\circ$. Rzutując punkt styczności koła na odpowiednią elipsę znajdujemy szukany punkt styczności.

Na rys. 4 zestawiono wyniki konstrukcji toru z rys. 3 dla $\varphi = 5^\circ$, $\varphi = 10^\circ$, $\varphi = 15^\circ$, $\varphi = 20^\circ$, $\varphi = 25^\circ$. Rysunek ten jest zatem rysunkiem wynikowym przedstawiającym miejsce geometryczne toru punktu zsuwnego i jego położen martwych przy różnym n i φ .

Na rys. 5 określono tor położen martwych przy stałej odległości poziomej podpór liny, lecz zmiennym nachyleniu φ i zmiennym napięciu liny n . Na rysunku tym odległość poziomą podzielono w stosunku procentowym, co umożliwia odczytywanie wielkości t . Rysunek 5 otrzymano z rys. 4 przez nachylenie osi wizowania odpowiednio do danego kąta φ jak również powiększając pochyłą odległość podpór tak, by zachować



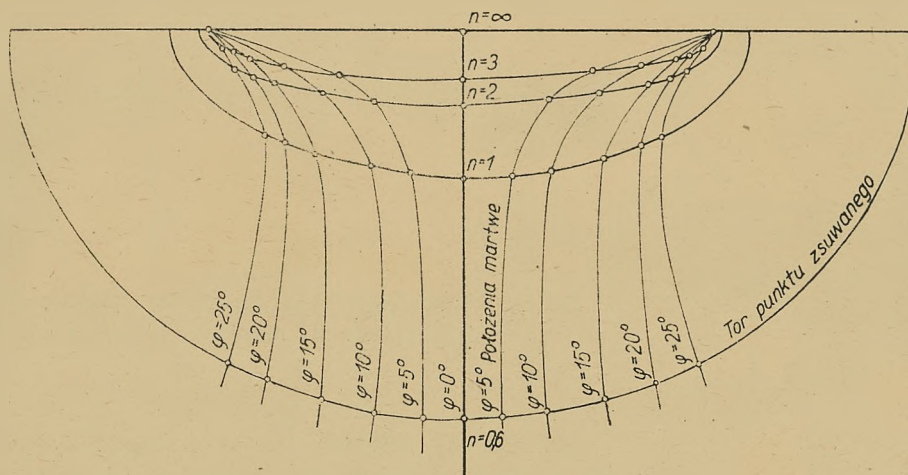
Rys. 2. Wyznaczenie punktu styczności elips metodą powinowactwa z układem kół



Rys. 3. Przybliżona konstrukcja toru położen martwych przy zmiennym n i stałym $\varphi = 5^\circ$

wać stałą odległość poziomą punktów podparcia liny.

W ten sposób zostało rozwiązane zagadnienie liny zsuwanej w sposób graficzny.



Rys. 4. Miejsce geometryczne toru punktu zsuwanego i jego położenia martwych przy różnym n i φ

Obliczenie analityczne liny zsuwanej

Zagadnienie liny zsuwanej można również rozwiązać w sposób analityczny. W wyniku tego rozwiązania uzyskuje się możliwość szybkiego i dokładnego obliczania wielkości charakteryzujących transport bloku. Obliczenie liny zsuwanej opiera się na analitycznym ujęciu własności elipsy. Zagadnienie to zostało rozwiązane początkowo dla osi optycznej poziomej. W tym przypadku określono wartości charakteryzujące kształt elipsy stosunkiem ciężaru podnoszonego do siły naciągającej linę. Określenie tych wartości stosunkiem naciągnięcia liny zostało również wykorzystane w przypadku ogólnym obliczenia, gdzie podano sposoby obliczenia współrzędnych położenia martwego ciężaru przy nachylonej osi optycznej. Współrzędne te określono początkowo w układzie środkowym rozważanej elipsy, po czym obliczono je w wartościach układu poziomego, to jest określonego poziomą i pionową odległością podpór.¹⁾ Niezależnie od tego obliczono wysokości punktów zaczepienia liny, co daje podstawowe wartości do zaprojektowania wysokości dolnej wieży oraz górnego punktu zaczepienia liny. Wreszcie obliczono położenie toru ciężaru pod punktami zaczepienia. Znając trzy punkty toru elipsy można już prostymi metodami graficznymi wykreślić dla każdego dowolnego profilu tor ciężaru i skontrolować czy tor ten nie zahacza o wystające punkty profilu. W tym bowiem przypadku można z góry albo zniwelować te punkty, albo przez podwyższenie punktów zaczepienia liny uzyskać nie stykający się z profilem kamieniołomu tor ciężaru. Zachowanie powyższego warunku zapewnia sprawność i bezpieczeństwo transportu liną zsuwną.

Część analityczna kończy się przykładem praktycznym. O ile zrozumienie części analitycznej wymaga elementarnych zresztą wiadomości geometrii analitycznej, o tyle stosowanie tych zasad w praktyce wymaga je-

dynie znajomości pięciu działań: dodawania, odejmowania, mnożenia i dzielenia oraz pierwiastkowania, a zatem jest dostępne dla ogółu techników nie mających wyższego wykształcenia technicznego. Jest to duża zaletą stosowania metody analitycznej dla obliczania transportu ciężarów liną zsuwną.

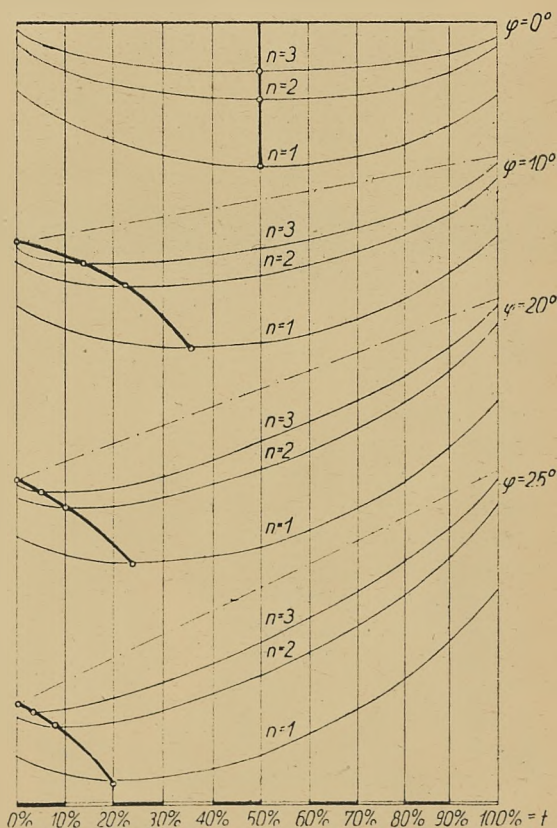
Jak wiadomo z poprzednich rozważań ciężar przesuwający się po linie napiętej pomiędzy dwoma punktami stałymi zakreśli elipsę, której ogniskami będą punkty zaczepienia liny. Jest to oczywiście słuszne tylko wtedy, gdy zarówno długość napiętej liny jak i położenie punktów zamocowania liny będą niezmiennie.

Z geometrii analitycznej wiadomo, że

$$c^2 = a^2 - b^2 \quad (1)$$

gdzie

- c — połowa pochyłej odległości podpór,
- a — dłuższa półoś elipsy,
- b — krótsza półoś elipsy.



Rys. 5. Określenie toru położenia martwych, ciężaru zsuwanego przy zmiennym n i φ

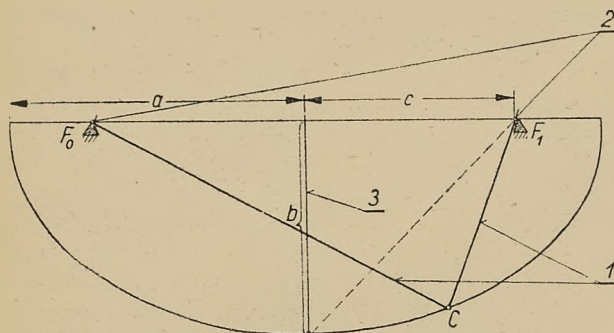
Jak wynika z położenia ciężaru w środku między podporami stosunek

$$\frac{b}{c} = \operatorname{ctg} \alpha$$

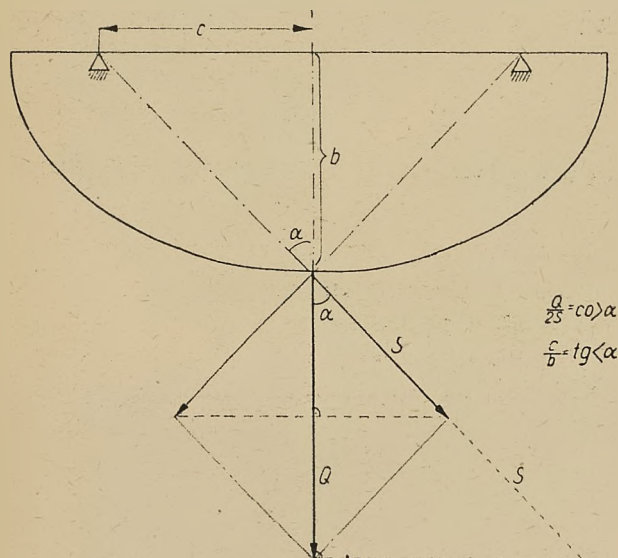
charakteryzuje maksymalny zwis ciężaru. Wartość tego zwisu zależy od stosunku ciężaru podnoszonego

¹⁾ Dla ułatwienia znajdowania tych wielkości w praktyce, w przykładzie podano tablicę tych wartości oraz nomogram, z których te wartości można odczytać.

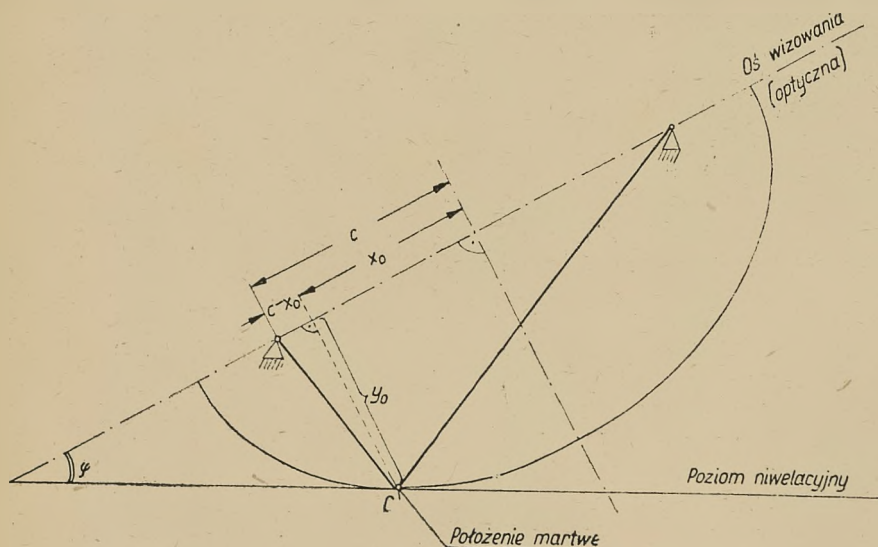
do siły napinającej linę, co wynika z następującego rozumowania.



Rys. 6. Eliptyczny tor punktu na linie zsuwnej
1 — linia zsuwna, 2 — punkty napęcia lin zsuwnej, 3 — maksymalny zwis zsuwanego ciężaru



Rys. 7. Zależność między maksymalnym zwisem ciężaru a stosunkiem ciężaru podnoszonego do napinającego linę



Rys. 8. Wyznaczenie rzutu położenia martwego, osi optycznej (wizowania)

Na rys. 7 podano zależność pomiędzy stosunkiem tym a stosunkiem ciężaru podnoszonego do napinającego

$$\left. \begin{aligned} \frac{Q}{2S} &= \cos \alpha \\ \frac{c}{b} &= \operatorname{tg} \alpha \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

Rozwiązując układ równań (2) oraz podstawiając

$$n = \frac{S}{Q} \quad (3)$$

otrzymamy po wykonaniu odpowiednich obliczeń

$$\frac{c}{b} = \sqrt{4n^2 - 1} \quad (4)$$

Wstawiając do wzoru (1) wyrażenie (4) obliczymy półosie elipsy

$$a = \frac{2 \cdot n \cdot c}{\sqrt{4n^2 - 1}} \quad (5)$$

$$b = \frac{c}{\sqrt{4n^2 - 1}} \quad (6)$$

Znając półosie elipsy toru ciężaru (5) i (6) nie już nie stoi na przeszkodzie dla napisania równania elipsy

$$\frac{x^2}{a^2} + \frac{y^2}{b^2} = 1 \quad (7)$$

Dla obliczenia położenia martwego przy nachylonej osi optycznej wygodniej jest posłużyć się środkowym układem współrzędnych. Układ ten jak wynika z rys. 8 jest nachylony względem układu poziomego. Miara tego nachylenia jest kąt φ . W układzie tym równanie toru punktu (7) pozostaje w mocy. Różniczkując równanie (7) otrzymamy równanie stycznej do elipsy

$$\frac{x \cdot dx}{a^2} + \frac{y \cdot dy}{b^2} = 0 \quad (8)$$

Współrzędne położenia martwego spełniają równanie elipsy oraz równanie na współczynnik kierunkowy stycznej. Rozwiążmy zatem układ równań

$$\left. \begin{aligned} \frac{x_0^2}{a^2} + \frac{y_0^2}{b^2} &= 1 \\ \frac{x_0}{a^2} + \frac{y_0}{b^2} \cdot \frac{dy}{dx} &= 0 \end{aligned} \right\}$$

W równaniu drugim tego układu równań podstawmy jako z góry daną wielkość

$$\frac{dy}{dx} = \operatorname{tg} \varphi \quad (9)$$

i obliczymy z tak otrzymanego układu równań wartości x_0 i y_0 . W tym celu wyrazimy z drugiego równania układu wartości

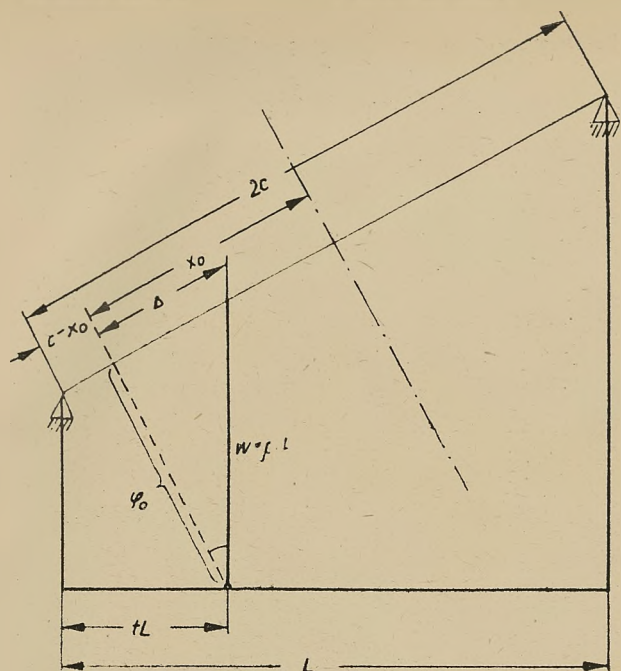
$$x_0 = \frac{a^2}{b^2} \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot y_0 \quad (10)$$

oraz

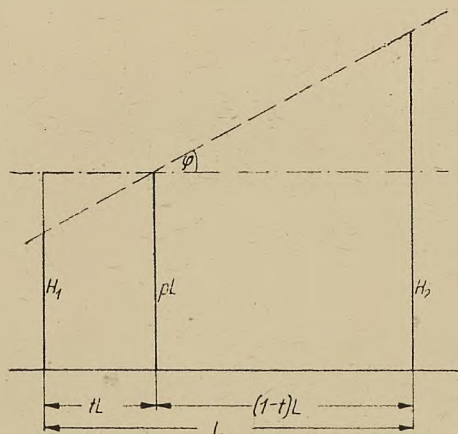
$$y_0 = \frac{b^2}{a^2} = \operatorname{ctg} \varphi \cdot x_0 \quad (11)$$

Po wstawieniu wartości na x_0 i y_0 z równań (10) i (11) do pierwszego równania układu i wykonaniu uproszczeń otrzymujemy współrzędne punktów styczności

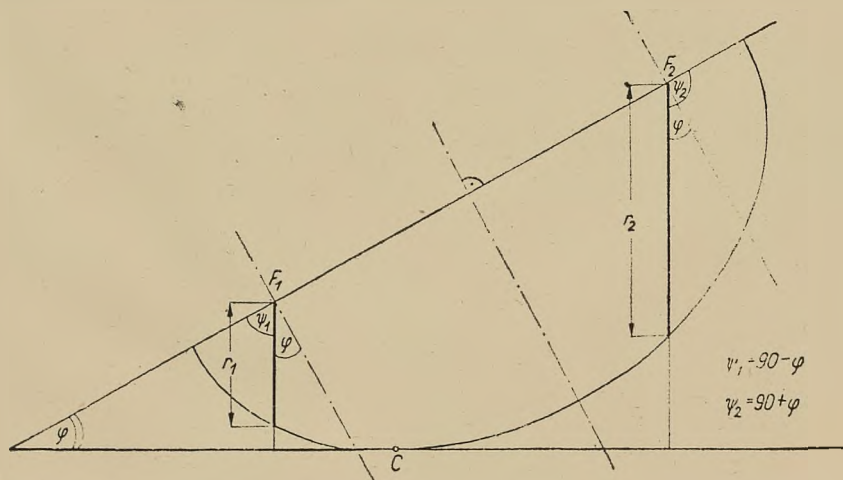
$$x_0 = \frac{a}{\sqrt{1 + \frac{b^2}{a^2} \cdot \operatorname{ctg}^2 \varphi}} \quad (12)$$



Rys. 9. Wyznaczenie położenia martwego w układzie poziomym



Rys. 10. Wyznaczenie wysokości punktów napięcia liny



Rys. 11. Wyznaczenie zwisu ciężaru zsuwanego pod punktami zaczepienia liny

Z wzorów (5) i (6) wynika, że

$$\frac{a}{b} = 2n \quad (14)$$

Podstawiając (14) do wzorów (12) i (13) otrzymamy

$$x_0 = \frac{2 \cdot a \cdot n}{\sqrt{4n^2 + c^2 g^2 \varphi}} \quad (15)$$

$$y_0 = \frac{b}{\sqrt{1 + 4n^2 \cdot \operatorname{tg}^2 \varphi}} \quad (16)$$

Podstawiając do wzoru (15) wzór (5) oraz do wzoru (16) wzór (6) i po wykonaniu uproszczeń otrzymujemy ostateczne wzory na współrzędne punktu styczności elipsy

$$x_0 = \frac{4 \cdot n^2 \cdot c^2}{\sqrt{4n^2 - 1} \cdot \sqrt{4n^2 + \operatorname{ctg}^2 \varphi}} \quad (17)$$

$$y_0 = \frac{c}{\sqrt{4n^2 - 1} \cdot \sqrt{1 + 4n^2 \cdot \operatorname{tg}^2 \varphi}} \quad (18)$$

Jeżeli dolne ramię kąta φ (patrz rys. 8) zorientujemy do poziomu, to wówczas x_0 , y_0 wyrażają położenie punktu martwego w układzie współrzędnych w położeniu środkowym.

Dla obliczeń praktycznych wygodnie jest wprowadzić w układzie poziomym parametry t , p . Jak można odczytać z rys. 9

$$t = \frac{c - x_0 + y_0 \cdot \operatorname{tg} \varphi}{2 \cdot c} \quad (19)$$

$$\frac{w}{L} = p = \frac{y_0}{2 \cdot c \cdot \cos^2 \varphi} \quad (20)$$

Podstawmy do wzoru (19) wartości wzorów (17) i (18) po wykonaniu uproszczeń otrzymamy

$$t = \frac{1}{2} - \frac{2n^2}{\sqrt{4n^2 - 1} \cdot \sqrt{4n^2 + \operatorname{ctg}^2 \varphi}} + \frac{\operatorname{tg} \varphi}{2 \sqrt{4n^2 - 1} \cdot \sqrt{1 + 4n^2 \operatorname{tg}^2 \varphi}} \quad (21)$$

Wzór (21) pozwala obliczyć procentową odległość położenia martwego na poziomej odległości podpór w stosunku do tej odległości podpór. Jest to pierwszy podstawowy parametr określający położenie punktu martwego. Na podkreślenie zasługuje fakt, że zarówno ta wartość jak i później obliczona wartość p zależą tylko od wartości n , φ . Ułatwia to znacznie w praktyce przeprowadzenie obliczeń. Wartość p obliczamy analogicznie wstawiając do wzoru (20) wyrażenia (18) otrzymujemy

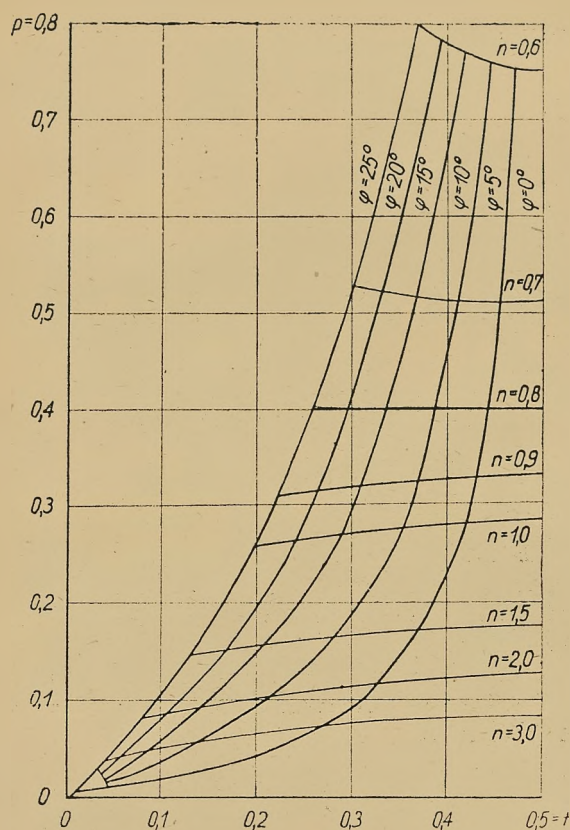
$$p = \frac{1}{2 \cdot \cos \varphi \cdot \sqrt{4n^2 - 1} \cdot \sqrt{\cos^2 \varphi + 4 \cdot n^2 \cdot \sin^2 \varphi}} \quad (22)$$

p jest drugim podstawowym parametrem dla oblicze-

oraz

$$y_0 = \frac{b}{\sqrt{1 + \frac{a^2}{b^2} \cdot \operatorname{tg}^2 \varphi}} \quad (13)$$

nia transportu liną zsuwną. Znajac wartości t , p można w bardzo prosty sposób (patrz rysunek 10) obliczyć wysokość poszczególnych punktów zaczepienia.



Rys. 12. Nomogram dla przybliżonego odczytywania wartości p , t , w zależności od φ i n

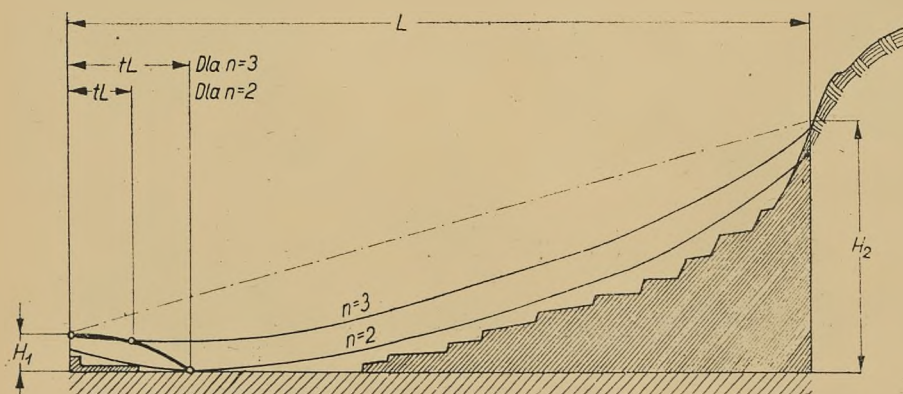
Dla dolnego punktu zaczepienia liny otrzymamy

$$H_1 = L \cdot (p - t \cdot \operatorname{tg} \varphi) \quad (23)$$

Dla górnego punktu zaczepienia liny otrzymamy

$$H_2 = L \cdot [p + (1 - t) \cdot \operatorname{tg} \varphi] \quad (24)$$

Przez wartości r_1 , r_2 oznaczmy pionową odległość drogi ciężaru od punktów umocowania liny. Dla obliczenia wartości r_1 , r_2 najdogodniej posłużyć się równaniem biegunowym elipsy odniesionym do ogniska elipsy F_1 , F_2 i do osi głównej elipsy.



Rys. 13. Projekt transportu liną zsuwną w kamieniołomie stokowym, rozwiązany w przykładzie X 1500

Równanie to w tym układzie przybiera postać

$$r_i = \frac{a(1 - e^2)}{1 + e \cdot \cos \psi_i} \quad (25)$$

gdzie

ψ_i — kąt promienia wodzącego (licząc od osi dłuższej elipsy),

r_i — długość promienia wodzącego,

$e = \frac{\sqrt{a^2 - b^2}}{a}$ — liczba mimośrodkowości elipsy (26).

Jak można odczytać z rys. 11 układ biegunowy eliptycznego toru punktu jest nachylony pod kątem φ do układu poziomego. Z rys. 11 można również odczytać, że dla

$$\left. \begin{aligned} r_1 & \text{ — } \psi_1 = 90^\circ - \varphi \\ r_2 & \text{ — } \psi_2 = 90^\circ + \varphi \end{aligned} \right\} \quad (27)$$

Wstawiając (27) do wzoru (26) otrzymujemy wartości

$$\left. \begin{aligned} r_1 & = \frac{a(1 - e^2)}{1 + e \cdot \sin \varphi} \\ r_2 & = \frac{a(1 - e^2)}{1 - e \cdot \sin \varphi} \end{aligned} \right\} \quad (28)$$

Dla obliczenia wartości r_1 , r_2 ze wzoru (28) przy znanym kącie φ oraz poziomej odległości podpór, obliczamy w pierwszej kolejności

$$c = \frac{L}{2 \cdot \cos \varphi} \quad (29)$$

potem wartości z cytowanego wzoru (5)

$$a = \frac{2 \cdot n \cdot c}{\sqrt{4n^2 - 1}}$$

oraz wartości e ze wzoru

$$e = \sqrt{1 + \frac{1}{4n^2}} \quad (30)$$

Obliczywszy w ten sposób wartości r_1 , r_2 oraz znając położenie punktu martwego mamy trzy punkty eliptycznego toru ciężaru zsuwającego się po linie, co wyznacza szukany łuk elipsy. Znajac łuk elipsy możemy skontrolować czy zsuwający się po linie ciężar nie zawadzi o profil kamieniołomu.

Przykład obliczenia transportu liną zsuwną

Dla ilustracji niniejszych rozważań posłużmy się kamieniołomem stokowym o szerokości poziomej $L = 150$ m. Z warunków lokalnych wynika, że łącznie

z wieżą ustawioną w dogodnym punkcie profilu kamieniołomu wysokość dolnego zaczepienia liny może być o 3 m wyżej od położenia punktu martwego. Ponadto z profilu poprzecznego kamieniołomu odczytujemy przybliżony kąt wizowania $\varphi = 15^\circ$. Z praktyki wiadomo, że stosunek siły napinającej linę do ciężaru przesuwanego wynosi

$$\frac{1}{2} < n < 5$$

Ze względu na prowizorycz-

Tabelaryczne obliczenie t i p dla $\varphi = 15^\circ$ i $n = 0,6, n = 1, n = 2, n = 3$

		$n = 0,6$	$n = 2$	$n = 2$	$n = 3$	$n = 0,6$	$n = 1$	$n = 2$	$n = 3$	$\varphi = 15^\circ$	
	$2n^2$	0,72	2	8	18	0,0965	0,2680	1,0720	2,4120	$4n^2 \sin^2 \varphi$	
α	$\sqrt{4n^2 - 1}$	0,6633	1,7320	3,8729	5,9160	0,9330	0,9330	0,9330	0,9330	$\cos^2 \varphi$	
	$\operatorname{ctg}^2 \varphi$	13,928	13,928	13,928	13,928	1,0146	1,0959	1,4159	1,8289	$\sqrt{\cos^2 \varphi + 4n^2 \sin^2 \varphi}$	δ
	$4n^2$	1,44	4	16	36	1,3000	3,6666	10,5932	20,9016	$2 \cdot \cos \varphi \cdot \alpha \cdot \delta$	
	$4n^2 + \operatorname{ctg}^2 \varphi$	15,368	17,928	29,928	49,928					$\frac{1}{2 \cos \varphi \cdot \alpha \cdot \delta}$	P
β	$\sqrt{4n^2 + \operatorname{ctg}^2 \varphi}$	3,919	4,2341	5,4706	7,0659	0,7692	0,2727	0,0944	0,0478		
	$\operatorname{tg}^2 \varphi$	0,0718	0,0718	0,0718	0,0718	0,1112	0,0791	0,0391	0,0217	$+ t \cdot \operatorname{tg} \varphi$	
	$4n^2 \operatorname{tg}^2 \varphi$	0,1034	0,2872	1,1488	2,5848						
	$1 + 4n^2 \operatorname{tg}^2 \varphi$	1,1034	1,2872	2,1488	3,5848	98,70	29,04	8,31	3,915	H_1	
γ	$\sqrt{1 + 4n^2 \operatorname{tg}^2 \varphi}$	1,0504	1,1345	1,4658	1,8933	0,5847	0,7046	0,8540	0,9187	$1 - t$	
	$\alpha \cdot \beta$	2,5995	7,3335	21,1871	41,8019	0,1566	0,1887	0,2288	0,2461	$(1 - t) \operatorname{tg} \varphi$	
B	$\frac{2n^2}{\alpha \cdot \beta}$	0,2769	0,2727	0,3775	0,4306						
						138,87	69,21	48,48	44,08	H_2	
	$2 \cdot \alpha \cdot \gamma$	1,3934	3,9298	11,3536	22,4014						
C	$\frac{\operatorname{tg} \varphi}{2 \cdot \alpha \cdot \gamma}$	0,1922	0,0681	0,0236	0,0119						
	A	0,5000		0,5000	0,5000						
	B	— 0,2769	— 0,2727	— 0,3775	— 0,4306						
	C	— 0,1922	— 0,0681	— 0,0236	— 0,0119						
	t	0,4153	0,2954	0,1461	0,0813						

$$\sin 15^\circ = 0,2588 \quad \operatorname{tg} 15^\circ = 0,2679$$

$$\sin^2 15^\circ = 0,0670 \quad \operatorname{tg}^2 15^\circ = 0,0718$$

$$\cos 15^\circ = 0,9659 \quad \operatorname{ctg} 15^\circ = 3,732$$

$$\cos^2 15^\circ = 0,9330 \quad \operatorname{ctg}^2 15^\circ = 13,928$$

$$t = \frac{1}{2} - \frac{2n^2}{\sqrt{4n^2 - 1} \cdot \sqrt{4n^2 + \operatorname{ctg}^2 \varphi}} + \frac{\operatorname{tg} \varphi}{2 \sqrt{4n^2 - 1} \cdot \sqrt{1 + 4n^2 \operatorname{tg}^2 \varphi}}$$

$$P = \frac{1}{2 \cdot \cos \varphi \cdot \sqrt{4n^2 - 1} \cdot \sqrt{\cos^2 \varphi + 4n^2 \sin^2 \varphi}}$$

$$H_1 = L(p - t \cdot \operatorname{tg} \varphi)$$

$$H_2 = L[p + (1 - t) \operatorname{tg} \varphi]$$

Tabela 2
Tabelaryczne obliczenie punktów charakteryzujących
eliptyczny tor zsuwającego się ciężaru

	$n = 2$	$n = 3$
$c = \frac{L}{2 \cos \varphi}$	$\frac{150}{2 \cdot 0,9659}$ 77,64 m	$\frac{150}{2 \cdot 0,9659}$ 77,64 m
$a = \frac{2 n e}{\sqrt{4 n^2 - 1}}$	$\frac{4 \cdot 77,64}{3,8729}$ 80,18 m	$\frac{6 \cdot 77,64}{5,916}$ 78,09 m
e	$\sqrt{1 + \frac{1}{16}}$ $\sqrt{1,065}$ 1,0319	$\sqrt{1 + \frac{1}{36}}$ $\sqrt{1,0277}$ 1,0137
r_1	$\frac{80,18 \cdot 0,0625}{1 + 1,0319 \cdot 0,2588}$ $\frac{5,011}{1 + 0,2671}$ 3,95 m	$\frac{78,09 \cdot 0,0277}{1 + 1,0137 \cdot 0,2588}$ $\frac{2,163}{1 + 0,2623}$ 1,71 m
r_2	$\frac{5,011}{0,7329}$ 6,84 m	$\frac{2,163}{0,7329}$ 2,95 m
$b = \frac{a}{2 n}$	$\frac{80,18}{4}$ 20,04 m	$\frac{78,09}{6}$ 13,01 m

ne urządzenie liny zsuwnej ograniczymy górny kraniec wartości n do $n \leq 3$.

Przedmiotem obliczenia będzie takie wybranie stosunku n aby wysokość dolnej wieży była dogodna dla

pienia liny H_1, H_2 przeto możemy w dużych granicach regulować położenie martwe zsuwanego ciężaru.

W kamieniołomie stokowym mamy znacznie trudniejsze warunki dla projektowania transportu liną zsuwną, gdyż zarówno jak φ i H_1, H_2 muszą być ściśle dostosowane do lokalnych warunków. Nakreślone zadanie rozwiązujemy stosując następujący tok rozumowania:

1. Obliczymy wartości t, p przy $\varphi = 15^\circ, n = 1, n = 2, n = 3$.
2. Dla tak obliczonych wartości t, p wyznaczymy wysokość dolnego zaczepienia liny, co jest ostateczną wskazówką dla dobrania odpowiedniego n , przy którym ten transport będzie się odbywał.
3. Dla dobrego (w punkcie 2) n wyliczamy $t \cdot L, w, H_1, H_2$.
4. Obliczone (w punkcie 3) wartości H_1, H_2 korygujemy dodając równocześnie do obu wartości wysokości punktów zaczepienia stratę wysokości, spowodowaną zamocowaniem ciężaru na linie.

Obliczenie według wyżej podanych punktów, a w szczególności od punktu 1 ÷ 3 przeprowadzone jest w tabelicy 1, w której również zestawione są wzory, na których oparto obliczenie.

Z obliczenia tabelarycznego (tabela 1) odczytujemy, że dla $n = 2$ otrzymamy $H_1 = 8,31$ m. W temacie przykładu założono 8 m. Jest to podstawą do przyjęcia stosunku $n = 2$ jako wyjściowego do dalszych obliczeń. Dla $n = 2$ odczytujemy w dalszym ciągu z tabelicy 1 $H_2 = 48,48$ m, co jest wysokością zaczepienia punktu górnego liny. Dla $n = 2$ odczytujemy ponadto $t = 0,1461$ oraz $p = 0,0944$, zatem:

$$t \cdot L = 21,9 \text{ m}$$

$$p \cdot L = 14,2 \text{ m}$$

Nanosimy powyższe dane na profil kamieniołomu (rys. 13). Dla wykreślenia toru punktu zsuwanego obliczamy wartości r_1, r_2 oraz b dla $n = 2$ i $n = 3$.

Obliczenia te są przeprowadzone w tabelarycznej formie (tabela 2). Po naniesieniu tych danych na profil kamieniołomu (rys. 13) mamy wszystkie elementy niezbędne do zaprojektowania transportu zsuwnego.

Dla ułatwienia stosowania powyższej metody podano tablicę wartości p, t w zależności od φ, n (tabela 3).

Tabela 3

Zależność wartości t, p od wartości φ, n

t				p				
$n = 0,6$	$n = 1$	$n = 2$	$n = 3$	$n = 0,6$	$n = 1$	$n = 2$	$n = 3$	
0,5000	0,5000	0,5000	0,5000	0,7538	0,2880	0,1291	0,0845	$\varphi = 0^\circ$
0,4712	0,1253	0,3401	0,3408	0,7555	0,2865	0,1227	0,0754	$\varphi = 5^\circ$
0,4428	0,3559	0,2210	0,1477	0,7605	0,2807	0,1088	0,0598	$\varphi = 10^\circ$
0,4153	0,2954	0,1461	0,0813	0,7692	0,2727	0,0944	0,0478	$\varphi = 15^\circ$
0,3893	0,2451	0,1010	0,0518	0,7824	0,2643	0,0827	0,0398	$\varphi = 20^\circ$
0,3651	0,2047	0,0733	0,0357	0,8010	0,2570	0,0742	0,0346	$\varphi = 25^\circ$

konstrukcji lub też aby wybrać położenie punktu martwego w dogodnym punkcie, co jest zwykle podyktowane względami transportu.

W kamieniołomie typu wgłębnego mamy dużą dowolność w przyjmowaniu kąta φ i wysokości zaczę-

Dla przybliżonych obliczeń, gdy nie ma konieczności dokładnego obliczania wartości t, p , można odczytać te wartości z dostatecznym przybliżeniem z nomogramu (rys. 12). Przykład powyższy dobitnie ilustruje, jak prostymi środkami można usprawnić przewóz bloków

w kamieniołomie. Urządzenia transportowe można w wielu przypadkach sporządzić systemem gospodarczym. Jedynym warunkiem opanowania tego transportu jest umiejętność wyznaczania położenia martwych i charakterystycznych punktów toru zsuwnego. Należy wyra-

zić przekonanie, że przez rozpowszechnienie i usprawnienie tego rodzaju transportu można będzie uzyskać skrócenie cyklu wydobywania bloków kamieniarskich, a tym samym w znacznym stopniu obniżyć koszty produkcji.

622.35:347.249

EKSPLOATACJA SUROWCÓW SKALNYCH W ŚWIELE NOWEGO PRAWA GÓRNICZEGO

Mgr inż. Henryk Friedberg, dr Leonard Starzycki

Treść: Nowe prawo górnicze poddaje kamieniołomy pod nadzór urzędów górniczych odnośnie bezpieczeństwa i higieny pracy, interesu społecznego, ochrony złożeń, wyrobisk górniczych i powierzchni. Wysokie wymagania prawa górniczego wobec osób kierownictwa i dozoru wysuwają zagadnienie przygotowania kadr jako podstawowe. Wykonane prace w tym kierunku.

Dawne prawo górnicze (Rozp. Prez. Rzeczp. z 29. XI. 1930 r. Dz. URP nr 85 z 5. XII. 1930 r.) odróżniało trzy zasadnicze grupy surowców mineralnych:

1. Surowce podlegające tzw. woli górniczej, nie związane z prawem własności gruntu, mogące być przedmiotem odrębnej własności górniczej, nadawanej pierwszemu odkrywcy złoża pod warunkami przewidzianymi prawem górniczym.

2. Surowce zastrzeżone na rzecz Państwa również nie związane z prawem własności gruntu, mogące być przedmiotem własności górniczej nadawanej jedynie Państwu.

3. Surowce przynależne do gruntu i nie mogące być przedmiotem odrębnej własności górniczej, a tym samym pozostające poza prawem górniczym.

Dawne prawo górnicze dostosowane było zasadniczo do ustroju kapitalistycznego.

Nowe prawo górnicze dekret z 6. V. 1953 r., Dz. Ust. nr 29 z dnia 1. VI. 1953 r. normuje stosunki prawne związane z poszukiwaniem i wydobywaniem kopalin zgodnie z duchem gospodarki uspołecznionej.

W myśl art. 4 nowego prawa górniczego prawo wydobywania kopalin służy wyłącznie Państwu. Wyjątek przewidziany w art. 5 prawa górniczego stanowią spółdzielnie i osoby nie będące wykonawcami planów gospodarczych, którym Minister Górnictwa za zgodą Przewodniczącego Państwowej Komisji Planowania Gospodarczego i w porozumieniu z właściwym ministrem może zezwolić na wydobywanie kopalin w celu zaspokojenia społecznie uzasadnionych potrzeb gospodarczych, o charakterze raczej lokalnym. Na podstawie dekretu z 21. X. 1954 r., o zmianie prawa górniczego art. 2 i 3 (Dz. Ustaw nr 47 z 1954 r.) dotychczasowe uprawnienia Ministra Górnictwa dotyczące wydawania zezwoleń na wydobywanie kopalin przeszły do zakresu działania właściwych ministrów.

Według dawnego prawa górniczego, łącznie z późniejszymi zmianami, przedmiotem własności górniczej mogły być tylko kopaliny wyliczone w dziale I art. 1, p. g., jak rudy, węgiel, sól, siarka, fosfor, glinki ogniotrwałe, magnezyty, kaoliny, grafit, kreda i gips.

Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 13. I. 1954 r. (Dz. Ustaw nr 5 z 3. II. 1954 r.) wydane na podstawie art. 1 ust. 2 p. g. określa w § 1 ust. 1 ÷ 13 kopaliny, których poszukiwanie i wydobywanie podlega prawu górniczemu.

Na zasadzie powyższego rozporządzenia Rady Ministrów, oprócz grupy minerałów, które dawne prawo poddawało tzw. woli górniczej, nowemu prawu górniczemu podlegają również między innymi wszystkie surowce kamienne (skalne) pochodzenia:

1. magmowego, jak granit, bazalt, andezyt, porfir, diabaz, melafir itp.,
2. osadowego, jak dolomit, wapień, piaskowce itp.,
3. metamorficznego, jak kwarcyt i marmur oraz piaski, gliny formierskie i piaski szklarskie, jeżeli ich złoża są przydatne do przemysłowej eksploatacji w rozmiarach przekraczających miejscowe potrzeby.

Podporządkowanie wszystkich surowców kamiennych (skalnych) prawu górniczemu ma doniosłe znaczenie dla rozwoju tej olbrzymiej gałęzi przemysłu, która przy dawnym systemie gospodarczym była wielce zaniedbana i prowadzona środkami nader prymitywnymi.

Wydobywanie kopalin na zasadzie art. 82 p. g. może się odbywać jedynie z zachowaniem przepisów prawa górniczego.

Według art. 83 prawa górniczego eksploatacja złóż powinna być prowadzona w sposób gospodarczo uzasadniony, który zapewnić może racjonalne wydobywanie kopalin i ograniczyć możliwość powodowania szkód górniczych.

Na zasadzie art. 90 ust. 1 wszystkie przedsiębiorstwa górnicze obowiązane są sporządzać plany bezpiecznego prowadzenia robót górniczych i prawidłowej gospodarki złożem i plany te przedkładać do zatwierdzenia okręgowym urzędem górniczym.

Zatwierdzone plany stanowią podstawę ruchu zakładu górniczego.

W myśl art. 93 ruch zakładu górniczego powinien być prowadzony według zasad techniki górniczej oraz w taki sposób, aby życie i zdrowie ludzkie, ani interes społeczny nie były narażone na niebezpieczeństwo.

Myślą przewodnią tego artykułu jest postawienie zakładów górniczych na odpowiednim poziomie technicznym oraz troska o człowieka przez zapewnienie mu bezpieczeństwa życia, jego zdrowia i higieny pracy.

Wydobywaniem kopalin w imieniu Państwa zajmują się przedsiębiorstwa górnicze (art. 10 p. g.).

Ze względu na zamierzoną w planach gospodarczych eksploatację określonego złoża kopaliny tworzy się ob-

szary górnicze w miejsce dawnych pól górniczych. Sprawę obszarów górniczych reguluje rozporządzenie Rady Ministrów z 27. III. 1954 r., (Dz. U. nr 14 z 1954 r.) w oparciu o art. 26 p. g.

Na zasadzie tego rozporządzenia Rady Ministrów obszar górniczy obejmować ma taką przestrzeń, aby istniejące w jej granicach złoża kopaliny lub jego część, nadawało się do prawidłowego i wyłącznego wydobywania kopaliny przez jedno przedsiębiorstwo górnicze z uwzględnieniem jego najwyższej przewidywanej zdolności produkcyjnej.

W odróżnieniu od dawnych pól górniczych, częstoć zbył szczupłych terenowo, aby mogły być podstawą racjonalnej rozbudowy zakładów górniczych, nowe obszary górnicze zapewniają w pełni prowadzenie planowej i racjonalnej gospodarki złożami kopalin oraz celowe usytuowanie zakładów górniczych w terenie.

Przedsiębiorstwu górniczemu przysługuje wyłączne prawo do wydobywania kopaliny ze złoża w granicach utworzonego obszaru górniczego (art. 34 p. g.).

Kompetencje Ministra Górnictwa z art. 26 p. g. ust. 2 dotyczące tworzenia obszarów górniczych, na podstawie dekretu z dnia 21. X. 1954 r. o zmianie prawa górniczego (Dz. U. nr 47 z 29. X. 1954 r.) przeszły do działania właściwych ministrów.

Przed kopalinami kamiennymi (skałnymi) — nowe prawo górnicze stawia otworem szerokie bramy postępu technicznego, który zapewni należyty rozwój tych zakładów górniczych, gwarantując bezpieczne prowadzenie robót górniczych i prawidłową gospodarkę złożami tych kopalin.

W tym celu prawo górnicze powierza nadzór nad wszystkimi zakładami górniczymi, a więc także i nad zakładami odkrywkowymi kamienia specjalnym fachowym organom, tj. urzędowi górniczemu, a mianowicie okręgowym urzędowi górniczemu w I instancji i Wyższemu Urzędowi Górniczemu jako Urzędowi kontrolującemu i nadzorującemu o charakterze Urzędu Centralnego, podległe Prezesowi Rady Ministrów (patrz dekret z dnia 31 października 1954 r. o urzędach górniczych Dz. U. nr 47 poz. 223).

Do zakresu działania urzędów górniczych należy nadzór nad przedsiębiorstwami górniczymi w zakresie stosowania przepisów prawa górniczego, w szczególności bezpieczeństwa i higieny pracy, ochrony interesu społecznego, ochrony złoża, wyrobisk górniczych i powierzchni.

Nadzór ten wykonują urzędy górnicze przez zatwierdzenie planów ruchu oraz osób kierownictwa i dozoru i przez okresowe inspekcje zakładów.

Wszystkie te przepisy prawa górniczego stawiają duże wymagania wobec osób kierownictwa i dozoru. Gdy nadto uwzględni się bardzo poważny rozrost zakładów eksploatacji kamieni użytkowych, wywołany ożywieniem życia gospodarczego i równoczesny rozwój tych zakładów — jasne jest, że sprawa przygotowania kwalifikowanych kadr, mogących sprostać tym zadaniom staje się podstawowym zagadnieniem gałęzi górnictwa odkrywkowego.

W zrozumieniu ważności tego zagadnienia Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie zorganizowała Sekcję skalną w ramach wydziału górniczego. Ponadto w ostatnich latach utworzono technikum skalne początkowo w Świdnicy, przeniesione następnie do Krakowa. Prowadzi się też liczne szkoleniowe kursy dla przygotowania kadr odpowiednich specjalistów dla potrzeb odkrywkowych zakładów górniczych.

Również Stowarzyszenie Naukowo-Techniczne Inżynierów Górnictwa (w ramach NOT) oddział w Krakowie zorganizowało w 1953 r. dwie konferencje naukowe na tematy: „zagadnienie techniki strzelniczej w kamieniołomach“ i „bezpieczeństwo i higiena pracy w kamieniołomach“. Równocześnie rozwija się literatura fachowa dająca teoretyczne podstawy i wytyczne do dalszego rozwoju górnictwa odkrywkowego.

Jak wynika z powyższych rozważań rozciągnięcie prawa górniczego również na kopaliny skalne, świadczy o trosce naszego Państwa Ludowego zmierzającej do pełnego i należytego wykorzystania wszelkich bogactw naturalnych kraju, dla zaspokojenia stale wzrastających potrzeb naszej gospodarki narodowej oraz wzrostu dobrobytu ludzi zamieszkałych na terenach dotychczas słabo uprzemysłowionych.

KRONIKA

Z działalności Krakowskiego Oddziału Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Górnictwa

Ukonstytuowanie Krakowskiego Oddziału SNTI i TG-NOT nastąpiło w dniu 20 listopada 1952 r.

Wyniki jego pracy charakteryzują się między innymi:

1. przeniesieniem siedziby Oddziału z Wieliczki do Krakowa,
2. wydatnym zwiększeniem liczby członków,
3. zwiększeniem liczby kół zakładowych z dwóch do czterech,
4. zorganizowaniem pięciu konferencji naukowo-technicznych, noszących charakter zjazdów,
5. wygłoszeniem licznych odczytów i pogadanek w kołach zakładowych.

6. podejmowaniem zobowiązań produkcyjnych przez członków kół zakładowych, z okazji świąt i uroczystości państwowych.

Zaznaczyć należy, że Krakowski Oddział SNTI i TG położył specjalny nacisk na rozwój górnictwa odkrywkowego przez:

1. zorganizowanie naukowo-technicznej konferencji branżowej dotyczącej techniki strzelniczej w kamieniołomach, która odbyła się w Wojewódzkim Oddziale NOT w Krakowie w dniu 22. IV. 1953 r.,
2. zorganizowanie naukowo-technicznej konferencji branżowej dotyczącej bhp w kamieniołomach, która odbyła się w Wojewódzkim Oddziale NOT w Krakowie w dniu 27. XI. 1953 r.,
3. utworzenie komisji dla spraw słownictwa górnictwa odkrywkowego pracującej pod kierunkiem prof. mgr. inż. A. Czeżowskiego z AGH,

4. wygłoszenie w dniu 13. X. 1954 r. w Wojewódzkim Oddziale NOT w Krakowie z okazji miesiąca Poglębenia Przyjaźni Polsko-Radzieckiej przez mgr. inż. W. Srokę odczytu pt. „Eksploracja odkrywkowa węgla brunatnego w rejonie północnego Uralu w ZSRR“ na podstawie własnych obserwacji poczynionych przez niego podczas pobytu w odkrywkowych kopalniach uralskich w latach 1952/53,
5. wygłoszenie w Krakowie w dniu 14. XII. 1954 r. przez mgr. inż. J. Samujłłę odczytu pt. „Drogi postępu w górnictwie odkrywkowym“.

Niezależnie od powyższego Krakowski Oddział SNTI i TG opracował niniejszy numer Przeglądu Górniczego, poświęcony tematyce górnictwa odkrywkowego.

Zakład Odkrywkowej Eksploatacji Złóż AGH

Przygotowanie kadr: Górnictwo odkrywkowe wprowadzono na AGH w Krakowie od 1. II. 1951 r. jako przedmiot na sekcji eksploatacyjnej Wydziału Mineralnego. Początkowo miała to być wyłącznie eksploatacja kamieniołomów. Po upływie pół roku sekcja została przeniesiona na Wydział Górniczy, jako jedna z czterech sekcji górnictwa. W 1952 r. utworzono Zakład Eksploatacji Odkrywkowej Złóż, który objął oprócz górnictwa również obróbkę kamienia, przeróbkę skał i transport powierzchniowy. Zakład ten, włączony do Katedry Eksploatacji Złóż ma już pewne osiągnięcia, gdyż wyszkolił dla przemysłów zajmujących się odkrywkową eksploatacją 5 magistrów inżynierów oraz 75 inżynierów pierwszego stopnia. Absolwenci ci zajmują w większej części poważne stanowiska i jako fachowcy cieszą się na ogół dobrą opinią.

Obecnie w ramach przygotowań do uruchomienia jednolitego studium pięcioletniego, studium górnictwa odkrywkowego ulegnie dalszemu rozszerzeniu, gdyż sekcja odkrywkowa uznana już dawno za specjalność ma mieć cztery specjalizacje, które da się połączyć w dwie odrębne grupy. Jedną z nich to specjalizacja skał twardych, a mianowicie skał przeznaczonych na kruszywo oraz na wyroby kamieniarskie. Druga grupa obejmuje eksploatację skał miękkich, tzn. węgla brunatnego oraz surowców mineralnych i ceramicznych.

Podział na specjalizacje następuje dopiero w IX semestrze studiów, a w ciągu pierwszych VIII semestrów studenci otrzymują wykształcenie jednolite.

Literatura. Literatura fachowa z zakresu odkrywkowej eksploatacji złóż przed wojną, praktycznie biorąc, prawie nie istniała u nas. Dopiero ostatnie lata powojenne wykazują pewne osiągnięcia w tej dziedzinie. Oto przegląd dotychczasowych wydawnictw. Prace oryginalne: W. Budryk: Roboty strzelnicze w kopalniach i kamieniołomach (Kraków 1946). Skrypt opracowany dla użytku studentów Wydziałów Górniczych; A. Czeżowski: Kamieniołomy (Warszawa 1947). Książka zawiera w obszernym ujęciu ogólny zarys eksploatacji, obróbki i przeróbki mechanicznej skał użytkowych dla celów budownictwa i drogownictwa, rozmieszczenie kamieniołomów w Polsce oraz normy techniczne kamienia budowlanego i drogowego; T. Tyrowicz: Kamieniarnictwo, część I (Warszawa 1952). Książka dla użytku uczniów technikum kamieniarskiego i średniego nadzoru technicznego, zawierająca ogólne wiadomości o skałach stosowanych w budownictwie i ich przydat-

ności dla obróbki kamieniarskiej; A. Czeżowski: Transport i składowanie w kamieniołomach (Kraków 1953). Skrypt dla użytku studentów sekcji odkrywkowej AGH oraz dla inżynierów w kamieniołomach i kopalniach odkrywkowych. Pierwsze systematyczne ujęcie całego transportu odkrywkowego w języku polskim z licznymi przykładami obliczeniowymi; A. Czeżowski: Przewóz samochodami i ciągnikami w kamieniołomach i kopalniach odkrywkowych (Stalinogród 1954). Książka dla robotników kwalifikowanych i średniego nadzoru technicznego, ujmująca w zwięzły i przejrzysty sposób zagadnienia nowoczesnego transportu drogowego. Tłumaczenia z języków obcych: A. Grumbrecht: Zasady górnictwa węgla brunatnego. Tłumaczenie z niemieckiego A. Patli i innych. Książka obejmująca całokształt zagadnień eksploatacji odkrywkowej złóż węgla brunatnych, dla użytku inżynierów i techników górniczych; G. R. Tchiladze: Obróbka kamienia zdobniczego. Tłumaczenie z rosyjskiego J. Chłodzińskiego, podręcznik zastępczy dla użytku średniego szkolnictwa zawodowego. Z uwagi na niewłaściwe słownictwo techniczne wprowadzone przez tłumacza książka ta wzbudza poważne zastrzeżenia.

Na uwagę zasługuje akcja podjęta przed dwoma laty przez Wydawnictwo Komunikacyjne i zmierzająca do wydania wielotomowego zbiorowego dzieła poświęconego wszystkim zagadnieniom górnictwa odkrywkowego. Należy się spodziewać, że przejęcie całości tego, tak oczekiwanego przez przemysł i szkolnictwo odkrywkowe, dzieła przez Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze w Stalinogrodzie (które nastąpiło z końcem ubiegłego roku), przyczyni się do przyspieszenia wydania drukiem opracowanych już zeszytów i pobudzi autorów do pracy nad następnymi.

Słownictwo. Naturalną konsekwencją ożywionej akcji pisania podręczników i skryptów była potrzeba ujednolicenia słownictwa technicznego w dziale odkrywkowej eksploatacji złóż. Braki w tym względzie były bardzo duże i każdy autor musiał na swoją rękę uzupełniać brakujące określenia, co w następstwie prowadziło do wielotorowości w słownictwie.

Celem uporządkowania tego stanu rzeczy wystąpił Zakład Odkrywkowej eksploatacji Złóż AGH do SNTITG przy NOT w Krakowie o utworzenie komisji słownictwa górnictwa odkrywkowego, której zadaniem będzie opracowanie kartoteki słownictwa w działach górnictwa odkrywkowego i przemysłu kamiennego, obejmujące eksploatację, transport, przeróbkę, obróbkę i bezpieczeństwo pracy. Komisja, która działa już od przeszło roku, opracowała kartotekę zawierającą kilkaset określeń przyjętych przez komisję. Pomimo stosunkowo niedużej ilości zebranych słów, przydatność jej jest widoczna jako pomoc dla zakładu i studentów. Powinna też stać się podstawą dla opracowania słownika „Górnictwa Odkrywkowego“, który powinien się ukazać jak najrychlej. Jest to poza tym zgodne z postulatami uchwalonymi na Sesji problemowej PAN w 1954 r. dotyczącej materiałów budowlanych.

Wobec tego, że do sprawy uporządkowania słownictwa komisja i Zakład Odkrywkowej Eksploatacji Złóż AGH przykładają dużą wagę, jest pożądanym, aby wszelkie wydawnictwa z zakresu górnictwa odkrywkowego były z punktu widzenia prawidłowości słownictwa technicznego uzgadniane z komisją, słowniki zaś z tego zakresu opracowywane pod jej kierunkiem.

Komunikat Katedry Ekonomiki i Organizacji Górnictwa AGH

Katedra Ekonomiki i Organizacji Górnictwa Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie prowadzi m. in. od 1950 r. wykłady z zakresu ekonomiki, organizacji i planowania górnictwa odkrywkowego. W wykładach tych kładzie się nacisk na zagadnienie racjonalnej eksploatacji złóż.

Niezależnie od pracy dydaktycznej prowadzona jest działalność naukowa z zakresu opracowania zasad racjonalnej eksploatacji złóż. Z tego zakresu ogłoszono prace omawiające racjonalne i oszczędne projektowanie sieci robót poszukiwawczych.

W oparciu o osiągnięcia z zakresu szacowania złóż skonkretyzowano zasady eksploatacji selektywnej,

opracowując eksploatację selektywną jedno- i wielosuwrowcową oraz jedno- i wielozłożową.

Katedra Ekonomiki i Organizacji Górnictwa AGH w Krakowie brała udział w opracowaniach tematów związanych z górnictwem odkrywkowym na Zjazd PAN i NOT w Stalinogrodzie (1954) oraz na Sesję Problemową PAN w Warszawie (1954 r.).

Prace naukowe z zakresu górnictwa odkrywkowego wykonywane w ramach działalności Katedry Ekonomiki i Organizacji Górnictwa publikowane są w następujących czasopismach: Archiwum Górnictwa, Zeszyty Naukowe Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie, Przegląd Górniczy, Materiały Budowlane, Cement — Wapno — Gips. Począwszy od 1950 r. w ramach prac naukowych Katedry Ekonomiki i Organizacji Górnictwa AGH ogłoszono drukiem 25 prac.

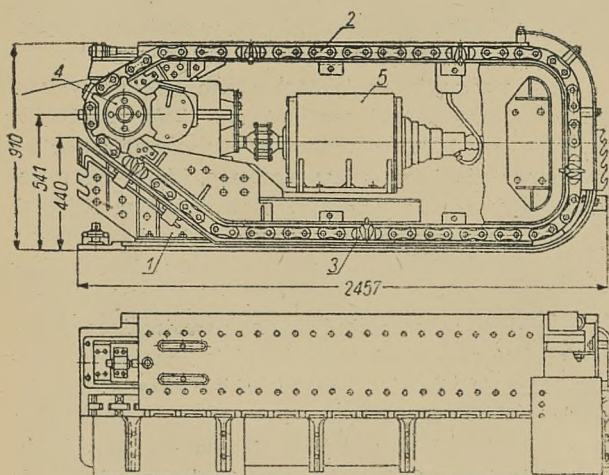
PRZEGLĄD ZAGRANICZNY

Zwiększona ładowarka kombajnu Donbass

Według: Iwanczinowa A.: *Uwielicznij kolcevoj gruzczik kombajna Donbass. Mastier Ugla, nr 11, list. 54, s. 19.*

W niektórych kopalniach zagłębia węglowego Karagandy w pokładach grubości 1,2 do 2,2 m z węglem wziętym napotyka się trudności w pracy ładowarki Donbass ze względu na to, że wymiary i konstrukcja ładowarki są nieodpowiednie dla wyżej wspomnianych warunków pracy.

Urabiany węgiel spada wielkimi kęsami na ładowarkę o wysokości 640 mm i zaklinowuje się między górnym i dolnym łańcuchem zgrzeblowym, na skutek czego powstaje przeciążenie silnika ładowarki, a niejednokrotnie również i głównego silnika kombajnu.



Rys. 1. Schemat udoskonalonej ładowarki kombajnu Donbass

1 — podłoże ramowej ładowarki, 2 — wrębnik, 3 — łańcuch zgrzeblowy, 4 — reduktor, 5 — silnik elektryczny

W celu zmniejszenia wielkości brył urabianego węgla, a przez to ułatwienia pracy ładowarki, stosowane jest uprzednie rozkruszanie pokładu przez strzelanie przed kombajnem.

Tego rodzaju rozwiązanie komplikuje jednak organizację produkcji. W celu pokonania wspomnianych

trudności, karagandyjski naukowo-badawczy instytut węglowy skonstruował nową ramową ładowarkę o wysokości 910 mm dla pracy w pokładach węgla grubości 1,2 ÷ 1,5 m.

Prototyp ładowarki został zbudowany na zasadzie ładowarki ramowej kombajnu Donbass; przedstawia ją rysunek 1.

W celu wzmocnienia górnej części ramy ładowarki przewidziana została płyta w górnej części reduktora oraz prowadnica łańcucha, co wpłynęło na polepszenie warunków pracy łańcucha.

Reduktor ładowarki został podniesiony o 88 mm, wskutek czego odległość miotania urobionego węgla przez zgrzebła łańcucha została zwiększona.

Pod ramę reduktora i silnika wstawiono podkładkę 73 mm wysokości. Część pionowa łańcucha ładowarki zakryta jest z obu stron metalowymi blachami, co chroni zgrzebła od zaklinowania przez duże kęsy węgla.

Prócz tego pomiędzy kadłubem i ramą reduktora została wstawiona podkładka grubości 15 mm, co w razie potrzeby pozwala na zamianę obecnie stosowanego silnika ładowarki na silnik większy. Wykonano nową wyrzutnię dla ładowanego węgla i kierownicę; inne części ramowej ładowarki pozostały bez zmiany.

Dane techniczne ładowarki po przeróbce:

wysokość, mm	964,00
szerokość, mm	780,00
długość, mm	2457,00
ciężar, kg	2100,00

Wyżej opisana udoskonalona ładowarka była poddana próbie w drugiej wschodniej ścianie kopalni nr 38 trestu Kirowugol, w pokładzie grubości 1,3 m.

Przeprowadzone próby wykazały, że obciążenie silnika jest obecnie bardziej równomierne i waha się w granicach jego nominalnej mocy; zmniejszyły się również szczytowe obciążenia przy opadaniu na ładowarkę dużych kęsów węgla. Zastosowanie ramowej ładowarki o zwiększonej wysokości zapewniło równomierną pracę kombajnu Donbass przy prędkościach roboczego posuwu od 0,27 do 0,54 m na minutę, równocześnie wydobyte ze ściany wzrosło o 75 t węgla na dobę.

Mgr inż. Eugeniusz Bojemski

O podwyższeniu niezawodności pracy i okresu użytkowania przenośników zgrzeblowych SKR-11

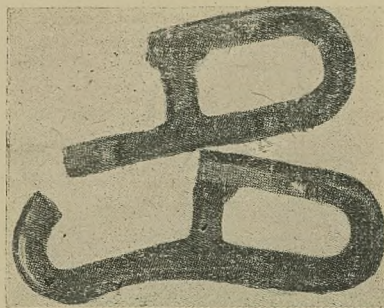
Według: Kisin W. B. i Tenenbaum M. M.: O powyszenii nadiezhnosti raboty i sroka sluzhby skriebkovykh konwejerow SKR-11. Ugol nr 1, stycz. 54, s. 25.

Przenośniki zgrzeblowe dzięki swym zaletom eksploatacyjnym wyparły ostatecznie przenośniki innych typów i obecnie stanowią podstawowy środek odstawy urobku w ścianach. Jednakże mają również szereg wad. Według zasady działania stanowią one jakby zmechanizowane zgarniarki, a praca ich związana jest z wysokimi stratami na tarcie. W wyniku ciągłego tarcia zgrzebeł i łańcucha o dno rynien oraz tarcia w przegubach łańcucha nieuchronnie najwięcej zużywają się elementy metalowe. Wskutek tego przenośniki zgrzeblowe mają mniejszy okres trwania niż inne maszyny górnicze i powodują częste postoje w pracy ścian, a ponadto zużycie stali jest bardzo duże.

W ostatnich latach wprowadzono znaczne zmiany w konstrukcji przenośnika zgrzeblowego SKR-11 oraz w technologii jego wykonania. Przez to udało się zmniejszyć awaryjność napędów i zwiększyć okres ich użytkowania, lecz nie znaleziono jeszcze radykalnych rozwiązań dla podwyższenia okresu użytkowania najwięcej zużywających się elementów przenośnika (łańcuchy, rynny, łańcuchowe koła gwiazdowe). Najczęstsze przerwy w pracy przenośników zgrzeblowych spowodowane są zerwaniem się łańcucha. Na podstawie analizy danych o pracy łańcucha wyróżnić można trzy okresy. Pierwszy z nich odpowiadający początkowi pracy nowego łańcucha charakteryzuje się stosunkowo częstymi zerwaniami, przede wszystkim bocznymi ogniw. Jest to, można by powiedzieć, okres „naturalnego wybrakowania”. W drugim, najdłuższym okresie, łańcuch pracuje stosunkowo niezawodnie, bez częstych zerwań ogniw. W trzecim, końcowym okresie użytkowania łańcucha, na nowo zaczyna się niszczenie ogniw, przy czym zużywają się tutaj zarówno boczne jak i środkowe ogniwa. Przeprowadzone badania pozwoliły ustalić przyczyny zniszczeń ogniw i przedsięwziąć środki mające na celu zmniejszenie awaryjności łańcuchów. Ogniwa poddane badaniom przepracowały różne okresy czasu w kopalniach. Część z nich była zniszczona (rys. 1 i 2), część silnie zniekształcona (rys. 2), a niektóre, nawet silnie zużyte (rys. 3 i 4) nie posiadały śladów zniszczenia względnie zniekształcenia. Analiza metalograficzna wykazała, że zniszczone ogniwa posiadały z reguły bardzo grube ziarno (1—2 stopni według GOST 5639-51), a ogniwa silnie zużyte w tym samym czasie, lecz nie zniszczone, o zmniejszonym ponad dwukrotnie nawet przekroju, miały drobne ziarno (7÷8 stopni) (rys. 5 i 6).

Z wielkością ziarna stali związany jest ważny parametr trwałości — wytrzymałość na obciążenie dynamiczne, charakteryzujący się pracą niezbędną dla zniszczenia próbki przy obciążeniu dynamicznym. Na rys. 7 przedstawiono zależność pomiędzy wielkością ziarna stali, wytrzymałością na obciążenie dynamiczne, a wytrzymałością na obciążenie statyczne określoną według danych uzyskanych z doświadczeń. Jak widać z tej zależności, ze wzrostem wielkości ziarna wytrzymałość metalu na obciążenie dynamiczne gwałtownie maleje. Równocześnie wytrzymałość charakteryzująca trwałość

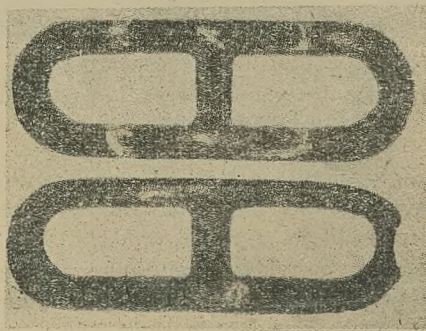
metalów przy statycznym badaniu na rozciąganie zmienia się nieznacznie. Różnice te dla stali 45G2 uwarunkowane są zmianą temperatury nagrzania w przedziale 800 ÷ 950° i prędkością chłodzenia na powietrzu. Zniszczenie bocznych ogniw (rys. 1) w pierwszym okresie pracy łańcucha spowodowane jest ich niską wy-



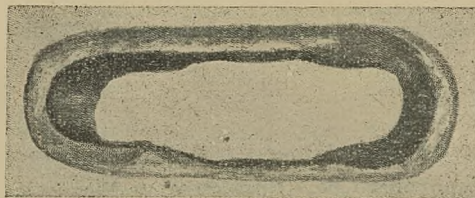
Rys. 1. Boczne ogniwa łańcucha zniszczone w okresie „naturalnego wybrakowania”



Rys. 2. Zniekształcone i zniszczone ogniwa środkowe łańcucha



Rys. 3. Nowe i zużyte ogniwa boczne

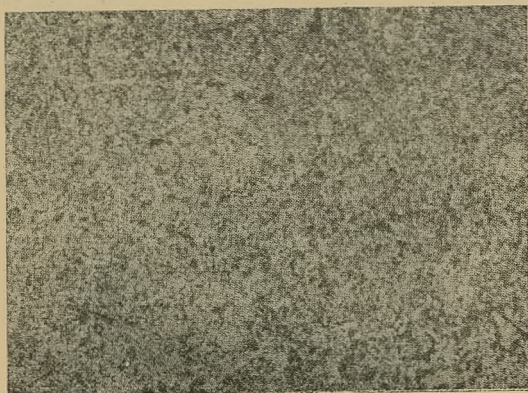


Rys. 4. Ogniwo środkowe z silnie zmniejszonym przez zużycie przekrojem (w miejscu umocowania zgrzebla)

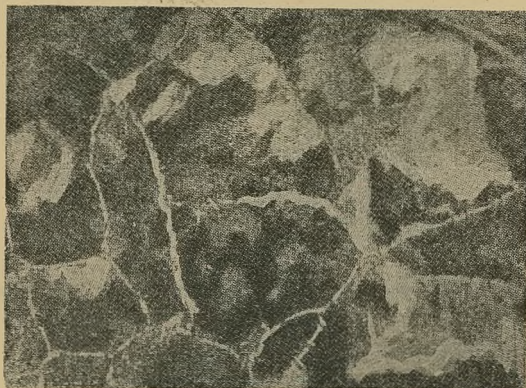
trzymałością na obciążenie dynamiczne, które w warunkach pracy przenośnika zgrzeblowego jest dosyć częste. Tak więc okres „naturalnego wybrakowania”, to okres wydalenia z łańcucha ogniw z niską wytrzymałością na obciążenie dynamiczne. Istnienie takich ogniw możliwe jest dlatego, że dotychczas jedynym kryterium trwałości łańcucha jest siła zrywająca okre-

lana na maszynie przy statycznym rozciąganiu odcinków łańcucha.

Dla łańcuchów ze stali 45G2 ustalono tę siłę w wysokości 22 000 kg. Jak pokazały doświadczenia, wiel-



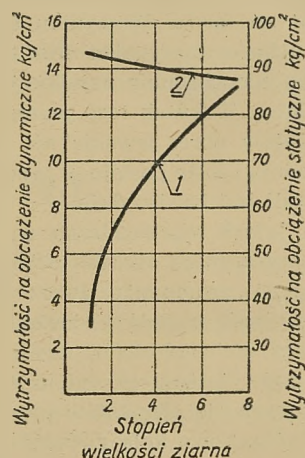
Rys. 5. Mikrostruktura stali 45G2 po prawidłowo przeprowadzonym normalizowaniu (wyżarzeniu z chłodzeniem na powietrzu). Ziarno 8 stopni (wg GOST 5639-51). Powiększenie stukrotne.



Rys. 6. Mikrostruktura stali 45G2 przy przegrzaniu w procesie normalizowania. Ziarno 1 stopień (wg GOST 5639-51). Powiększenie stukrotne.

kość siły zrywającej nie stanowi dostatecznego kryterium oceny trwałości łańcucha. Dla wyeliminowania okresu „naturalnego wybrakowania” i związanych z nim częstych postojów przenośnika niezbędne jest uwarunkowanie stali od wielkości wytrzymałości na obciążenie dynamiczne i usiłowanie dobierania jedno-rodności przy produkcji ogniw według wskaźnika wy-

trzymałości na zniszczenie przez obciążenie dynamiczne. Dobre rezultaty odnośnie wytrzymałości na obciążenie dynamiczne mogą być uzyskane przy stali 45G2, dla której przy dotychczasowym normalizowaniu (wyżarzeniu z chłodzeniem na powietrzu), osiągnano ten wskaźnik w wysokości 10 — 12 kg/cm². Jednakże przy najbardziej niezawodnej obróbce termicznej ogniw łańcucha należy liczyć na hartowanie z wyżarzeniem stali w wysokiej temperaturze, przy którym uzyskuje się wysokie wartości wytrzymałości na obciążenie statyczne (do 100 ÷ 110 kg/mm²), zakresu płynności (do 80 do 100 kg/mm²), i wytrzymałości na obciążenie dyna-



Rys. 7. Zależność pomiędzy wielkością ziarna normalizowanej stali 45G2, wytrzymałością na obciążenie dynamiczne i wytrzymałością na obciążenie statyczne

miczne (11 ÷ 14 kg/cm² i więcej). Łańcuch z takiej stali może wytrzymać statyczną siłę zrywającą około 30 000 kg, a równocześnie posiada większą wytrzymałość na obciążenia dynamiczne. Dlatego też przejście do udoskonalenia łańcuchów, mimo konieczności przebudowy urządzeń do ich produkcji, jest ważnym i niezbędnym zadaniem stojącym przed fabrykami maszyn górniczych. Przedstawione podstawowe przedsięwzięcia nie wyczerpują oczywiście wszystkich możliwości mających na celu uczynienie przenośników zgrzeblowych maszynami bezawaryjnymi, z minimalnym rozchodem części zapasowych. Dla osiągnięcia tego celu potrzebne są również wysiłki ze strony użytkowników.

Mgr inż. Rudolf Chmura

Sprostowanie

W artykule prof. mgr inż. R. Dykacza, prof. dr inż. B. Krupińskiego, prof. dr B. Rogi, prof. mgr inż. W. Stepińskiego pt. „Górnictwo w Niemieckiej Republice Demokratycznej” zamieszczonym w nr 2/1955 „Przeglądu Górniczego” na str. 48, szpalta prawa, 11. wiersz od góry autorzy dodają:

17. Prof. dr Klaus — Uniwersytet Humbolta w Berlinie: System periodyczny w świetle materializmu dialektycznego.

Redaguje Komitet Redakcyjny powołany przez Departament Techniki Ministerstwa Górnictwa

Redaktor Naczelny: mgr inż. Stanisław Gisman; Sekretarz Redakcji: mgr Maria Subocz; Redaktorzy Działowi: mgr inż. Marcin Borecki, mgr inż. Stanisław Kossuth, mgr Jerzy Osuchowski, mgr inż. Jan Zyzak

REGULAMIN KONKURSU

na nowoczesny układ centralnego sterowania ciągu przenośników taśmowych w podziemiach kopalń węgla

Dla przyspieszenia postępu na odcinku automatyzacji odstawy urobku w kopalniach węgla, Ministerstwo Górnictwa ogłasza

KONKURS OTWARTY

na nowoczesny układ centralnego sterowania ciągu przenośników taśmowych w podziemiach kopalń węgla.

A. Warunki konkursu:

1. Konkurs jest otwarty, tj.: mogą w nim brać udział wszystkie osoby bez względu na miejsce zatrudnienia lub zamieszkania.
2. Konkurs obejmuje pomysły nowych urządzeń oraz usprawnień racjonalizatorskich w zakresie centralizacji i automatyzacji pracy zespołu przenośników taśmowych w kopalniach węgla, ze szczególnym zwróceniem uwagi na:
 - a. możliwie prosty układ centralnego sterowania,
 - b. układ sygnalizacji ruchu przenośników,
 - c. układ łączności na trasie,
 - d. rozwiązania zabezpieczeń przeciwpożarowych, przeciwporażeniowych itp.,
 - e. umożliwienie przewozu ludzi przenośnikami do przodku.
3. Projekty powinny dawać zwiększenie pewności ruchu w stosunku do urządzeń obecnie stosowanych oraz uwzględniać w najszerszym zakresie możliwość zastosowania aparatury krajowej. Konieczność zastosowania nowej aparatury należy ograniczyć do niezbędnego minimum.

Projekty mogą obejmować urządzenia nie stosowane dotychczas w przemyśle węglowym na skalę przemysłową jak również ulepszenia urządzeń powszechnie stosowanych w przemyśle węglowym.
4. Projekty nadsyłane na konkurs powinny zawierać:
 - a. dokładny i jasny opis techniczny danego urządzenia z podaniem różnic pomiędzy rozwiązaniami istniejącymi a rozwiązaniem proponowanym;
 - b. schematy ideowe i montażowe, potrzebne rysunki, szkice, obliczenia, wykresy itp. pozwa-

lające dokładnie ocenić przydatność pomysłu oraz korzyści ekonomiczne.

5. Oceny projektów zgłoszonych na Konkurs dokona Sąd Konkursowy powołany przez Ministra Górnictwa.
6. Ogłoszenie wyników konkursu nastąpi w dniu 31 sierpnia 1955 r. w Ministerstwie Górnictwa w Stalinogrodzie ul. Powstańców 30.
7. Projekty nagrodzone na konkursie względnie przyjęte do realizacji stają się własnością Ministerstwa Górnictwa.

F. Nagrody.

Za najlepsze ze zgłoszonych projektów zostaną przyznane przez Sąd Konkursowy następujące nagrody.

pierwsza nagroda	—	w wysokości zł 8.000,—
druga nagroda	—	„ „ zł 4.000,—
trzecia nagroda	—	„ „ zł 2.000,—

Niezależnie od nagród przyznanych przez Sąd Konkursowy, autorzy projektów przyjętych do realizacji otrzymają wynagrodzenie przewidziane w przepisach o wynalazczości pracowniczej.

C. Zgłoszenia.

Projekty zgłaszane na Konkurs należy nadsyłać w terminie do dnia 30 lipca 1955 r. na adres: Ministerstwo Górnictwa — Departament Techniki, Stalinogród, ul. Powstańców 30.

O zachowaniu terminu decyduje data stempla pocztowego. Projekty należy przysyłać w zalakowanej kopercie z napisem: „Konkurs na nowoczesny układ centralnego sterowania przenośników taśmowych.”

Projekt powinien być opatrzony godłem. Wewnątrz koperty należy umieścić drugą zalakowaną kopertę zaopatrzoną w to samo godło i zawierającą imię, nazwisko i adres autora projektu.

Otwarcie kopert z projektami nastąpi w dniu 5 sierpnia 1955 r. o godz. 10 w Departamencie Techniki Ministerstwa Górnictwa w Stalinogrodzie.

KONKURS-ANKIETA CZYTELNICZA

Wydawnictwa Górniczo-Hutniczego i Trybuny Robotniczej

Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze z Redakcją Trybuny Robotniczej ogłasza konkurs-ankietę czytelniczą na temat książki technicznej.

Zastanów się nad podanym niżej spisem książek, wskaż jedną z nich, która zwróciła twoją uwagę i odpowiedz na następujące pytania:

1. Dlaczego wskazałeś tę właśnie książkę?
2. Czy czytałeś ją już poprzednio, czy dopiero po ogłoszeniu ankiety?
3. Czy uważasz ją za napisaną i wydaną dobrze czy źle — uzasadnij swoje stanowisko.
4. Jakie korzyści odniosłeś z przeczytania tej książki, czy pomogła ci ona w pracy zawodowej?
5. Co robisz, aby popularyzować książkę techniczną w twoim środowisku i z jakimi zdaniami spotykasz się na temat książki technicznej?

Odpowiedz na ankietę z podaniem imienia, nazwiska, adresu, wieku, wykształcenia i zawodu — prześlij do Redakcji do spraw upowszechnienia czytelnictwa Wydawnictwa Górniczo-Hutniczego, Stalinogród, ul. 3 Maja 36, II p. w terminie do dnia 15 lipca 1955 r. pisząc na kopercie: „Ankieta o książce technicznej”.

Autorom najlepszych odpowiedzi przyznane będą następujące nagrody:

jedna nagroda	zł 1000.—
dwie nagrody po	zł 500.—

pięć nagród po	zł 300.—
dziesięć nagród po	zł 100.—

Sąd konkursowy złożony z przedstawicieli Wydawnictwa Górniczo-Hutniczego i Redakcji „Trybuny Robotniczej” ogłosi wyniki w listopadzie 1955 r. w „Trybunie Robotniczej” i w zeszytach listopadowych czasopism technicznych wydawanych przez Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Odpowiedź wyróżniona I. nagrodą zostanie opublikowana w „Trybunie Robotniczej” oraz w czasopismach technicznych wydawanych przez Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Pozostałe nagrodzone odpowiedzi będą w miarę możliwości drukowane w popularnych czasopismach technicznych górniczych lub hutniczych zależnie od tego, której z tych gałęzi techniki odpowiedź dotyczy.

Spis książek objętych ankietą:

- Cybulski W. — Niebezpieczeństwo wybuchu pyłu węglowego.
Pogoda L., Orłowski W. — Cieśla górniczy.
Gisman S. — Przekładka przenośników zgrzeblowych.
Jankowski F. — Wiadomości dla współzawodniczących.
Opara M. i Olszewski J. — Wstępne wzbogacanie węgla w przodku.

Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze

- ANTONOW W. J.: Suszenie i zbieranie torfu kawałkowego, 1954 (tłum. z ros. J. Dubois). 1954, str. 102, zł 5,50
- APT I., LASKOWSKI T., OLCZAKOWSKI W.: Muł węglowy jako paliwo przemysłowe, 1954, str. 83, zł 5,50
- BADAK A.: Wiertnica Trauzl, 1954, str. 67, zł 4,80
- BLADOWSKI S.: Zabezpieczenia przed porażeniami w urządzeniach elektrycznych w górnictwie, 1954, str. 147, zł 10,80
- BLASCHKE S.: Technologia i technika przeróbki mechanicznej kopalni użytecznych. Tom I, 1954, str. 644, zł 60.—
- BŁOCKI B.: Pomocnik wiertacza, 1954, str. 61, zł 3,20
- BRINCKEN S.: Higiena i bezpieczeństwo pracy przy robotach wiertniczych BOP. 1955, str. 58, zł 4,10
- CHOJNACKI S.: Książeczka budowca ścianowego, 1954, str. 43, zł 2.—
- CZEŻOWSKI A.: Przewóz samochodami i ciągnikami w kamieniołomach i kopalniach odkrywkowych węgla oraz rud 1954, str. 86, zł 4,70
- DUDEK J.: Książeczka strzałowego w kopalni, 1954, str. 47, zł 2.—
- DUDEK W.: Oświetlenie i sygnalizacja. Górnictwo tom XIII. Cz. 2. Urządzenia teletechniczne w podziemnych kopalniach 1955, str. 247, zł 27,—
- GISMAN S., TRZOSKA J.: Przekładka przenośników zgrzeblowych 1954, str. 82, zł 4,40
- JURKIEWICZ J.: Sól i jej produkcja, 1954, str. 126, zł 4,80
- JASIEŃSKI W.: Nasycanie drewna w kopalniach węgla, 1954, str. 82, zł 6.—
- JANKOWSKI F.: Wiadomości dla współzawodniczących w kopalniach węgla 1954, str. 95, zł 5,—
- KARLIC S.: Maszynoznawstwo dla wiertaczy 1954, str. 103, zł 5,50
- KRUCZEK R.: Wydobywanie ropy samoczynne oraz przy użyciu gazu sprężonego. 1954, str. 66, zł 3,50
- KRZENEK L.: Nowoczesne urządzenia do przeróbki ropy naftowej, 1954, str. 95, zł 7,50
- KRUPA L.: Wrębiarki ścianowe, 1954, str. 111, zł 7,50
- KOTARBA J.: Maszynista wyciągowy, 1954, str. 152, zł 11,20
- KLOTT M.: Pouczenia dla nowozatrudnionych w kopalni. 1954, str. 74, zł 2,50
- KANCZUCKI A. i KANCZUCKI A.: Systematyka robót w górnictwie, 1954, str. 211, zł 30.—
- KRUKIEREK K.: Bezpieczeństwo i ochrona pracy w kopalnictwie naftowym 1955, str. 34, zł 2,30
- KOZUBSKI F.: Miernictwo górnicze 1955, str. 233, zł 13,20
- LIDIN G. D.: Walka z wydzielaniem się gazów w kopalniach węgla, (tłum. z ros. K. Izdebski), 1954, str. 58, zł 4.—
- MIELECKI T.: Węgiel — Wiadomości o własnościach i badaniu, 1954, str. 64, zł 4,—
- MRAZEK M., WALIDUDA A.: Wiertnica SM 1954, str. 42, zł 2,—
- MACIEJASZ Z.: Eksploatacja złóż rudnych, 1954, str. 122, zł 6,70
- MAROSZEK H.: Elektrotechnika górnicza, 1954, str. 378, zł 19,50
- MACIEJASZ Z.: Poszukiwanie złóż rudnych 1955, str. 135, zł 7,70
- NATURSKI A., URBAN J.: Górnik na robotach w kamieniu, 1954, str. 83, zł 4.—
- NIEMENTOWSKI S.: Pomocnik destylatora przy stabilizacji i frakcjonowaniu gazoliny 1955, str. 46, zł 2,—
- OBRAPALSKI J.: Elektryczne maszyny wyciągowe, 1954, str. 194, zł 19.—
- OLSZEWSKI J.: Książeczka górnika ścianowego, 1954, str. 70, zł 2.—
- ORŁOWSKI L.: Pierwsze kroki i roboty w kopalniach węgla 1954, str. 75, zł 4,50
- ORŁOWSKI L.: Pomocnik cieśli górniczego, 1954, str. 55, zł 2,40
- POGODA W.: Młodszy podsadzkarz 1954, str. 48, zł 2.—
- POKROWSKI N. M.: Głębień szybów pionowych zwykłymi sposobami (tłum. z ros. J. Olszewski i T. Piaseczny) 1954, str. 347, zł 25,50
- PAWLIKOWSKI T.: Analiza składników gazowych powietrza kopalnianego, 1954, str. 188, zł 14,30
- POGODA W.: Ładowacz chodnikowy 1955, str. 55, zł 2,40
- ROGA B.: Węgiel kamienny, przeróbka i użytkowanie, 1954, str. 439, zł 42.—
- ROMANOWICZ E.: Pomiarowy kopalniany 1954, str. 59, zł 2,40
- SZKLARSKI L.: Trakeja elektryczna w kopalni, 1954, str. 411, zł 45.—
- SZPILEWICZ A.: Poradnik koksochemika. T. III, 1954, str. 611, zł 55.—
- SCHILLER W.: Pompowanie ropy z otworów wiertniczych 1955, str. 71, zł 3,80
- SALUSTOWICZ A.: Mechanika górotworu. Cz. 1. Mechanika górotworu. Górnictwo T. III 1955, str. 287, zł 31,20
- URBAN J.: Wozak i konwojent w kopalniach 1954, str. 38, zł 2,—
- URBAN J.: O tapaniach kopalnianych 1955, str. 42, zł 1,80
- WOŁKOW J. S.: Zasady kopalnictwa rud żelaza, 1954, str. 307, zł 25.—
- WOJNAR J.: Ostrzenie i napawanie utwardzające świdrów wiertniczych 1954, str. 71, zł 4,30

Do nabycia w księgarniach technicznych Domu Książki i u kolporterów zakładowych

